SANDRO MEZZOLANI
ANDREA SIMONCINI
c/o Via Machiavelli, 105
Tel. 070/49.66.75
09131 CAGLIARI

L. SANNA MANUNTA

PREPARAZIONE MECCANICA DEI MINERALI

NUOVO TRATTATO GENERALE
COMPLETAMENTE AGGIORNATO
CON CINQUECENTOQUARANTADUE ILLUSTRAZIONI

EDITORE ULRICO HOEPLI MILANO
1938-XVI

PROPRIETÀ LETTERARIA

INDICE DELLE MATERIE

Pag.

Prefazione XI

CAP. I – **Preliminari** 1-9

CAP. II – **La cernita** 10-33

Preparazione e precauzioni in miniera, 10-12 – Cernita in cantiere, 12-13 – Separazione e cernita a mano all'esterno; griglie ordinarie; griglie Ross e griglie mobili, 13-16 – Disposizione delle griglie, 16-17 – Frantumazione seguita da cernita, 17-18 – Cernita col martello, 18-20 – Tavole fisse di cernita, 21 – Tavola oscillante, 22 – Nastri di cernita, 24 – Tavole rotonde di cernita, 26-29 – Impianti di frantumazione e cernita, 30-32 – Caratteristiche delle tavole mobili, 33.

CAP. III – **Sfangamento** 34-51

Crivelli sfangatori a mano, 34 – Casse o canali con agitazione a mano, 35 – Casse o canali con agitatori meccanici, 35-38 – Tamburi o trommels sfangatori, 39-42 – Sfangatori a getti d'acqua a pressione, 43 – Sfangatori o classificatori a draga, 44 – Sfangatore o classificatore Dorr, 45 – Sfangatore o classificatore Akins, 47 – Sfangatore o classificatore Mac-Lean, 49-51.

CAP. IV – **Frantumazione** 52-88

Frantoi a mascelle tipo Blake, 52-61 – Frantoi a mascelle tipo a leva (Marsden, Baxter, Sturtevant, Dodge), 62-64 – Frantoio Samson e derivati, 65-69 – Frantoi a rotazione (Fraser e Chalmers, Allis-Chalmers, Humboldt, Luther, Telsmith), 69-81 – Symons Disc, 81-84 – Symons Cone Crusher, 84-87 – Symons short Head Crusher, 88.

CAP. V – **Triturazione e macinazione** 89-170

Cilindri trituratori in genere, 89-93 – Cilindraia Sanna, 94-95 – Cilindraia Argall, 96 – Cilindraia Allis-Chalmers, 97 – Cilindraia Sanna a cilindri equilibrati e sospesi, 98-101 – Dettagli di costruzione delle cilindraie, 101-107 – Capacità e forza richiesta, 107-110 – Molini a martelli, 111 – Pestelli, 112-123 – Pestelli a vapore, 123-126 – Molino pendolare Huntington, 126-130 – Molini a palle Krupp, 130-136 – Molino a palle Ferraris, 136-137 – Classificazione dei molini moderni,

Pag.

137-138 – Molini a palle (Ball-Mills), 138 – Alimentatori, corazzature, diaframmi, 139-142 – Ball-Mills Allis-Chalmers, 143 – Ball-Mills della Humboldt, 144 – Ball-Mills Marcy Pebble-Mills, 145 – Capacità di macinazione dei molini a palle, 146 – Macinazione a ciclo chiuso, 146-148 – Consumo di palle e piastre, 149 – Consumo di energia, 149 – Molini conici Harding, 149-156 – Tub-Mills, 156-160 – Molini a verghe (Rod-Mills), 161-163 – Macine a sfregamento, 163 – Arrastra, 165 – Tine d'amalgamazione, 165 – Macine a lavoro a pressione (Schranz, Heberle, Tustin), 166 – Molino Chiliano, 166-167 – Disintegratore Vapart, 168 – Disintegratore Carr, 169 – Disintegratore Rapid, 170.

CAP. VI – **Note pratiche riguardanti il lavoro di frantumazione e macinazione** 171-187

Lavoro speso nella macinazione, 172 – Scelta delle macchine, 174 – Analisi volumetriche per vagliatura, 175 – Scale di perforazione degli stacci, 176 – Scala Tyler, 177 – Scala della detta serie U. S., 179 – Esecuzione delle analisi volumetriche, 180 – Diagrammi relativi, 182 – Metodo Jackson per ottenere le caratteristiche volumetriche, 185 – Metodo dell'Associazione dei Fonditori Americani, 187.

CAP. VII – **Basi teoriche e sperimentali della classificazione dei grani** 188-220

Calcolo della velocità di caduta dei grani nell'acqua, 189 – Fattori d'equivalenza del Rittinger e del Richards, 191 – Condizioni della caduta libera a Carnoulé, nella Kieve e nel crivello a mano, 198 – Spiegazione del Rittinger sul funzionamento del crivello a mano, 199 – Studi del Monroe sulle condizioni della caduta dei grani in massa, 200 – Critica del Richards alla teoria del Monroe, 202 – Fattori d'equivalenza interstiziali, 204 – Pesi specifici di minerali e ganghe, 206 – Esame del funzionamento del crivello meccanico, 207 – Metodo empirico per determinare il fattore d'equivalenza, 211 – Studio preventivo del lavaggio per diagrammi, 213 – Crivello sperimentale Sanna e relativi diagrammi, 214 – Limiti della classificazione dei grani per volume, 220.

CAP. VIII – **Classificazione per volume** 221-259

Trommels o tamburi classificatori, 222 – Vagli a scossa o Raëtters, 233 – Vaglio a moto girante Coxe, 234 – Vaglio girante Galland, 236 – Vibro-vagli Ferraris, 236 – Vibrovagli Sanna, 239 – Impact Screen, 246 – Improved Impact Screen, 247 – Vagli vibranti Magut, 248 – Vibrovaglio elettro-magnetico Sherwen, 249 – Vibrovaglio elettro-magnetico Hum-mer, 251 – Callow-Screen, 257.

CAP. IX – **Classificazione per equivalenza** 260-297

Caduta dei grani fini in una corrente d'acqua, 260 – Classificazione in casse a punta, 261 – Classificatore di Ems, 264 – Spitzlutte del Rittinger, 265 – Labirinto classificatore del Bilharz, 267 – Classificatori a doppio cono del Rittinger, 267, della Casa Wilfley, del Ratel, 268-269

Pag.

– Classificatori tubolari del Richards, 270 – Heberwasche, 273 – Idrovagli Ferraris, 275 – Classificatore Fossati, 278 – Classificatore a pulsazione del Richards, 279 – Classificatore Shannon, 283 – Altro classificatore Richards, 284 – Classificatore Deister, 285 – Cono del Callow, 286 – Cono Caldecott, 287 – Addensatore Dorr, 288 – Classificazione e deposito dei fanghi, 289 – Spitzkasten per fanghi, 292 – Bacini di chiarificazione, 295.

CAP. X – **Concentrazione con crivelli** 298-375

Crivelli a staccio mobile, 299 – Crivello sardo, 300 – Crivello inglese (Jig), 301 – Crivello Hancock, 306 – Crivello concentratore Sanna, 315 – Crivello a staccio fisso Ferraris, 320 – Crivello Monteponi a 4 compartimenti, 322 – Crivello tipo americano, 325 – Trasmissione di movimento ad eccentrico o a glifo, 326 – Crivello a glifo, 328 – Crivello a molla Wilfley, 330 – Diagrammi del moto a eccentrico, a glifo ed a molla, 332 – Crivelli Standard, 334 – Crivelli Woodbury, 337 – Crivello pulsante Richards, 338 – Dettagli e norme costruttive dei crivelli, 340 – Eccentrici a feritoia, a nonio (Ferraris), a nonio (Martinazzo), 342-344 – Alimentazione, 346 – Evacuazione dei prodotti per bocchette, 348 – Evacuazione dei prodotti per filtrazione, 353 – Sistema d'evacuazione misto, 355 – Elementi di lavoro dei crivelli, 356 – Composizione dei letti e funzionamento dei crivelli filtranti, 363 – Capacità dei crivelli, 371 – Dimensioni dei crivelli, 373 – Numero dei compartimenti e consumo di energia, 374.

CAP. XI – **Concentrazione su tavole** 376-435

Principio fondamentale, 376 – Cassone tedesco, 378 – Tavola dormente, 380 – Classificazione delle tavole, 383 – Tavola a scossa longitudinale 385 – Tela di Brunton, 388 – Vanners, 389 – Roundbuddles, 393 – Tavole giranti, 396 – Tavola Linkenbach, 399 – Tavola a nastro Ferraris, 402 – Tavola Stein-Bilharz, 404 – Tavola Rittinger, 405 – Tavole oscillanti o vibranti, 407 – Tavola Wilfley, 409 – Tavola vibrante Ferraris, 415 – Tavola Ferraris-Krupp, 417 – Tavola Wright, 419 – Tavola a lancio Humboldt, 420 – Tavola Fossati, 421 – Tavola Deister-Overstrom, 423 – Tavola Butchart, 425 – Tavola Deister-Plat-O, 426 – Tavola Kraut, 430 – Tavola Sanna a più piani, 433.

CAP. XII – **Concentrazione per fluttuazione** 436-506

Primi tentativi di trattamenti per galleggiamento, 436 – Processi Potter e Delprat, 437 – Primo processo Elmore, 439 – Processo Vacuum-Flotation Elmore, 441 – Processi senza uso di reagenti, 443 – Tensione superficiale, 444 – Fenomeni di capillarità, 445 – Processo Macquisten, 446 – Teoria dell'angolo di contatto, 447 – Teoria elettrica del Callow, 449 – Fluttuazione spumante e brevetto Froment, 450 – Apparecchio Hoover per le prove di fluttuazione, 451 – Celle di fluttuazione della Minerals Separation, 452 – Concentratore Janney, 455 – Cella del Callow, 457 – Concentratore Humboldt ad agitazione e insufflazione d'aria, 458 – Concentratore tipo misto Janney, 459 – Concentratore Jones-Belmont, 461 – Concentratore K and K, 463 –

Pag.

Concentratore Forrester, 464 – Cella Mac-Intosh, 466 – Concentratore Humboldt, 468 – Celle di fluttuazione Kraut, 469 – Svolgimento della fluttuazione nelle celle, 471 – Condizioni di fluttuabilità in relazione alla natura della superficie delle particelle, 474 – Fenomeni di adsorbimento, 474-475 – Classificazione degli agenti usati nella fluttuazione, 476 – Agenti collettori, 477 – Agenti schiumatori, 477 – Agenti deprimenti ed attivanti, 478 – Reagenti speciali, 479 – Alcalinità e fattore *pH*, 480 – Studio del miscuglio di reagenti più redditizio, 481 – Alimentatori per reagenti, 483-485 – Condizionatori, 486 – Processo di fluttuazione semplice, 487 – Fluttuazione differenziale, 488 – Effetti del cianuro di sodio nella fluttuazione, 490 – Fluttuazione di minerali ossidati, 492 – Trattamenti per fluttuazione preceduta da segregazione, 493 – Manipolazione dei concentrati, 494 – Addensatori, 495 – Essiccazione, 495 – Filtrazione, filtro Oliver, filtro Wolf, 498 – Forni di essiccazione, forno Lowden, 499 – Prove preliminari di fluttuazione, 501 – Determinazioni microscopiche, 503.

CAP. XIII – **Trattamento magnetico ed elettrostatico** 504-544

Principii elementari, 504 – Calcolo di un elettromagnete, 506 – Separatore a semplice magnete, 511 – Separatore magnetico a ruota (Ferraris), 512 – Separatore Edison, 514 – Separatore Siemens, 515 – Separatore di Friedichssegen, 516 – Separatore Monarch, 517 – Separatore a cinghie di Monteponi (Ferraris), 518 – Separatore a cinghia e vaglio di Acquaresi, 519 – Costruzione di un elettromagnete, 520 – Cernitrici magnetiche Wetherill, 521 – Separatore a due tamburi di Mechernich, 524 – Cernitore a tamburo di Primosigh, 525 – Separatore Weterill « Cross-Belt », 526 – Separatore Humboldt (tipo a cinghie), 527 – Separatore a disco di Humboldt, 529 – Separatori magnetici di Krupp, 533 – Separatore magnetico Dings, 537 – Separatore della « International Separator Cy », 538 – Impianti di trattamento magnetico, 540 – Separazione elettrostatica, 540.

CAP. XIV – **Trattamenti speciali** 545-569

Lavaggio dei carboni, 546 – Trattamento dei minerali d'oro, 554 – Amalgamazione, 558 – Cianurazione, 564 – Separazione dei minerali coll'aria, 564 – Apparecchio Pape-Henneberg, 566 – Trattamenti speciali (Mercurio, Tungsteno, Grafite, Talco, Asbesto, Fosfati, Fluorina, Barite), 568.

CAP. XV – **Apparecchi accessori** 570-609

Tramogge e bocche di carico, 570 – Alimentatori automatici, 574 – Distributore Allis-Chalmers, 578 – Trasporti, 578 – Coclea, 579 – Trasportatori a canale oscillante, 579 – Nastri trasportatori, 580 – Trasportatori a piano metallico snodato, 589 – Elevatori a tazze, 590 – Ruote elevatrici, 595 – Pompa Frenier, 596 – Pompe centrifughe a sabbia, 598 – Pompe a diaframma, 600 – Idroseparatori, 601 – Pendenza dei canali, 601 – Alimentatori di sabbia, 602 – Spappolatori, 603 – Campionatori, 604 – Eliminazione elettro-magnetica del ferro, 609.

Pag.

CAP. XVI – **Studi, impianti ed esercizio di opifici di preparazione meccanica** 610-687

Considerazioni generali, 610 – Diagrammi del trattamento, 613 – Valore dei minerali, limiti dell'arricchimento, rendimenti, 616 – Scelta del macchinario, 620 – Scelta della località, 623 – Esempio di un impianto gravimetrico, 625 – Altro esempio di trattamento gravimetrico, 630 – Laveria Malfidano, 634 – Laveria Calamine di Monteponi, 635 – Impianto del Missouri, 636 – Impianto di Bormettes, 643 – Laveria di San Giovanni (Sardegna), 646 – Laveria di Kala-Uyu (Bolivia), 649 – Laveria di Monte Valerio, 651 – Laveria di Morgensternwerk (Slesia), 653 – Altro esempio di laveria (trattamento gravimetrico seguito da fluttuazione), 654 – Laveria Pireddu (Ingurtosu, Sardegna), 656 – Impianto di Montevecchio, 659 – Impianto di Monteponi, 661 – Impianto di Malfidano, 663 – Impianto del Raibl (Miniere e Cave di Predil), 664 – Impianto di Campo Pisano (Monteponi), 668 – Impianto di Fontana-Raminosa, 669 – Impianto della Calaveras Copper Company (California), 672 – Impianto della Montezuma Copper Company (Messico), 673 – Impianto di « El Teniente » (Cile), 676 – Impianto della Utah Copper Company (S. U.), 677 – Impianto di Chuquicamala (Cile), 678 – Redazione dei progetti e costruzioni, 678 – Esercizio, 680.

APPENDICE

Note, dati e ricordi utili 691-699

Caratteri principali dei minerali più comuni, 693-694 – Scala di durezza dei minerali, 695 – Simboli, pesi atomici e punti di fusione dei principali corpi semplici, 695 – Peso e volume dei minerali in posto e frantumati, 695-696 – Calcolo della sezione delle cinghie di trasmissione, 696-697 – Carichi di sicurezza dei materiali, 698 – Misure inglesi, 699.

Fonti bibliografiche 701-702

Aggiunte e correzioni 703

PREFAZIONE

Nella prefazione al volume Preparazione Meccanica dei Minerali, *licenziato alle stampe nel 1911; deplorando che alla Letteratura Tecnica Italiana mancasse un'opera speciale svolgente le nozioni più essenziali di quel ramo importantissimo dell'Arte Mineraria, aggiungevo:*

« Col tentare di colmare una tale lacuna, chi scrive non intese di offrire « agli studiosi un'opera scientifica. Egli volle bensì riunire e condensare in « un compendio unico quanto gli parve necessario a dare una nozione chiara, « efficace e più completa che fosse possibile della materia, attingendo con « criterio nelle opere maggiori straniere e nostre, in riviste e giornali tecnici « ecc... scegliendo ed ordinando la messe raccolta in modo da mantenere al- « l'insieme il carattere di un'opera essenzialmente pratica; cercando di for- « nire numerosi dati di lavoro e di risultati industriali, frutto spesso della « esperienza personale acquisita in molti e molti anni di esercizio professionale ».

E quindici anni dopo facevo seguire all'opera già benevolmente accolta, un altro lavoro di pura integrazione ed aggiornamento, col quale mi proponevo in modo speciale di illustrare i mutamenti d'orientamento ed i progressi realizzati nel corso di quei tre lustri nell'Arte della Preparazione Meccanica dei Minerali.

Senonchè oggi, esaurita già da tempo l'edizione del 1911, esaurita o quasi quella del 1927 (che d'altronde — data la sua indole — non poteva sostituire l'opera principale) ci si trova a dover nuovamente constatare nella Letteratura Tecnica Italiana quella stessa lacuna che si deplorava ventisei anni or sono: e ciò proprio nell'epoca in cui il DUCE, vigile animatore instancabile di tutte le attività nazionali, chiama alla riscossa l'Industria Mineraria Italiana, incitando e provvedendo al maggior sviluppo dell'insegnamento delle discipline a quell'industria attinenti, onde preparare i numerosi tecnici minerari che indubbiamente occorreranno fra non molto all'Italia Imperiale.

Spintovi da quell'alto incitamento e dall'inalterato attaccamento a quell'arte tanto a lungo vissuta, volli rimediare alla rinnovata mancanza di un

trattato completo e moderno di Preparazione Meccanica dei Minerali, *aiutato in ciò anche dalla intelligente ed accurata cooperazione della Casa Hoepli, sempre e più che mai benemerita dell'arte editoriale italiana.*

Il nuovo volume ora fonde opportunamente in una sola le due opere precedenti, aggiornandone il contenuto fino all'epoca attuale ed introducendovi modificazioni ed aggiunte imposte dal continuo progredire di nuovi metodi nella concentrazione dei minerali.

Da tale fusione cercai di ottenere un tutto armonico, che oltre a svolgere chiaramente i principii generali e le norme fondamentali di questo ramo dell'arte mineraria, esponesse dettagliatamente i metodi della lavorazione corrente nelle sue diverse fasi e seguisse l'evoluzione dei relativi macchinari nel loro sviluppo fino ad oggi.

Il nuovo libro vuol servire ai giovani come libro di studio ad integrazione delle lezioni scolastiche e come viatico e promemoria pratico a chi si accinge ad iniziare la sua carriera mineraria.

Esso è quindi, più specialmente, destinato ai giovani minatori della nuova Italia, i quali, animati da quello spirito incitatore fascista del quale è oggi permeata la coscienza di tutto il popolo italiano, sapranno affermarsi nelle rinascenti miniere italiche ed in quelle che andranno rapidamente sviluppandosi nei territori africani del secondo Impero di Roma.

L. SANNA MANUNTA

CAPITOLO PRIMO

PRELIMINARI

Da quei giacimenti in genere, che, nel suolo o nel sottosuolo della terra — con procedimenti genetici diversi — la natura ha preparato all'uomo, egli non estrae (nella maggior parte dei casi) che dei prodotti più o meno complessi per l'aggruppamento di elementi diversi — metallici e non metallici — variamente associati e talora anche intimamente commisti. Di tali elementi alcuni, considerati isolatamente non presentano industrialmente interesse alcuno e costituiscono quello che si suol chiamare *ganga*, nella quale (e per lo più in proporzione minore) sono sparsi o diffusi gli elementi di valore che costituiscono *il minerale*. È al ricupero di questo che tende il lavoro susseguente all'abbattimento del materiale mineralizzato, con tutto quell'insieme di procedimenti che formano oggetto della *preparazione meccanica* di concentrazione dei minerali la quale può quindi così definirsi.

La *preparazione meccanica* dei minerali è quel ramo speciale delle Scienze Minerarie che studia i metodi da usarsi per trarre partito delle diverse proprietà e del diverso stato d'aggregazione degli elementi metallici e non metallici estratti da una miniera, onde concentrare in minor massa arricchita gli elementi utilizzabili, eliminando e rifiutando una quantità notevole di materia talmente povera di sostanza utile da potersi considerare praticamente come sterile e di nessun valore.

Scopo quindi finale della preparazione meccanica è in generale quello di ricavare da prodotti di poco o nessun valore commerciale estratti da un giacimento dei nuovi prodotti che raggiungano un grado di arricchimento tale per cui possano essere direttamente utilizzati o vantaggiosamente sottoposti ad ulteriore trattamento sul posto; o per cui (dato il loro aumento di valore) possano sopportare la spesa di un più lungo trasporto quando trattisi di giacimenti lontani dagli stabilimenti metallurgici.

Considerandole in relazione alle diecine e diecine di milioni di tonnellate di sostanze minerali che si estraggono annualmente dal suolo di

tutto il mondo, le miniere dalle quali si possa estrarre della materia che sia tutta o quasi tutta atta al consumo od alla messa in commercio od all'alimentazione delle officine metallurgiche senza preparazione alcuna, rappresentano una percentuale ridottissima.

Numerosi invece sono oggigiorno i giacimenti dei quali tutto, o quasi tutto, il materiale estratto non può essere utilizzato se non si provvede prima alla concentrazione della sua parte utile, separandone le parti inutili o dannose: ed altrettanto numerosi sono i giacimenti dai quali, mediante gli opportuni lavori di coltivazione, si estraggono in proporzioni variabili dei prodotti ricchi i quali sono più o meno mescolati con prodotti poveri, che hanno bisogno di essere arricchiti mediante operazioni, più o meno complesse, per diventare economicamente trattabili o vantaggiosamente vendibili.

Questa seconda categoria di prodotti, rappresenta il più delle volte la parte maggiore della produzione di una miniera.

Dal punto di vista dello scopo che si prefigge la preparazione meccanica, i minerali poveri estratti dalle coltivazioni possono ripartirsi in tre categorie principali a seconda del volume degli elementi che le costituiscono.

La prima categoria comprende i materiali in pezzi di dimensioni tali che con opportune operazioni ora manuali, ora meccaniche, possono — mediante una conveniente spezzatura seguita da cernita — permettere spesso la separazione delle parti sufficientemente ricche in metallo (*prodotti*) dalle parti povere (*sterili*) e senza valore commerciale; nonchè da quella classe o da quelle classi di materiali intermedi (*misti*) che non sono sufficientemente ricchi per poter essere vendibili o trattabili, pure contenendo una quantità di metallo tale da non permettere che vengano rigettati come materia inutile.

Questa categoria costituisce ciò che chiamasi *materiale in roccia* o *grosso*, e noi fisseremo come dimensione minima dei pezzi che possono considerarsi come appartenenti ad essa il diametro di 50 millimetri.

La seconda categoria è quella costituita dall'insieme dei pezzi di grandezza inferiore ai 50 mm. e non minore di 25 mm.; tali cioè da permettere che con un semplice lavoro manuale, sussidiato tutto al più dall'uso del martello, si possano separare in diverse classi che sono — come per il grosso — una o più specie di *prodotti finiti*, una o più categorie di *misti* e dello *sterile* da rigettare.

Daremo ai materiali di questa categoria il nome di *granaglie da cernita*.

Finalmente la terza categoria comprende l'insieme degli elementi minori che variano in grossezza dalla dimensione massima di 25 mm. ai grani più tenui ed impalpabili e che costituiscono l'insieme detritico che chiamasi comunemente *minuto da lavare* o semplicemente *minuto*.

Fino ai primi quindici anni di questo secolo il trattamento di concentrazione dei minerali era il così detto *sistema gravimetrico*, che è tutt'ora in molti casi il preferito, o da solo, od in concomitanza coi moderni *sistemi di fluttuazione*, i quali tuttavia hanno assunto una importanza capitale, sopratutto per il trattamento di grandi masse di minerali a bassissimi tenori e per lo sfruttamento di minerali misti complessi gli uni e gli altri non economicamente concentrabili col *sistema gravimetrico*.

Riferendoci intanto prima di tutto a quest'ultimo sistema, diremo che per le due prime categorie (materiale grosso e granaglie di cernita) la separazione delle diverse specie minerali si può fare a vista ossia con semplice cernita a mano sussidiata dall'uso del martello.

Per la terza categoria invece l'eliminazione delle parti sterili e la separazione dei diversi prodotti non può farsi a vista e manualmente, ma (dopo aver opportunamente suddiviso i suoi grani in tante classi tali che non differiscano troppo nella grossezza dei loro elementi) tale separazione si compie mediante apparecchi meccanici speciali il cui funzionamento è basato per lo più sulla differenza di peso specifico esistente fra gli elementi costitutivi del minerale che si deve arricchire e ciò secondo i due seguenti principii fondamentali:

1° Di due grani della stessa grossezza e forma, il più pesante si deposita più presto dell'altro in seno ad un mezzo resistente, che per lo più è l'acqua.

2° Di due grani di diverso peso specifico che cadono nell'acqua con pari velocità, il più pesante è il più piccolo.

La separazione della prima categoria, ossia del *grosso*, dalla massa detritica del materiale abbattuto è sempre possibile — salvo casi eccezionalissimi — e deve farsi in parte, come si vedrà in seguito, all'interno nel cantiere stesso di coltivazione, in parte all'esterno mediante una conveniente grigliatura. Non è invece sempre possibile separare immediatamente le due altre categorie. Spesso il materiale estratto dai cantieri è misto a fanghiglia o ad argilla che aderisce tenacemente ai grani, tanto che talora si trasforma in un vero impasto più o meno compatto nel quale non è possibile di separare le granaglie da cernita dal minuto da lavare se non dopo aver sottoposto l'insieme delle due categorie (ed in qualche caso eccezionale tutto il materiale estratto dal cantiere) ad un energico sfangamento.

Si capisce facilmente come la separazione e la lavorazione delle diverse categorie possa variare assai da un caso all'altro, diventando tali operazioni più o meno numerose e complesse a seconda della natura, composizione e costituzione del minerale da trattare.

Si avranno come limiti, da un lato il caso in cui si debbano compiere tutte le suddivisioni ed operazioni suaccennate non solo, ma in cui si abbia inoltre la convenienza di spingere molto oltre la lavorazione delle granaglie da cernita col martello per ottenere parecchie classi di

prodotti finiti e di misti, ad onta della forte spesa richiesta da tale lavoro; e dall'altro lato il caso in cui sia riconosciuta la necessità di triturare il tutto invece più o meno finamente per ridurlo alla categoria dei minuti da lavare, trascurando ogni lavoro di separazione a mano, che sarebbe frustraneo nel caso in cui gli elementi siano un po' intimamente commisti.

Il trattamento generale al quale è per lo più sottoposta la massa detritica da preparare e concentrare può quindi — a grandi linee — riassumersi come segue:

Sceveratura del materiale in pezzi, previa spezzatura a dimensioni convenienti da effettuarsi colle mazze o con frantumatori meccanici, onde isolare e togliere colle cernite le parti ricche ed eliminare della materia sterile: — riduzione mediante opportuni trituratori dei grani misti ottenuti onde ridurli a grani delle dimensioni dei *minuti da lavare*: — classificazione o suddivisione dei minuti da lavare in tante categorie in cui i grani abbiano pressocchè lo stesso volume per la parte composta di granaglie o sabbie grossolane, ed in tante classi di grani tali che abbiano la stessa velocità di caduta nell'acqua per la parte composta dalle sabbie fine e dai fanghi: — concentrazione od arricchimento di ognuna di queste categorie di grani mediante apparecchi speciali (*crivelli* per le granaglie e sabbie; *tavole* diverse per le sabbie fine e per i fanghi) ossia separazione dello sterile dal prodotto o dai prodotti ricchi e da nuovi prodotti misti, che a loro volta dovranno essere triturati più finamente per subire anch'essi una nuova classificazione ed un nuovo lavoro di concentrazione onde estrarne la parte produttiva.

Così la quantità di materia che rimane composta di particelle nelle quali gli elementi costituenti la sostanza mineralizzata primitiva sono fra loro ancora uniti, va diminuendo; ma diminuisce contemporaneamente e gradualmente la grossezza di questi grani misti; e se la suddivisione degli elementi non è ancora raggiunta, bisognerà rimacinare i residui, non bastando più il triturarli per ottenere un vantaggio economico.

Evidentemente per i minerali nei quali i prodotti da separare sono molto intimamente mescolati, diventa indispensabile una macinazione spinta ad oltranza.

In questi minerali la separazione delle parti ricche dallo sterile non può ottenersi se non dopo averli ridotti a grani finissimi e talora a polvere quasi impalpabile; cercando poi di profittare anche delle diverse forme assunte da queste particelle finissime ottenute colla macinazione per riescire a separarle in virtù della differenza di peso non solo, ma del diverso modo di ubbidire all'azione dell'acqua per la resistenza più o meno grande che presentano ad essere sospese e trascinate da un lieve velo liquido.

Le operazioni accennate valgono ad ottenere la separazione meccanica delle particelle che costituiscono i minerali da lavare, se esiste una differenza sensibile fra i pesi specifici delle sostanze che si vogliono isolare.

Se tale differenza è troppo debole la separazione non può avvenire che molto imperfettamente, o non avviene affatto ed i minerali di densità quasi eguale (qualunque sia l'apparecchio arricchitore prescelto) si otterranno sempre in un miscuglio più o meno complesso, il cui valore potrà dipendere dalla possibilità di estrarne i metalli costitutivi con perdite tollerabili e con una spesa conveniente.

I casi più comuni di questo genere sono dati dall'associazione della barite colla calamina, colla blenda e col rame grigio (tetraedrite): — della pirite o della calcopirite colla blenda; — della blenda col ferro spatico (siderite); — della calamina con vari ossidi di ferro; — di diversi minerali di rame colla magnetite; — della cassiterite col wolfram; — dei minerali di zinco colla franklinite, ecc.

Date queste condizioni sarebbe un errore l'ostinarsi a voler spingere al limite la macinazione e serrare la divisione in classi onde trattare tali minerali coi sistemi ordinari accennati.

Giova invece in questi casi il ricorrere a ripieghi e metodi speciali basati talora sulla diversa durezza delle sostanze da separare; talora sui cambiamenti di densità o di struttura che alcune sostanze subiscono sotto l'azione del calore; tal'altra sulle loro diverse proprietà magnetiche, ecc.

La differenza di durezza permette qualche volta di ottenere una certa separazione mediante una macinazione condotta convenientemente per cercare di ridurre una delle due sostanze da separare in grani più voluminosi di quelli dell'altra e separarli in seguito per densità o con una semplice stacciatura.

Alcuni minerali sotto l'azione di una conveniente temperatura diventano porosi e cambiano quindi di densità.

Si profittò anche qualche volta della proprietà che presentano alcune sostanze cristallizzate, quali la fluorina e la baritina, di decrepitare e ridursi in polvere sotto l'azione del calore, e per esempio valendosi di tale proprietà si potè in certi casi ottenere la separazione della blenda dalla barite cristallina la quale decrepita a temperatura molto più bassa di quella che occorre per la blenda, scaldando e sottoponendo la materia ad una conveniente stacciatura.

Per l'estrazione delle particelle d'oro libere in seno alle masse dei filoni quarzosi si usufruì largamente della proprietà che ha tale metallo di aderire al mercurio ed unirsi ad esso in un'amalgama dalla quale per sublimazione si ricava il prezioso metallo ricuperando in parte il mercurio usato per l'amalgamazione.

Seguono con sempre crescenti applicazioni i diversi trattamenti per fluttuazione, che (dopo la loro prima apparizione cogli apparecchi Poter-Delprat da un lato e col Vacuum-Flotation-Process dall'altro), hanno assunto da venticinque anni a questa parte un'importanza di prim'ordine.

Il primo fra i nuovi processi di questo genere, presentante realmente

un carattere industriale, e brevettato originariamente da un italiano (un Froment di Traversella, verso il 1901), consisteva nelle sue linee generali e per le quali il brevetto fu concesso, nell'agitare vivamente il minerale da concentrare (previa macinazione fina) in una emulsione di olio ed acqua saturata di gas; e nell'effetto prodotto dalle bollicine di questo, le quali spingendo a galla le particelle metalliche unte d'olio le trascinano via nelle schiume che si formano, separandole così dalle particelle di ganga che non essendo unte dall'olio vanno a fondo e vengono espulse come sostanze inutili o dannose ed in tutti i casi sterili.

È questo in fondo il principio che, sviluppato e perfezionato, diede i natali ai tipici sistemi della *Froth-Flotation* o *Fluttuazione Spumante* la quale avviene o per aereazione generata da forte agitazione meccanica della torbida emulsionata d'olio (es. apparecchi della *Minrals-Separation C. L.* e simili), o per iniezione forzata d'aria compressa nella miscela di acqua, minerale ed olio, costituendo la cosidetta *Pneumatic-Flotation* o *Fluttuazione Pneumatica* (es. celle del Callow e derivate), o per le due azioni combinate.

L'uso di questi sistemi svariati, combinati talora fra loro abilmente in serie e coll'aggiunta di olii diversi e di altri reagenti inorganici hanno dato dei risultati portentosi ed hanno segnato un enorme progresso nell'arte della Preparazione Meccanica dei minerali.

Essi sono andati sempre più diffondendosi, affrontando con brillante successo il trattamento di minerali poverissimi (es. minerali di rame all'1 %), non solo, ma arrivando alla separazione per differenziazione e selezione dei diversi solfuri metallici di minerali complessi; all'arricchimento di certi minerali ossidati; al trattamento di carboni, grafiti, ecc.

Siccome in questi trattamenti le più esili lamelle dei solfuri non sfuggono all'azione del forzato galleggiamento (per il fatto della inclusione loro nel tenuissimo velo che forma l'involucro delle bolle della spuma al quale aderiscono), essi diventano sempre di più gli ausiliari vantaggiosi della preparazione meccanica usuale, dato il maggior ricupero di metallo che ne consegue e quindi il miglior rendimento nel trattamento dei limi, che prima erano completamente perduti o molto imperfettamente utilizzati.

Questi progrediti sistemi hanno risolto insomma in molti casi in gran parte il problema della miglior utilizzazione dei fanghi, ritraendone talora dei rendimenti molto prossimi e spesso superiori a quelli che si hanno nel trattamento dei grani.

Tale progresso permette tuttavia di poter asserire senza esitazione che, mediante il perfezionamento delle antiche macchine e l'invenzione di altre nuove; mediante l'uso di uno o più dei nuovi metodi, isolatamente o abilmente combinati fra loro o coi sistemi ordinari già in uso da tempo, l'arte antica della Preparazione Meccanica si è in gran parte trasformata

ed ha fatto progressi tali da permetterle di affrontare con successo dei problemi industriali che parevano insolubili.

L'evoluzione della tecnica della frantumazione e macinazione di grandi masse di minerali; macinazione che per le necessità dei nuovi processi di arricchimento devono essere spinte a dati limiti e rigorosamente controllate; ha arricchito l'armamentario di questo reparto di apparecchi di triturazione di tipi nuovi e svariati, i quali si contendono il campo delle diverse applicazioni, ma che hanno in massima dei caratteri che ne specificano l'impiego corrispondentemente allo scopo da raggiungere.

Le grandi masse di materiali da trattare hanno poi condotto alla adozione di crivelli speciali di grande portata per ottenere una rapida concentrazione ed una immediata espulsione di sostanze sterili e spesso all'uso di tavole moderne atte a concentrare forti quantità di materiali fini (grani da mm. 2 in giù) senza classificazione preventiva ed il cui forte ricupero iniziale è poi spesso completato dalla separazione (mediante appositi apparecchi) dei fini ancora trattabili da concentrare sia per fluttuazione, sia col trattamento su altre tavole, previa — talora — una classificazione a volume su vagli speciali destinati ai grani finissimi.

E ancora, le esigenze dei nuovi procedimenti e specialmente di quelli per fluttuazione, hanno portato all'uso di apparecchi speciali per le manipolazioni delle torbide; per l'addensamento eventuale dei limi; per la raccolta, concentrazione, filtrazione ed essiccazione dei prodotti finissimi; mentre l'assoluta necessità di ridurre al minimo i costi di trattamento e l'entità delle masse di minerali da manipolare imponevano mezzi rapidi e sicuri di trasporto e passaggi assolutamente automatici da una ad un'altra fase dei trattamenti.

La caratteristica principale dei grandi impianti moderni di concentrazione nei quali sono adottati i nuovi metodi d'arricchimento, è la semplicità dell'insieme e la successione automatica, continua e senza regressi che colpisce ove se ne faccia il paragone con certe antiche e classiche laverie del passato, insieme complesso di macinazioni graduali, di serie numerose di classificatori, di elevatori, di crivelli, di tavole; di ri macinazioni e ripassi con disposizioni spesso complicate; tanto che visitando una laveria dell'antico tipo classico occorreva spesso un certo studio e molta attenzione per afferrarne interamente l'andamento delle operazioni e tracciarne lo schema grafico o diagramma.

Il principio dominante in quegli impianti era di triturare e concentrare per successivi stadi onde produrre la minor quantità possibile di fini e di limi, pei quali — col sistema ordinario — il rendimento non oltrepassava sovente il 30 %.

La nuova tecnica della Preparazione che consente in molti casi un trattamento più redditizio delle classi finissime, ha dimostrato, colla esperienza che in tali contingenze certi ripetuti ripassi di misti in serie

separate d'apparecchi sono antieconomici, potendosi spesso, e con vantaggio, spingere assai di un sol tratto la loro macinazione perchè possano essere opportunamente concentrati come lo sono i materiali finissimi del minerale iniziale.

Ciò potrà indurre a conseguire una maggior semplificazione nello studio di nuovi impianti, anche di quelli che (data la natura dei minerali da arricchire) dovranno essere basati sul metodo classico di separazione per gravità dei diversi elementi costitutivi del materiale da trattare. Metodo questo il cui abbandono in moltissimi casi (e da noi specialmente), non è praticamente consigliabile e condurrebbe a gravi delusioni se intempestivamente applicato.

Poichè se tentatrice e allettante è la semplificazione raggiungibile dagli impianti che hanno potuto utilmente adottare i nuovi metodi d'arricchimento, bisogna guardarsi dal subirne una esagerata suggestione, e saper prendere dei nuovi sistemi o della nuova tecnica quel tanto che può adattarsi alle condizioni del momento e del caso particolare che interessa; condizioni che da noi sono il più delle volte molto lontane da quelle che per esempio in America sono frequentissime.

Commetterebbe un errore gravissimo chi volendo progettare un impianto moderno, per soverchia ammirazione di ciò che può essere pienamente encomiabile altrove, andasse — per certi minerali — troppo leggermente e senz'altro agli estremi, spingendosi addirittura ad una macinazione finissima onde concentrare per fluttuazione, mentre una triturazione convenientemente limitata ed un trattamento normale dei grani e sabbie combinato con un'ultima fase di concentrazione fina (fatta per esempio per fluttuazione) sarebbe stata più indicata tecnicamente e — ciò che più vale — economicamente più vantaggiosa.

Non bisogna insomma perdere di vista la norma più savia che è così riassumibile. « È indiscutibile che in generale la pratica moderna può consentire molta semplificazione ed — in casi adatti — dei rendimenti notevoli, per l'applicazione giudiziosa ed opportuna di nuovi principî, ma a meno che il minerale sia finamente disseminato nella ganga, onde per disgregarlo occorra assolutamente una macinazione fine, la concentrazione normale su elementi grossolani deve esser tenuta nel debito conto: avendo anche presente il fatto che i concentrati finissimi non sono del resto i preferiti nell'ulteriore trattamento metallurgico ».

In tutti i casi è assolutamente necessario — oggi più che mai — lo studio accurato e minuzioso del minerale da trattare, nei suoi caratteri fisici, nel suo stato d'aggregazione e di disseminazione delle parti utili da ricuperare ricorrendo per i casi complessi di disseminazione fina all'uso del microscopio ed allo studio di lamine sottili, ove occorra. Questi esami e studi preventivi seguiti da prove ed esperimenti pratici permetteranno di accingersi con piena cognizione di causa, allo studio definitivo del-

l'impianto o della trasformazione di un impianto esistente profittando del più completo armamentario di cui oggi si dispone e del più vasto campo di cognizioni ed esperienze acquisite, dalle quali più agevolmente si possono attingere gli elementi atti a guidare alla soluzione migliore.

Lo scopo che ora ci si propone è appunto quello di riesaminare le diverse fasi del lavoro attuale d'arricchimento dei minerali estratti dal sottosuolo, con speciale riguardo alle nuove macchine ed apparecchi creati in parte per rendere possibile l'applicazione di nuovi principî, o derivati spesso dalla necessità di ottenere il più economico sfruttamento di forti masse di minerali poveri, riducendo al minimo il prezzo di costo dell'estrazione del prodotto commerciale.

Seguendo ora lo stesso ordine delle operazioni come si succedono nella lavorazione corrente, si andranno ora dettagliatamente studiando:

La preparazione sul cantiere di coltivazione del giacimento e la separazione e lavorazione del materiale in roccia all'esterno.

La frantumazione del materiale e lo sfangamento dei materiali grossi e minuti.

La triturazione o macinazione del materiale frantumato o dei prodotti misti, con le norme pratiche e di controllo di queste operazioni.

Le basi teoriche e sperimentali per la classificazione dei grani:

La classificazione dei grani per volume.

La classificazione delle sabbie fini per equivalenza.

La concentrazione per densità dei grani d'eguale volume.

La concentrazione per densità e volume delle sabbie fini e dei fanghi.

La fluttuazione dei minerali.

Il loro trattamento eventuale magnetico.

I metodi di trattamento di speciali sostanze minerali.

Gli apparecchi accessori occorrenti al compiersi delle diverse operazioni dei trattamenti.

I principî generali di guida per lo studio di impianti di concentrazione seguiti dall'esame di impianti opportunamente scelti e da norme per l'esercizio.

CAPITOLO SECONDO

LA CERNITA

Preparazione nel cantiere di coltivazione. — In una miniera ben condotta il lavoro del minatore deve essere strettamente coordinato al susseguente lavoro del lavatore. Se il primo non tiene conto delle condizioni in cui l'altro deve svolgersi, il risultato della lavorazione non potrà raggiungere il massimo rendimento desiderabile e le più economiche condizioni di produzione.

La natura, la potenza, l'inclinazione, le accidentalità che il giacimento presenta, la solidità della roccia incassante, il regime delle acque, ecc. sono le principali circostanze che valgono a far determinare la scelta del sistema di coltivazione da adottarsi in ogni singolo caso, e da tale scelta dipende l'ottenere il massimo e più proficuo sfruttamento di un dato giacimento.

Ma affinchè, data la buona scelta del sistema di coltivazione, tutto concorra a raggiungere il risultato industriale migliore è d'uopo che nell'esecuzione dei lavori d'abbattimento delle zone mineralizzate si tengano ben presenti i seguenti principî:

Bisogna evitare quanto è possibile di sminuzzare la materia, giacchè più le sostanze mineralizzate si frantumano e più aumentano le perdite nelle ripiene e nelle successive operazioni d'arricchimento.

È preferibile di estrarre dalla miniera un po' di sterile colla sostanza utile piuttosto che lasciar andare nelle ripiene delle parti mineralizzate; poichè l'ulteriore lavorazione a giorno potrà almeno in parte correggere il primo difetto, mentre il secondo rappresenterà una perdita irreparabile.

È indispensabile di separare ed estrarre a parte (per quanto è possibile) tutto ciò che ha di per sè un valore commerciale, e ciò specialmente quando si tratti di minerali di un certo valore.

In coltivazioni a ciclo aperto è molto più facile che all'interno il coordinare i lavori in modo da osservare le buone norme d'abbattimento pure evitando la produzione di una soverchia quantità di minuti.

All'interno sono preferibili da questo punto di vista le coltivazioni per riempimento, che sono quelle che oggigiorno sono prevalentemente usate; procurando di ridurre quanto è possibile la distanza fra i riempimenti ed il cielo o la fronte dello scavo; regolarizzando e sistemando per bene il suolo prima dello sparo delle mine; ricoprendo anche, ove occorra, il piano regolarizzato con un tavolato mobile o anche con dei copertoni ove si tratti di minerali ricchissimi, come è il caso di certi filoni a minerali d'argento.

Nei lavori d'abbattimento su strati od ammassi devesi procurare che il cantiere non sia di troppo ristretto e devesi tener largo conto dei piani e letti di stratificazione e dei clivaggi che la materia da abbattere presenta, cioè dei sensi in cui essa si lascia più facilmente staccare secondo piani speciali. Così oltre ad avere un abbattimento più agevole ed economico si ottiene anche una proporzione maggiore di materiale in grossi pezzi.

Se trattisi di un filone ove il minerale non sia compatto e se si hanno vere salbande è bene cercare di esportare la materia fra il filone e la roccia incassante, come si praticherebbe un intaglio, per provocare poi il distacco del minerale ricorrendo a piccole mine, al picco, alle leve di ferro, ai cunei, alla mazza, ecc. in modo da ottenere il minerale in pezzi maneggevoli ma non troppo sminuzzati.

Ove si abbia da lavorare in un filone di alto valore e friabile è buona regola l'avanzare prima nella roccia incassante del tetto o del muro — a seconda dei casi — lasciando il filone intatto su una delle due faccie per abbatterlo quando è scoperto su una certa lunghezza con ogni riguardo.

Nel lavoro d'abbattimento delle zone ricche è quasi sempre da preferire il lavoro a giornata al lavoro a cottimo; ma ove si creda di dover adottare quest'ultimo sistema conviene fissare i prezzi in modo da tener conto dei prodotti ottenuti in grosso e minuto, in materiale cernito o grezzo, ecc.

Certamente il lavoro colle mine costituì il progresso più notevole nell'arte delle miniere, di fronte agli antichi metodi d'abbattimento: ma esso richiede tuttavia di essere condotto con sommo discernimento.

Gli esplosivi forti e vivi producendo le maggiori rotture sono quelli generalmente preferiti dal minatore poichè anche tenendo conto della differenza di prezzo l'uso della dinamite, per esempio, dà su quello della polvere una economia che oscilla fra il 20 ed il 40 % ed un vantaggio di tempo che può variare dal 40 al 70 %.

La dinamite però, ed in generale gli esplosivi forti e vivi, frantumano assai minutamente la roccia, e se (come si verifica nella maggior parte dei casi) il minerale utile è friabile, essi dànno una quantità troppo forte di minuti che aumentano le perdite inevitabili in ogni preparazione meccanica.

Si può cercare di diminuire tale inconveniente regolando convenien-

temente la lunghezza e la direzione dei fori di mina; riducendo la carica al puro necessario onde diminuire la frantumazione ed evitare le proiezioni; studiando giudiziosamente la disposizione dei colpi; eseguendo questi talora nella roccia sterile adiacente alle parti ricche.

È ottimo sistema, quando nessun'altra ragione tecnica vi si opponga, il ricorrere all'uso della polvere da mina o in generale di esplodenti meno violenti della dinamite per l'abbattimento delle parti ricche.

La cernita nel cantiere di coltivazione consiste in generale nell'eliminazione di una buona parte di sterile, ed — ove ne sia il caso — in una separazione dei minerali di diversa costituzione. Essa non si effettua che sui pezzi di una certa dimensione, mentre il resto dei pezzi piccoli e del minuto provenienti dalle parti ricche deve essere estratto a giorno per essere suddiviso e cernito colla massima cura.

La separazione delle parti visibilmente sterili in cantiere risparmia spese d'estrazione e procura materiali per i riempimenti.

Essa si limita in generale ad una frantumazione rapida mediante la mazza dei grossi blocchi che oltrepassano la dimensione di una ventina di centimetri e non deve essere spinta troppo oltre onde evitare le perdite che sarebbero immancabili date le condizioni poco favorevoli che per tale lavoro il cantiere stesso presenta sia per la ristrettezza dello spazio, sia per la luce deficiente.

Tutto ciò che ha di per sè un valore commerciale deve essere estratto a parte, specialmente se trattisi di minerali di un certo valore, evitando quanto si può le riprese, tenendo i fornelli di getto di tali materiali quasi pieni per evitare che il minerale si sminuzzi cadendo dall'alto; o, meglio ancora — se le condizioni locali lo consentono — facendoli scendere con carrucole a freno o con altro mezzo in vasi appositi fino alle vie di carreggio.

La cernita in cantiere costa poco ed è in tutti i casi largamente compensata dai vantaggi che se ne ottengono sia per l'eliminazione delle parti sterili, sia anche in molti casi per la separazione di diverse specie di minerali che logicamente dovranno essere poi sottoposte ad un diverso trattamento.

È frequentissima infatti la presenza di minerali diversi nelle diverse zone di un dato giacimento non solo, ma è anche un fatto comunissimo l'avere in un dato cantiere di coltivazione uno stesso minerale associato a ganghe di natura diversa e di diverso peso specifico.

Così, per esempio, in certi giacimenti calaminari o piombiferi si hanno delle zone in cui apparisce la blenda mentre in altre non se ne ha traccia alcuna; in qualche giacimento calaminare si hanno talora dei nuclei di minerali zinco-piombosi (associazioni di carbonati di zinco con carbonati di piombo e galena); in uno stesso giacimento piombifero il minerale è talora a ganga quarzosa, talora a ganga calcarea, tal'altra a ganga baritica, ecc.

È facile l'apprezzare il vantaggio che potrà apportare nei primi due casi la separazione ed estrazione separata delle parti blendose o zincopiombose, e nel terzo caso la suddivisione del minerale di piombo a seconda delle diverse ganghe che l'accompagnano per il susseguente lavoro di arricchimento mediante la preparazione meccanica e talora per la convenienza dell'ulteriore trattamento metallurgico.

Vi sono tuttavia dei casi nei quali non è consigliabile la cernita in cantiere ad onta dei vantaggi dianzi accennati, e ciò si verificherebbe quando la mineralizzazione in seno al riempimento del filone fosse talmente disseminata da rendere quasi certe delle forti perdite di metallo ove si volesse separare dello sterile nelle condizioni poco favorevoli che il cantiere presenta in generale per il lavoro di cernita. In tal caso conviene portar fuori a giorno tutto il materiale che proviene dall'abbattimento delle zone mineralizzate.

Separazione e cernita a mano. — L'insieme delle sostanze mineralizzate che sortono a giorno dalla miniera deve essere prima di tutto diviso in *grosso* e *minuto* e tale suddivisione si fa versando il contenuto dei vagoni su apposite griglie che nella maggior parte dei casi sono inclinate, e solo in casi eccezionali orizzontali.

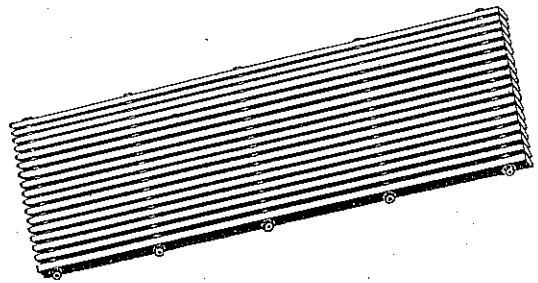


Fig. 1.

Le griglie per la separazione del materiale grosso sono generalmente costruite con sbarre di ferro piatto (da $^{70}/_{12}$ a $^{80}/_{15}$) disposte longitudinalmente nel senso della discesa del materiale e fissate in modo (fig. 1) che fra loro rimanga un intervallo di larghezza tale da limitare alla dimensione voluta la grossezza dei pezzi che si vogliono separare.

Le sbarre sono o appoggiate o incastrate ed in tutti i casi ben fissate su due travi trasversali uno alla sommità e l'altro al piede, e lateralmente l'insieme di esse, che forma la griglia, è limitato da due sponde di ferro o di legno rivestito di lamiera. Delle sbarre di ferro tondo disposte trasversalmente e che passano in appositi fori delle sbarre longitudinali mantengono mediante anelli la distanza voluta fra le sbarre stesse mentre ostacolano la loro flessione.

La lunghezza e la larghezza di una griglia dipendono naturalmente dalla quantità di materiale che vi si deve rovesciare, non solo, ma anche dalla proporzione dei minuti contenuti nel materiale stesso, che a sua

volta dipende dalla durezza più o meno notevole delle sostanze mineralizzate e delle ganghe che costituiscono il giacimento.

In generale può dirsi che in condizioni molto favorevoli il minuto raggiunge circa la metà del grosso, ma nella maggior parte dei casi è di molto superiore a questa quantità.

Si può calcolare che in media su una griglia inclinata di 2 m² di superficie (lunghezza m. 2,50, larghezza m. 0,80) ed a spazi liberi di 60 mm. si possono far passare senza difficoltà da 4 a 6 m³ di materiale all'ora, purchè si provveda alla regolare esportazione delle classi ottenute.

Il consumo delle sbarre cresce naturalmente col crescere della quantità e della durezza delle sostanze che vi si trattano, ma come media può ammettersi una durata di 8 a 10 anni.

Il consumo maggiore avviene nel tratto dove cade il materiale e quindi, ove l'altezza disponibile lo consenta è bene che la griglia sia sostituita in quel punto da un pezzo di grossa lamiera facilmente ricambiabile. In caso contrario si può far la griglia in due parti per non dover cambiare che la parte superiore dove passa la massa maggiore di materiale, mentre l'inferiore potrà durare evidentemente per un tempo maggiore.

In miniera non è raro il caso in cui ai barrotti di ferro piatto si sostituiscano delle vecchie rotaie, disponendole colla flangia in alto. Si ha così una buona utilizzazione del materiale fuori d'uso; ma bisogna non perdere di vista il fatto del rapido consumo degli orli delle flange, per cui i vuoti fra le sbarre tendono rapidamente a diventare più larghi.

Con una griglia semplice si ottengono due sole classi: grosso da frantumare e minuto da lavare; ma in molti casi, specialmente quando si abbia da lavorare del materiale non argilloso e piuttosto asciutto, si preferisce di fare una grigliatura più spinta su due griglie sovrapposte, ottenendo così tre classi invece di due. In questo caso il fino passa come minuto da lavare; il medio è cernito a mano e va poi ai trituratori; il grosso viene frantumato e, dopo grigliatura per togliere il fino, è sottoposto a nuova cernita a mano.

Quando si abbiano due griglie sovrapposte, quella sottostante che serve per la separazione delle grosse granaglie dai fini si può fare anche essa a barrotti più leggeri, ma in generale si preferisce formarla con grosse lamiere forate a buchi tondi, o quadri, od oblunghi a seconda dei casi.

Le griglie disposte su di un piano orizzontale si adoperano di rado e più specialmente nel caso in cui sia necessario far subire al materiale fangoso un primo sfangamento che agevoli la grigliatura e l'esportazione dei fini aderenti ai pezzi grossi, ricorrendo a forti getti d'acqua sotto i quali un operaio fa passare colla marra il materiale scaricato dai vagoni: oppure quando l'altezza fra il piano di scarico dei vagoni che provengono dal cantiere e quello di ripresa dei minuti grigliati sia molto limitata.

Le griglie orizzontali si fanno per lo più di ghisa ed i fori — da 50 a 60 mm. di lato — hanno forma quadra o meglio ancora esagonale.

Esse hanno sulle griglie inclinate il vantaggio di richiedere minore altezza e di dare una grigliatura più perfetta; ma richiedono una spesa maggiore di mano d'opera e riducono la capacità di lavoro, tanto che può dirsi che a parità di superficie si può trattare su di una griglia orizzontale solo la terza parte della quantità di materiale che si tratterrebbe su di una griglia inclinata.

L'inclinazione delle griglie per il grosso varia dai 40° ai 45°, quella delle

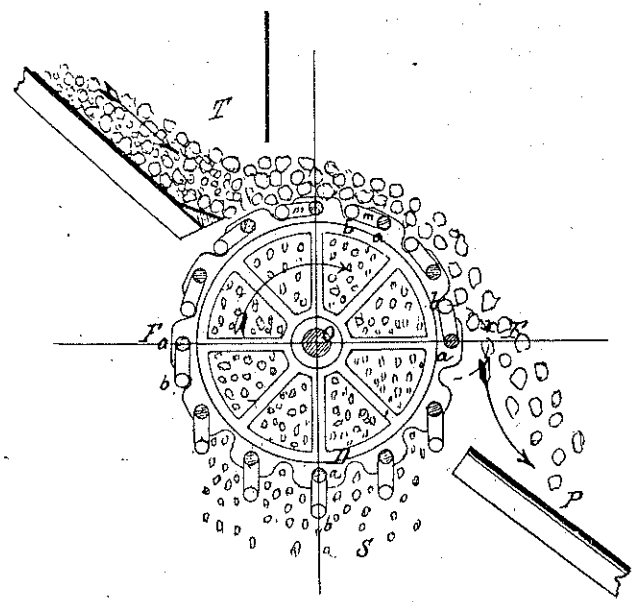


Fig. 2.

griglie sottostanti che dan passaggio ai minuti può oscillare fra i 45° ed i 55° a seconda dei casi.

In casi speciali alle griglie fisse furono talora sostituite delle griglie mobili, che possono dividersi in griglie a barrotti mobili (Briart, Brice, ecc.) e in griglie a telaio mobile con o senza scosse (Karlik, Coke, ecc.), ma queste sono di preferenza usate nelle miniere di carbone.

Per minerali metallici è ora in molto favore la griglia circolare Ross a elementi snodabili, della quale la fig. 2 dà una sezione schematica che rappresenta una modificazione del modello originale, il quale facilmente dava luogo a ingorghi e sforzi anormali.

Su un albero *O*, ed alla distanza corrispondente alla lunghezza che si vuole dare alla griglia, sono calettati due dischi o ruote di ghisa *D* a periferia dentata come lo indica la figura. Gli elementi della griglia sono

formati ognuno da due sbarre *a* e *b*, di cui la prima è imperniata nei due dischi e la seconda è collegata alla prima da maglioni *m* e si adagia semplicemente in uno degli incavi periferici dei dischi *D*, libera però di ruotare mediante le maglie sugli estremi della sbarra *a*.

Nella posizione della figura gli elementi superiori si adagiano sulle rispettive sedi e funzionano da griglia. Il materiale dalla tramoggia *T* scende sulla griglia circolare e mentre i grani minori l'attraversano calibrandosi e cadono in *S*, i grani maggiori seguono il movimento della superficie esterna della griglia e cadono in *P*.

Appena però un elemento oltrepassa il punto *E*, la sbarra libera *b*

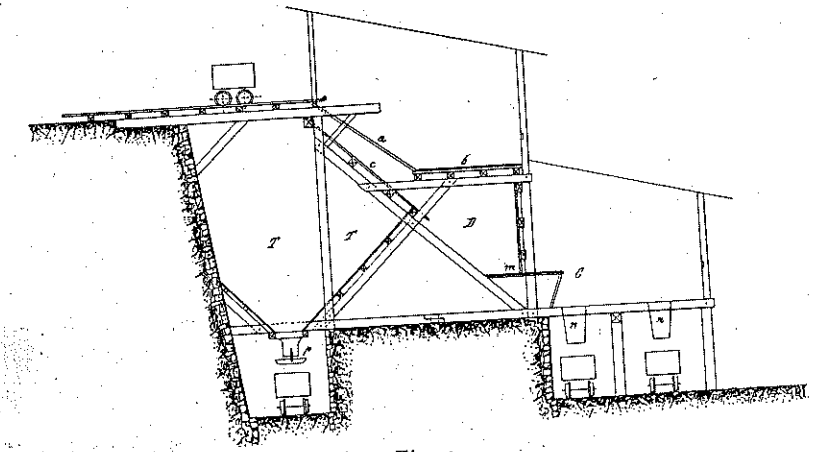


Fig. 3.

ruota secondo l'arco *x* e si dispone verticalmente tenendosi in tale disposizione fin a che arrivando in *F* si adagia di nuovo nell'incavo che la segue ricostituendo un elemento pronto a grigliare, mentre per la disposizione verticale di tutti gli elementi che passano da *E* in *F* la massa del minerale grigliato passa libera nei larghi vani formatisi e ogni ingorgo è scongiurato.

La disposizione da dare alle griglie di separazione del grosso dai minuti variano naturalmente di molto a seconda della configurazione planimetrica e sopra tutto altimetrica del terreno; a seconda che il materiale in grossi pezzi deva subire un lavoro alla mazza od al martello, o deva invece andare direttamente ai frantoi meccanici; a seconda che la separazione dei minuti ha luogo proprio all'entrata della laveria, ovvero lontano da essa in modo che occorra caricarli sui veicoli che dovranno trasportarli all'opificio di preparazione.

Se ne dà un esempio nella fig. 3 che rappresenta in scala di 1: 200 la sezione di una serie di griglie attigue una all'altra ed il cui numero dipende naturalmente dalla quantità di materia da elaborare.

I vagoncini che giungono dal cantiere scaricano sulla griglia *a* a barrotti di ferro distanti fra loro 60 mm. circa. I grossi pezzi rotolano sul ripiano *b* dove uno o più operai li ritirano per buttarli in apposito condotto che li mena al piano inferiore di carico per essere mandati ai frantoi meccanici, ed in pari tempo ne eseguiscono la cernita rapida con una grossolana spezzatura alla mazza e ricacciano i minuti così formati sulla griglia *a*.

Il materiale in pezzi minori di 60 mm. scorre sulla griglia *c* sottostante. Essa ha fori di 35 mm. e divide il minerale in due classi: *a*) minuto da lavare che cade nella tramoggia *T* munita di portina a snodo *p* onde caricare rapidamente i piccoli vagoni che dovranno portare il materiale in laveria; *b*) grosse granaglie fra 35 e 60 mm. che scendono nella tasca frontale *D*. I cernitori allineati in *C* tirano a sè il materiale dalla fenditura *m* che è continua su tutta la lunghezza del banco di cernita; cerniscono i pezzi e buttano i prodotti cerniti nei vagoncini sottostanti mediante i condotti *n* e così gli sterili sono convogliati in discarico ed i misti sono trasportati ai trituratori.

Frantumazione seguita da cernita. — Il materiale in grossi pezzi che si ottiene come rifiuto della prima griglia, o quello che è sortito in blocchi dall'interno, quando questi siano separati alla fronte di taglio, devono essere frantumati e tale frantumazione può essere fatta meccanicamente od a mano e dovrebbe essere seguita da una rapida cernita salvo nei casi in cui il minerale od i minerali utili siano talmente disseminati nella ganga da non permetterne una economica separazione in classi.

Se si tratta di minerali complessi ma ad elementi abbastanza distinti e separabili la frantumazione seguita da cernita si impone e può in qualche caso essere spinta molto oltre con vantaggio.

Riguardo alla scelta del sistema da adottare per la frantumazione è bene ricordare che la frantumazione meccanica è più economica, ma la frantumazione colla mazza dà un lavoro più perfetto e produce meno minuti.

Alcuni esperimenti di frantumazione su blocchi calaminari poveri e compatti a ganga calcarea e dolomitica eseguiti da chi scrive diedero questo risultato medio riducendo i blocchi a pezzi della dimensione massima di 100 mm.:

Frantumazione al frantoio = costo per tonnellata ... L. 1,70
Frantumazione al frantoio = quantita di grani > 30 mm. 30 %
Frantumazione colla mazza = costo per tonnellata ... L. 3,70
Frantumazione colla mazza = quantità di grani > 30 mm. 18 %

Su minerale calaminare ricco e di compattezza ordinaria un operaio può spezzare in dieci ore colla mazza circa 7 tonnellate producendo dal 7 al 10 % di minuto.

La frantumazione accompagnata da cernita evita talora di far entrare alla macinazione ed a tutte le altre operazioni della preparazione meccanica una quantità notevole di sterile che sale in certi casi al 25 % del grosso da trattare. Si adotterà la frantumazione colla mazza specialmente quando trattisi di minerali ricchi, o quando la mano d'opera non sia troppo elevata e quando non si abbia da operare su grandi quantità di materiali.

Si capisce facilmente come sia impossibile di fissare delle norme a tale riguardo, dipendendo il modo di procedere dalla natura, struttura e valore delle materie contenute nei minerali da trattare.

Lo spezzamento colla mazza ha luogo per lo più al piede delle griglie sotto tettoie e sopra un suolo opportunamente rivestito di grosse e solide pietre. Gli utensili che si usano per spaccare i blocchi sono le *mazze* ed i *martelli*.

La mazza ha in generale un peso che può variare fra kg. 3 ½ e kg. 5 e può essere di tre forme diverse. Può avere cioè le due estremità piane ed eguali; ovvero può avere una delle estremità piana e l'altra a tagliente parallelo all'asse del manico, ovvero ancora può avere un'estremità piana e l'altra a punta piramidale quadra. Quest'ultima forma per minerali cavernosi e friabili riduce al minimo la formazione dei minuti.

I *martelli* possono avere le stesse forme delle mazze; si maneggiano anch'essi a due mani e servono a spezzare i blocchi di limitato volume in pezzi di dimensione quasi uniforme. Il loro peso varia dai 2 ai 2 ½ kg. e con essi un buon operaio può spezzare alla dimensione di circa 60 mm. da 150 a 350 kg. di minerale all'ora.

Per certi minerali duri, onde facilitare l'operazione dello spezzamento, si ricorse talvolta all'azione del fuoco che per l'ineguale dilatazione che produce nei blocchi vale a fessurarli in tutti i sensi. Così per esempio ad Allevard (Francia) il minerale di ferro spatico era reso meno tenace colla calcinazione e ad Altenberg in Sassonia il minerale di stagno era reso friabile calcinandolo in mucchi con fascine e radici.

Cernite col martello. — Quando concorrono le circostanze già indicate per rendere necessaria una lavorazione a mano scrupolosa ed accurata, alla frantumazione (manuale o meccanica) accompagnata da una prima e rapida sceveratura, si fa seguire la cernita a martello che ha luogo sulle diverse categorie di misti che furono isolate colle operazioni antecedenti.

Come quelle essa contribuisce a far risparmiare le spese di preparazione di tanto sterile che sarebbe altrimenti trattato inutilmente; diminuisce le difficoltà che si presentano nella preparazione per il miscuglio di diverse ganghe o di diverse qualità di minerali aventi un peso specifico poco discosto, e permette spesso di impedire che delle parti le quali hanno di per sè un valore commerciabile vadano ad essere triturate aumentando le perdite che sono purtroppo inevitabili nel corso delle operazioni successive della preparazione meccanica.

Essa consiste in una spezzatura spinta fino alla dimensione di 40 mm., e talora anche meno, accompagnata da una cernita accurata e da una separazione delle diverse categorie che si vogliono isolare. È quindi evidente che la cernita col martello sarà tanto più semplice quanto minore è il numero di minerali e di ganghe e quanto minore è l'influenza nociva che essi possono esercitare gli uni sugli altri nel susseguente lavoro di preparazione meccanica o anche nel trattamento metallurgico.

Si può invece che spezzarla col martello frantumare la materia meccanicamente in pezzi della dimensione sufficiente perchè si possa fare la cernita, ed è ciò che si fa nella maggior parte dei casi perchè tale procedimento è molto più economico; ma se, come si disse per la frantumazione colla mazza, si tratta di minerali ricchi e complessi si avrà un miglior lavoro colla spezzatura a mano, il che riesce evidente ove si rifletta che l'operaio colpisce col martello in seguito ad un esame intelligente dei pezzi, osservando la disposizione delle parti mineralizzate, profittando dei piani di rottura, dei clivaggi, delle cavernosità, delle venature; mentre il frantoio meccanico ha un'azione brutale, deve frantumare e frantuma senza distinzione alcuna le parti povere e le parti ricche producendo anzi, nell'infrangere queste ultime specialmente, una forte quantità di minuti.

È bene tuttavia notare che a tale riguardo il vantaggio della spezzatura a mano sulla frantumazione meccanica non si realizza praticamente se non si esercita un'accurata sorveglianza, poichè spesso gli operai addetti a tale lavoro non vi apportano tutta l'attenzione necessaria e credono di aver fatto molto lavoro quando hanno molto frantumato.

La sorveglianza intelligente ed attiva non è quindi mai abbastanza raccomandata per un tal genere di lavoro al quale in generale si destinano dei giovanetti dai 15 ai 18 anni o donne, riservando invece ad operai adulti, vigorosi ed intelligenti il lavoro di frantumazione colla mazza.

Il locale chiuso destinato alle cernite a martello dovrebbe essere possibilmente vicino a quello dove ha luogo la prima frantumazione, ma in tutti i casi ad un livello inferiore a questo, e per ottenere il miglior rendimento dovrebbe essere ben illuminato ed aerato, con possibilità di essere riscaldato ove si sia in climi freddi; dovrebbe presentare disposizioni semplici e comode per la distribuzione del materiale ai cernitori nonchè per il carico e transito dei veicoli destinati a portar via i prodotti di ogni categoria, nonchè i rifiuti sterili; dovrebbe inoltre essere abbastanza ampio perchè vi si possano fare occorrendo dei depositi di una certa entità di minerali da cernire senza che questi ingombrino nel lavoro corrente.

L'operaio dovrà essere in condizioni comode quanto è possibile, in modo cioè da poter compiere il proprio lavoro ora seduto, ora in piedi, effettuando lo spezzamento e la cernita su solidi banchi di legno muniti di piastre o mattonelle di ghisa che fanno da incudine.

Ogni operaio avrà a portata di mano un certo numero di pic-

cole cassette di legno per le diverse categorie che produce e che versa man mano nei veicoli destinati a portarli ai magazzeni, od ai forni, od alle laverie.

Queste cassette devono essere maneggevoli e leggere. Dimensioni interne praticamente convenienti sarebbero le seguenti: lunghezza media 400 mm.; larghezza media 220 mm.; altezza 120 mm.

L'utensile adoperato è la martellina da cernita il cui peso varia fra kg. 1 ½ e 2 kg. e che può avere due teste piane, ovvero una testa ed un tagliente il quale può essere diretto parallelamente o normalmente all'asse del manico.

Quando si tratti di un lavoro un po' intenso si può evitare che i cernitori si spostino con frequenza destinandone uno per ritirare dai banchi di cernita le cassette piene e portarle ai relativi veicoli.

Converrà inoltre di stimolare l'operaio a compiere un buon lavoro controllando attivamente i prodotti che devono avere diversa destinazione onde richiamare all'ordine gli operai trascurati ed organizzando convenientemente il salario con scale diverse di prezzi onde egli cerchi di ottenere da una tonnellata di un dato minerale il massimo di prodotto finito e di materiale realmente sterile. Un buon cernitore in 10 ore di lavoro può spezzare e cernire a martello da 400 a 700 kg. di minerale a seconda che esso è più o meno complesso e più o meno duro.

Sceveratura o cernita semplice a mano. — La cernita semplice a mano ha luogo generalmente su grani di un diametro medio non superiore a 50 mm. e che provengono sia dal rifiuto di una griglia di getto, sia da un classificatore che separa i minuti dalle grosse granaglie alla sortita di un frantoio o di uno sfangatore, sia da un crivello onde arricchirne il prodotto o impoverirne lo sterile. È senza dubbio un lavoro costoso, ma nella maggior parte dei casi, ripetendo quanto si disse nel parlare delle cernite a martello, è di un vantaggio indiscutibile; sia per i prodotti finiti che se ne ottengono direttamente salvandoli dalla macinazione; sia per le quantità di sterile che spesso si riesce ad eliminare; sia per la divisione che permette di fare in diverse classi ove si tratti di un aggruppamento di minerali e ganghe diverse. Esso permette inoltre di eliminare dalla massa del materiale che deve passare al lavaggio i pezzi di legno o di ferro che possono esservi mescolati (specialmente quando si devono trattare dei minerali messi in deposito vicino a piazzali di miniera) e che vanno spesso ad ingorgare cilindraie e canali producendo fermate e perdite di tempo talora notevoli.

Anche questo è un lavoro da affidare a ragazzi od a donne che vi hanno una disposizione speciale e vi acquistano una sveltezza sorprendente. Gli uomini adulti se ne stancano presto ed i vecchi non hanno in generale più la sveltezza di mano e l'acutezza di vista che si richiede per tale lavoro.

La cernita a mano può farsi su tavole fisse o su tavole mobili, le quali ultime si possono dividere in *tavole oscillanti, tavole a nastro continuo e tavole rotonde giranti.*

Tavole fisse di cernita. — Possono avere forme e disposizioni diverse a seconda dei casi.

La fig. 4 indica una disposizione che permette di trattare grandi quantità di grosse granaglie che abbiano anche bisogno di essere rilavate perchè imbrattate di fango.

A è la tavola di lavaggio e *B* la tavola di cernita propriamente detta. Sulla tavola *A* il materiale è portato con barelle, con carriole o con via

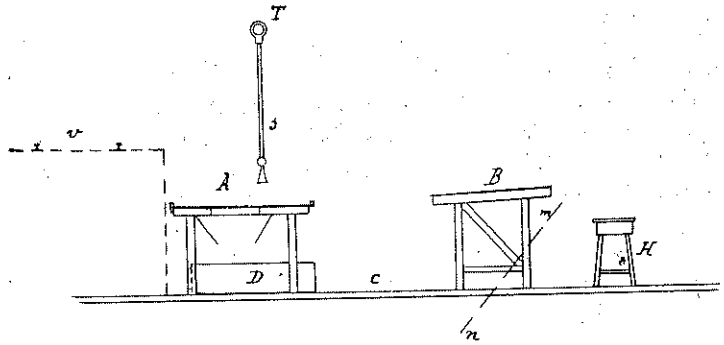


Fig. 4.

ferrata al piano *v*. La tavola ricoperta di grossa lamiera ha la parte longitudinale centrale forata per lasciar scolare l'acqua e la fanghiglia nella cassa sottostante *D*.

Un operaio adulto va lungo il passaggio *c* fra le due tavole e servendosi della pala e degli spruzzi uniti ai tubi flessibili *s* che partono dal tubo longitudinale *T*, rimescola e dilava il materiale per paleggiarlo poi sulla tavola *B* davanti ai cernitori che si tengono tra la tavola *B* ed i banchi *H*, potendo lavorare in piedi o seduti.

Ogni cernitore può così avere sul banco *H* alla sua destra ed alla sua sinistra una cassetta per ricevere due classi, mentre può mandar via il rifiuto della cernita lungo un piano inclinato *m n* che condurrà ad una tramoggia sottostante di carico (se ciò è possibile) ovvero può gettarlo all'indietro sul suolo per essere caricato sui veicoli e portarlo via.

In tali condizioni si richiedono da 80 a 90 cm. di posto per ogni cernitore.

Il costo della cernita a mano è variabilissimo ed all'infuori del valore locale della mano d'opera, dipende dalla facilità che presentano le diverse qualità ad essere separate; dal modo con cui la cernita è organiz-

zata; dal numero di prodotti che si vogliono isolare e dalla dimensione dei grani sottoposti alla cernita.

Il prodotto che possono dare gli operai diminuisce rapidamente col diminuire dei grani.

Ciò si scorge facilmente dalla seguente tabella che riassume la media di diversi esperimenti di cernita fatti su materiali calaminari e galenosi, limitando il lavoro di una cernitrice a togliere dello sterile (calcare o quarzo di densità media 2,60). Il prodotto in chilogrammi si riferisce ad una giornata di 10 ore.

Classe trattata .. mm.	60-35	35-30	30-25	25-22	22-18	18-14	14-10
Prodotto in 10 ore kg.	1300	900	700	500	350	250	100

In questi esperimenti la classe predominante era lo sterile. Se si fosse dovuto togliere il calcare od il quarzo in un materiale a grani predominanti di minerale le quantità cernite si ridurrebbero ai due terzi, alla metà ed anche meno.

Tavola oscillante. — Non è altro che un lungo piano oscillante sul quale si fa la cernita, mentre i grani avanzano saltellando sulla superficie piana del trasportatore.

Si compone di uno lungo telaio orizzontale di ferro d'angolo sul quale è fissato un primo tratto di lamiera forata *O* (fig. 5) a buchi per lo più di 18 o 20 mm., e quindi un fondo unito *N* di lamiera di 2 mm. di spessore. Delle traverse di ferro piatto *B B* mentre rinforzano il telaio, al quale sono solidamente ribadite, sporgendo dai lati di esso sono ripiegate per torsione a fuoco in modo che le loro estremità *C* hanno una inclinazione eguale a delle stecche flessibili di legno *S* ad esse unite mediante piastrine di ferro *P* e bolloncini *b* e che hanno il piede serrato in modo analogo a delle squadrette *Q* di ferro o di ghisa pure egualmente inclinate.

Il piano così sorretto da una serie di molle a stecche flessibili parallele, riceve mediante le bielle *R* da un albero *A* munito di eccentrici *E* un moto alternativo longitudinale rapido e di debole ampiezza.

La traiettoria di un punto qualunque del piano oscillante durante il suo moto di va e vieni è la stessa di quella dell'estremità delle molle che lo portano, cioè un piccolissimo arco che può confondersi colla normale alla molla.

Siccome l'inclinazione delle stecche è in generale di 70° sull'orizzontale, il piano oscillante si sposta alternativamente montando e discendendo secondo una linea inclinata a 20°.

Un grano posto sul piano riceverà dunque durante il movimento ascendente un impulso che lo solleverà leggermente e lo proietterà in avanti al momento in cui finirà il percorso ascendente del piano e questo grano descriverà un piccolo arco di parabola prima di ricadere sul fondo del canale che durante questo tempo avrà effettuata la sua corsa retrograda abbassandosi.

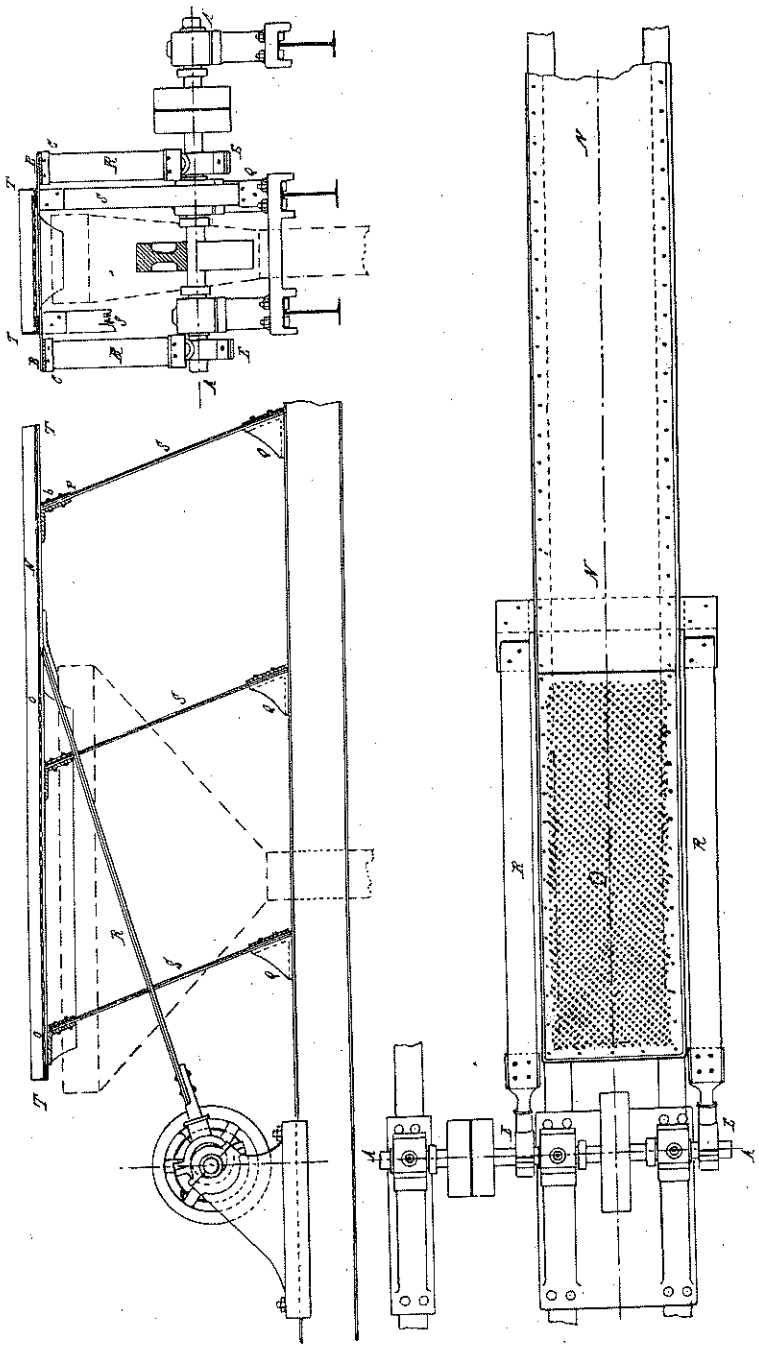


Fig. 5.

Il grano avrà dunque progredito sul piano di una lunghezza eguale alla somma delle proiezioni orizzontali della propria traiettoria e di quella del piano durante la sua corsa retrograda.

Questa lunghezza è funzione al tempo stesso della corsa e della velocità e questi due elementi, quando il trasportatore deve servire per la cernita, sono combinati in modo da ottenere una velocità media di traslazione dei grani che non oltrepassi 150 mm. al secondo. In generale una corsa di 30 mm. ed un numero d'oscillazione di 250 al minuto dànno alla tavola una velocità che consente di eseguire la cernita.

Il primo tratto forato serve per l'eliminazione dei grani fini che cadono in una tramoggia sottostante.

La larghezza di queste tavole varia in generale fra m. 0,40 e m. 0,60 ed il sollevarsi dei grani ad ogni colpo dell'eccentrico permette di dare ad esse occorrendo una pendenza in ascesa che può arrivare al 10 %. Naturalmente la cernita su grani animati da un moto saltellante di traslazione non si compie certo nelle condizioni più favorevoli, e quindi l'uso di questi trasportatori come tavole di cernita non è consigliabile che in casi eccezionali.

Nastri di cernita. — Le figg. 6 *a*, 6 *b* rappresentano alla scala di $^1/_{25}$, in pianta ed elevazione un nastro di cernita. Consiste in una larga cinghia per lo più di traliccio metallico e talora di tessuto o di cuoio che si svolge su due tamburi uno dei quali riceve il movimento mediante rocchetto ed ingranaggio, mentre l'altro gira entro supporti muniti di tenditore a vite in modo da permettere di dare al nastro la necessaria tensione e di mantenerlo centrato. Nel tratto compreso fra i due tamburi il nastro è sorretto da rulli la cui distanza varia a seconda della qualità del nastro e del peso di materiale che a questo si fa sopportare.

La larghezza del nastro varia da 450 a 750 mm.

La velocità che si ritiene più conveniente di assegnare al nastro onde la cernita si compia in buone condizioni è compresa fra i 10 ed i 20 cm. al minuto secondo.

Un nastro di 10 m. di lunghezza fra i rulli estremi richiede un consumo di forza di poco più di un cavallo vapore.

A Monteponi il nastro metallico era composto di spirali appiattite di filo d'acciaio di mm. 3 ½ di diametro, congiunte fra loro da fili diritti trasversali; il che permetteva di scucire facilmente il nastro per variarne la lunghezza o sostituire una parte guasta. A Malfidano il nastro metallico era di un tipo simile ma più leggero perchè tessuto con filo di 2 mm.

Il costo di un nastro metallico completo di 10 m. di lunghezza fra i due tamburi; del tipo di quello indicato nelle fig. 5 con nastro a filo di 2 mm. può ascendere a circa L. 3000 per una larghezza di 450 mm. ed a L. 4000 per nastro della larghezza di 600 mm.

Tavole rotonde di cernita. — Consistono in un segmento anulare piano

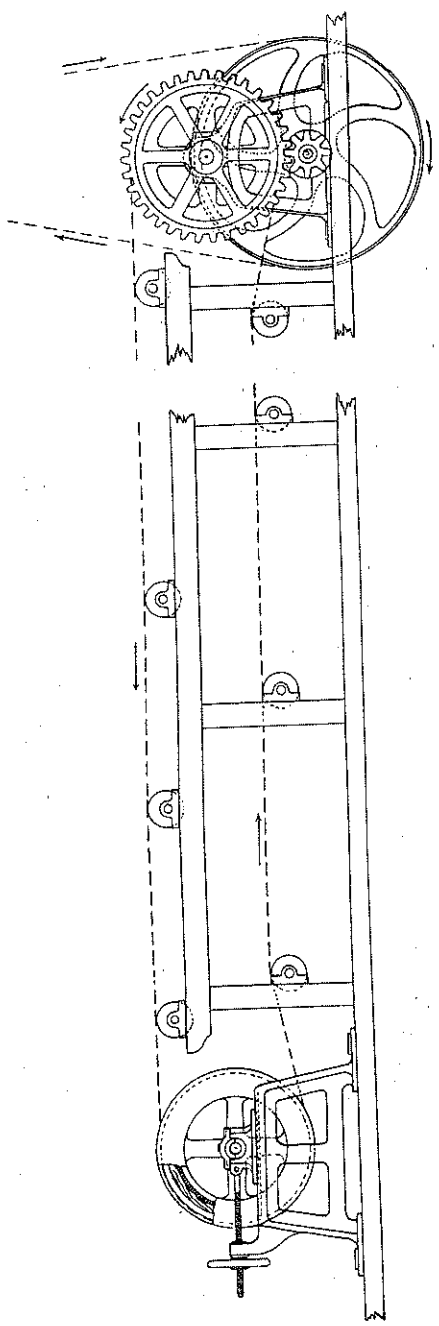


Fig. 6 *a*.

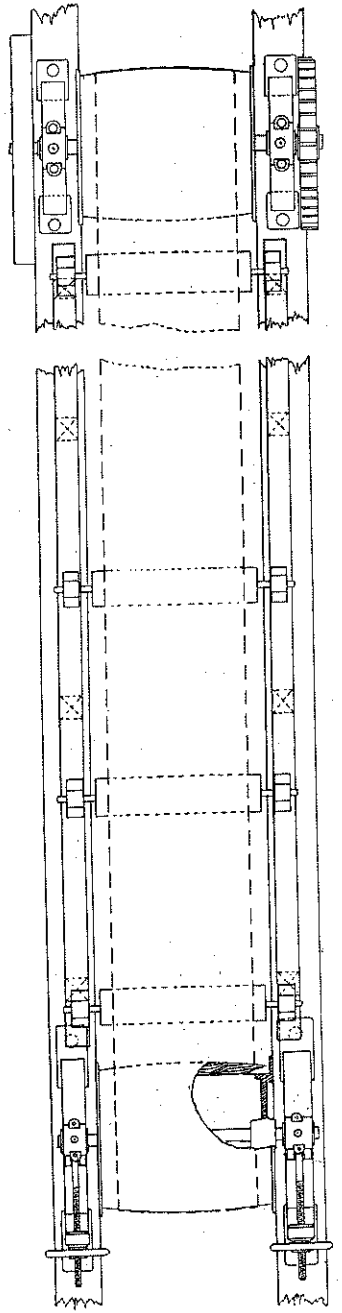


Fig. 6 *b*.

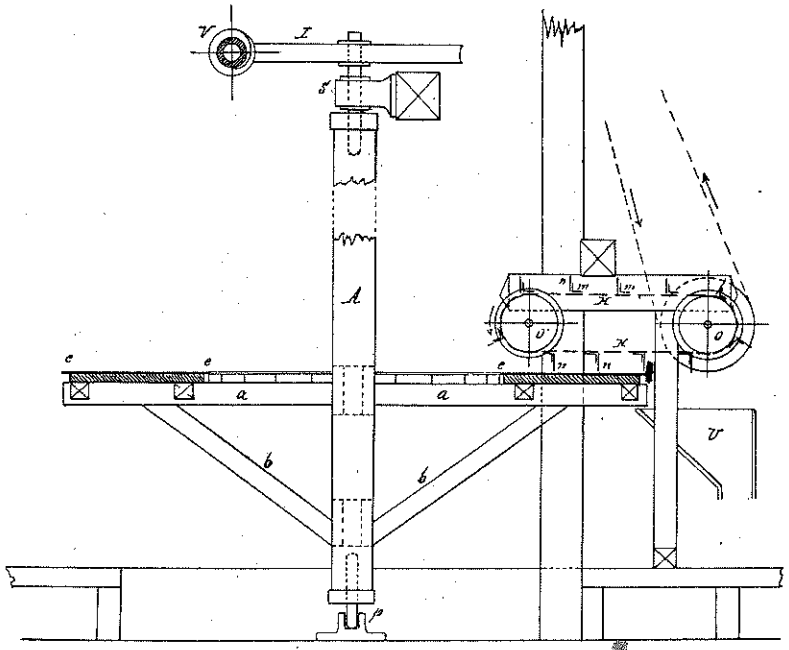


Fig. 7 *a*.

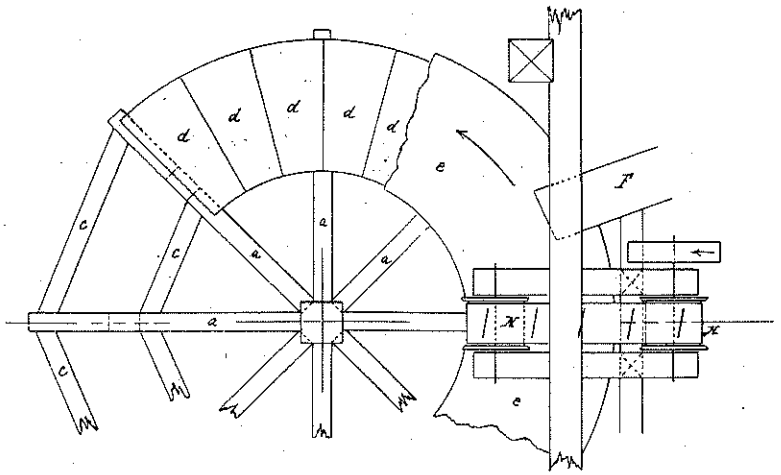


Fig. 7 *b*.

animato da un movimento lento di rotazione che gli può essere impartito in modi diversi.

Le figg. 7 *a* e 7 *b* rappresentano in scala di 1 : 30 in pianta ed in sezione verticale una tavola rotonda di cernita di piccolo diametro costruita tutta in legno. L'asse verticale *A* gira sorretto dal perno inferiore *P* ed è guidato dal supporto superiore *S*, mentre riceve il movimento da un contralbero mediante ingranaggio *I* e vite perpetua *V*.

L'asse *A* porta ad altezza conveniente i raggi *a* sorretti dalle saette *b* e collegati dalle traverse *c*. Sui raggi e sulle traverse sono inchiodate tut-

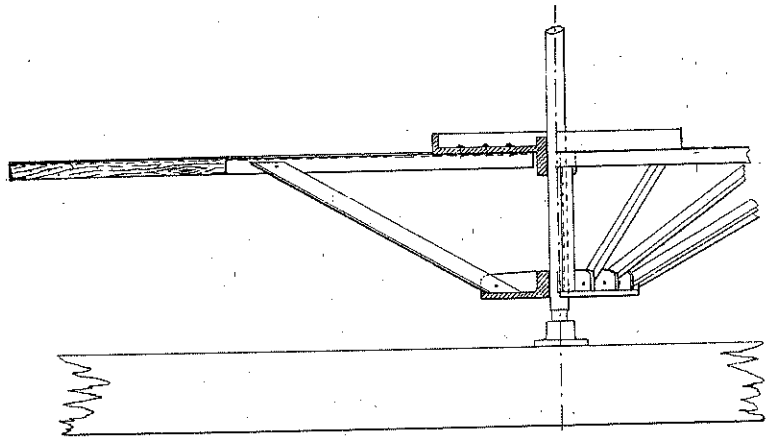


Fig. 8.

t'attorno le doghe *d* e su queste si fissa il piano *e e* di lamiera di 4 a 5 mm. di spessore.

Dal canale *F* il materiale arriva sulla tavola la quale gira nel senso della freccia con una velocità periferica di circa 15 cm. al minuto secondo.

I cernitori disposti lungo la periferia delle tavole scelgono i pezzi che si ha interesse di eliminare dalla massa dei grani, lasciando che questa prosegua il suo cammino fino al punto in cui se ne vuole effettuare l'evacuazione che per lo più è vicinissimo al punto d'alimentazione.

Agli antichi arresti inclinati e fissi rasenti alla tavola e destinati ad eliminare il materiale rimasto sulla tavola stessa dopo la cernita, chi scrive ha sostituito con vantaggio lo *spazzatore mobile* rappresentato nelle figure.

Esso lavora in modo continuo e sicuro nè presenta pericolo alcuno di ingorghi e di rotture.

Una breve cinghia *H* di 150 a 200 mm. di larghezza e che può essere o di cuoio, o di tessuto o anche metallica, gira tesa su due rulli *O O'* il primo dei quali riceve il movimento per cinghia nel senso indicato dalle

freccie. La cinghia porta all'esterno e disposti obliquamente dei piccoli pezzi di ferro d'angolo *m* ai quali si fissano delle striscie *n* di lamierino o meglio ancora di vecchie cinghie, le quali strisciando sul piano *e e* della tavola spazzano via i grani e li fanno cadere nella bocca del canale di evacuazione *U*.

La fig. 8 mostra in proiezione e sezione verticale pure alla scala di 1: 30 la costruzione di una tavola rotonda di cernita in ghisa e ferro, con-

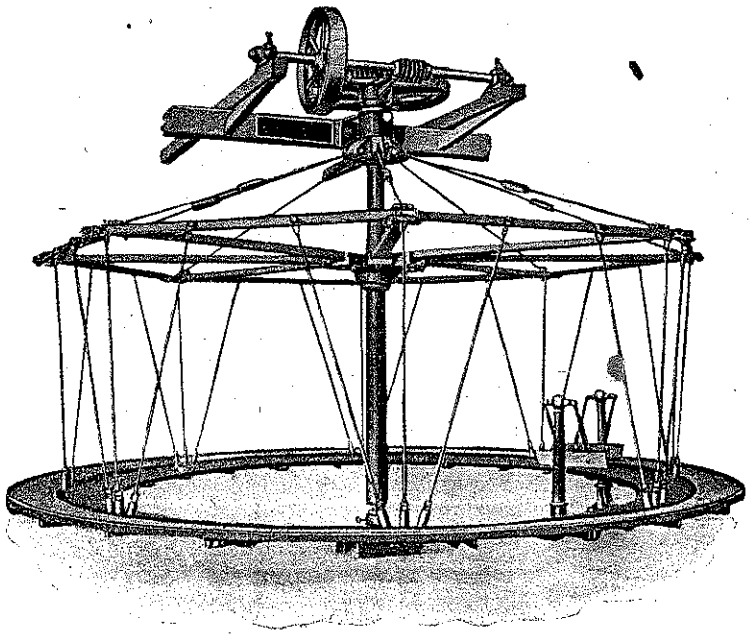


Fig. 9.

veniente per apparecchi di m. 4 a 4,50 di diametro. Il movimento è dato all'albero superiormente con vite perpetua ed ingranaggio come nel tipo precedentemente descritto.

Se si vuole che la cernita possa farsi anche sulla periferia interna del segmento anulare girevole, questo è sospeso mediante tiranti ad una solida armatura di travetti di ferro, come è indicato nella fig. 9.

La tavola rotonda, di cui lo schizzo della fig. 10, aggiunge un tipo a quelli descritti.

Le combinazioni di tavole o nastri con trasportatori veloci a cinghia risolvono in modi svariati l'evacuazione e trasporto automatici dei prodotti, misti o sterili della cernita direttamente al silos dei concentrati, od agli apparecchi di macinazione od ai silos degli sterili.

Nello schizzo della fig. 10, per esempio, il materiale arrivando in *a* sulla tavola rotonda che gira nel senso della freccia, è cernito, e, a seconda dei casi, lo sterile od il minerale ricco è gettato dai cernitori nella tramoggia centrale *m*, mentre i misti rimasti sulla tavola giunti in *O* sono spazzati via da un arresto fisso o da uno spazzatore girante e cadono nel canale *n*. Due cinghie *t-t'* di 25 a 30 cm. di larghezza funzionano da tra-

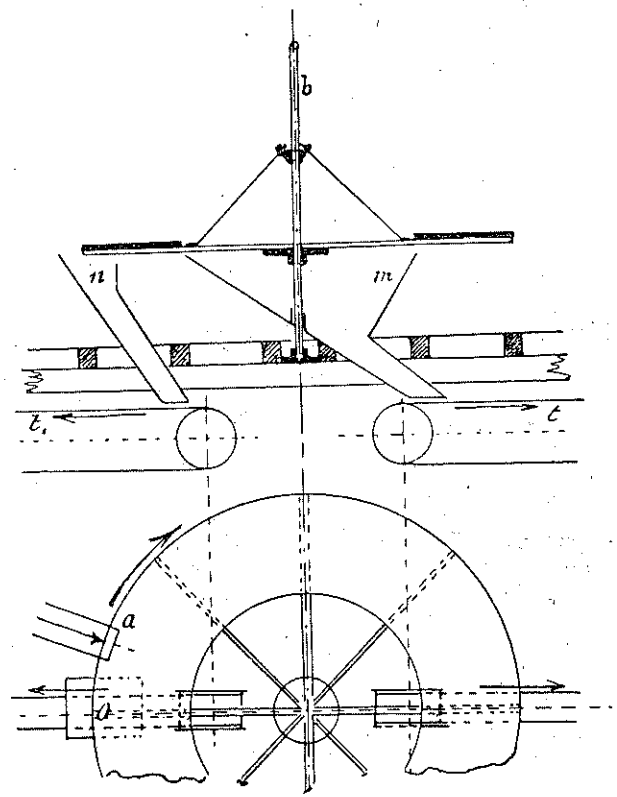


Fig. 10.

sportatori veloci e portano a destinazione i materiali che ricevono da *m* e da *n*, senza che i cernitori abbiano a muoversi dal loro posto.

Lo schizzo della fig. 11 indica a sua volta i nastri di cernita *N* di due sezioni parallele di una laveria serviti come precedentemente da due trasportatori a cinghia continua *t-t'*. I cernitori o le cernitrici allineati lungo il nastro lasciano cadere il prodotto ricco o lo sterile (secondo i casi), nei piccoli canali *o* che guidano il materiale sul trasportatore *t*, mentre ciò che resta sui due nastri è velocemente portato via (in *b*), da un altro trasportatore a cinghia *t'* normale agli altri.

Si dà poi anche nella fig. 12 il caso speciale in cui il trasporto — per esempio degli sterili presi dai cernitori — è fatto inferiormente dallo stesso nastro di cernita nel suo tratto di ritorno, al quale esse arrivano da appositi canaletti come nell'esempio precedente. Naturalmente per questo caso speciale (a meno che il nastro di cernita non sia di tessuto

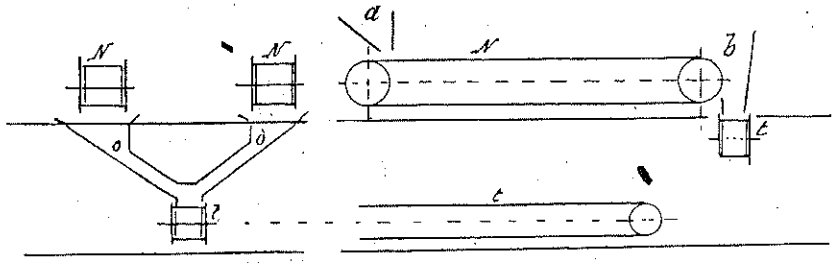


Fig. 11.

metallico) bisognerà che il materiale da cernire sia o asciutto o perfettamente sfangato perchè il tessuto del nastro potrebbe altrimenti logorarsi rapidamente per lo sfregamento di sabbie o di limi che gli rimarrebbero aderenti nel suo passaggio sui rulli e sui tamburi.

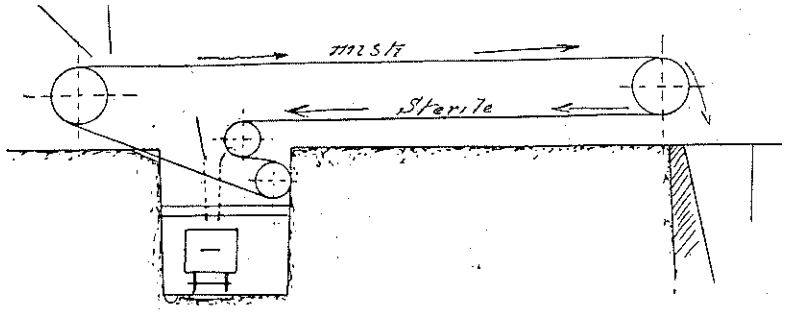


Fig. 12.

Impianti di frantumazione e cernita. — In certi casi la separazione, frantumazione e cernita dei minerali estratti dalla miniera dà luogo — come fu accennato — a veri impianti speciali talora imponenti.

Nella fig. 13, si ha in sezione la disposizione generale di un compartimento di macinazione e cernita preventivi (costruttore Allis-Chalmers). Un frantoio rotativo (6) tipo *K* (0,30 × 110) della capacità di tonn. 70 all'ora maciuando a meno di 80 mm., alimenta mediante il canale a griglia (5) il nastro di trasporto e di cernita (1) in ascesa, questo porta il materiale ad un trommel (2) di m. 3,40 di lunghezza con diametro di m. 1,00

e perforazione di 25 mm. Il rifiuto del trommel va ad essere macinato in un altro frantoio rotativo (3) tipo *D* (0,20 × 0,70) il cui prodotto unito al materiale passato a traverso la lamiera forata del trommel (2), mediante un nastro trasportatore (7) va all'ulteriore trattamento di concentrazione.

Citiamo anche il caso dell'impianto fatto alle miniere La Motte (nel Missouri) per una quantità di circa 300 tonn. all'ora, di un minerale costituito da galena in grossolana disseminazione nella dolomia.

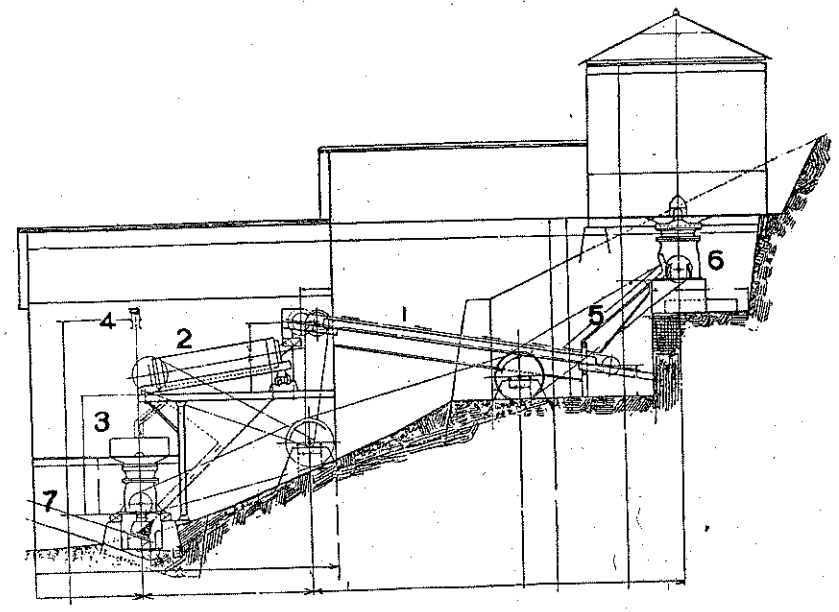


Fig. 13.

I grandi vagoni che arrivano dalla miniera sono automaticamente scaricati su grandi griglie a spazi di 20 cm. Il rifiuto di essa (pezzi maggiori di 20 cm.) alimenta un gran frantoio a mascelle di apertura m. 1,50 per m. 2,10 il cui prodotto si unisce al materiale passato attraverso la griglia ed insieme a questo entra in un trommel classificatore di oltre m. 6,00 di lunghezza e m. 1,80 di diametro ad aperture di 10 cm. circondato da un involucro di lamiera forata a buchi di 35 mm. Il grosso (grani maggiori di 100 mm.) alimenta dei nastri di cernita (larghezza m. 1,00 velocità m. 0,15 al secondo) sui quali si tolgono i pezzi ricchi o sufficientemente mineralizzati lasciando lo sterile che un altro trasportatore a cinghia porta in discarica. Il materiale delle due categorie è triturato a meno di 35 mm. ed unendosi a quello che passò a traverso l'involucro

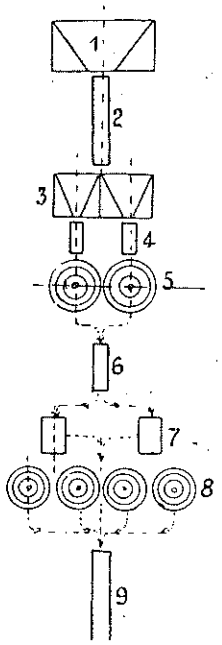


Fig. 14.

del gran trommel è, da un altro trasportatore, convogliato all'ulteriore trattamento nella vera laveria di concentrazione.

Il grafico della fig. 14 e la seguente leggenda che ad esso si riferisce, dà un'idea della disposizione della sezione di frantumazione preventiva in un grandioso impianto moderno della Federal Lead Co (Missouri).

1. — Silos d'arrivo dei minerali (galena-dolomia).

2. — Trasportatore metallico in ascesa; lungo m. 53, pendenza 40 %, velocità m. 0,15 al minuto.

3. — Silos di 1500 tonn. di capacità.

4. — Due alimentatori a nastro metallico di 0,90 per 2,50, velocità m. 0,75 al minuto.

5. — Due Symons-Disc macinanti a 75 mm.

6. — Nastro trasportatore di 600 mm., velocità 90 m. al minuto, salita 30 %, lunghezza m. 6.

7. — Due grandi vagli inclinati a fori di 25 mm.

8. — Quattro Symons-Disc macinanti a 10 mm.

9. — Nastro trasportatore (che va alla laveria), larghezza 600 mm., lunghezza 110 m., velocità 90 m. al minuto.

Cernita sulle tavole mobili. — Le tavole mobili hanno il vantaggio sulle tavole fisse di avere carico e scarico automatici; hanno una grande portata e trasportano da sè il materiale. Ogni cernitore però non può raccogliere che una sola categoria di prodotti, e la cernita non può essere così perfetta come sulle tavole fisse.

Ed invero, quantunque il moto di traslazione dei grani sia molto lento, pure non può a meno di rendere spesso titubante il cernitore nella scelta dei pezzi che egli deve raccogliere, mentre lo stimolo di produrre molto lo spinge ad affrettarsi. È naturale quindi che egli abbia a prendere per errore dei pezzi o non sufficientemente ricchi o non sufficientemente poveri, secondo lo scopo della cernita. Si rimedia a tale difetto organizzando un ripasso di controllo delle classi cernite o su apposita tavola fissa ovvero all'atto dello scarico al punto di destinazione.

Un altro inconveniente delle tavole mobili è che dato il loro moto uniforme e continuo non si prestano alle variazioni che possono presentarsi nel lavoro da compiere, mentre in pratica la proporzione del materiale da cernire o anche delle parti da togliere possono variare da un istante all'altro e spesso entro limiti molto estesi.

Si può in parte ovviare a quest'altro inconveniente interponendo fra la tavola ed il vaglio o trommel, il cui rifiuto la alimenta, una tramoggia di deposito abbastanza ampia onde possa funzionare da regolatore e munita di un distributore a tiretto che consenta di far arrivare il materiale di continuo ed in quantità pressochè costante sulla tavola stessa.

Fra le tavole mobili quelle oscillanti non sono da adottarsi, come si disse, che in casi eccezionali.

Le tavole rotonde ed i nastri continui, che sono gli apparecchi più usati, presentano entrambi i loro vantaggi speciali.

La tavola rotonda può consentire uno sviluppo conveniente anche in uno spazio ristretto ed a parità di sviluppo costa meno del nastro; richiede meno forza e minor spesa di manutenzione: inoltre essa può ricondurre il materiale che si lascia sulla tavola vicino al punto d'arrivo della materia da cernire, il che in certi casi può essere comodo assai per l'aggruppamento degli apparecchi di macinazione.

Il nastro continuo invece presenta il gran vantaggio di permettere oltre la cernita il trasporto della materia ad un punto anche molto lontano da quello d'origine.

Le circostanze locali indicheranno nei singoli casi che si presenteranno in pratica a quale dei due tipi di apparecchi convenga di dare la preferenza.

Il rendimento della mano d'opera sulle tavole mobili è di molto superiore a quello che ha luogo sulle tavole fisse.

Degli operai che sono disposti lungo il nastro o attorno alla tavola rotonda ognuno sceglie, come fu detto, una data classe e non abbandona mai il suo posto di lavoro. Il trasporto e vuotamento delle cassette contenenti i materiali cerniti è fatto da un operaio speciale.

A seconda della natura del materiale la classe che si lascia sulla tavola può essere od un misto da triturare o macinare o dello sterile da rigettare. In questo ultimo caso è buona regola il mettere alla fine della tavola mobile i migliori cernitori per evitare quanto è possibile che della materia utile venga mandata via come sterile.

CAPITOLO TERZO

SFANGAMENTO

Avviene talvolta che i frammenti del materiale minuto che rimane dopo l'eliminazione dei grossi pezzi e che proviene direttamente dai cantieri o dalle griglie di separazione all'esterno sono più o meno tenacemente uniti ad argilla od a materie terrose fini le quali aderiscono ai grani in modo tale che l'aspetto loro ne è talmente falsato e reso incerto da rendere malagevole e difettosa la susseguente cernita a mano.

Bisogna allora ricorrere all'uso di apparecchi tali che consentano di staccare dai grani stessi queste particelle — specialmente quando esse sono fra loro agglutinate e formano un vero impasto nel quale sono impigliati i frammenti — in modo che le parti fine siano separate dai grani mediante l'intervento di correnti o di getti d'acqua che le trascinano via per essere rifiutate senz'altro ove si tratti di argilla o di fanghiglia sterile, o per essere guidate negli apparecchi classificatori dei fini quando sono mineralizzati tanto da meritare un conveniente trattamento.

Le disposizioni usate per raggiungere tale intento sono svariatissime, ma tutti gli apparecchi di cui si compongono si possono raggruppare nelle cinque seguenti categorie:

1° Crivelli a mano; 2° Casse o canali con agitatori a mano; 3° Casse o canali con agitatori meccanici a rotazione; 4° Tamburi o trommels sfangatori; 5° Vagli orizzontali od inclinati con getti d'acqua a pressione.

Crivelli a mano. — Lo staccio a mano usato per sfangare nei casi in cui trattisi di quantità limitate e più specialmente di grosse granaglie infangate da sottoporre poi a cernita a mano, consiste talora in un recipiente cilindrico a sponde di lamiera alte da 12 a 18 cm. con due maniglie e col fondo in lamiera forata; tal'altra in un traliccio metallico ripiegato a cesto e pure fornito di maniglie. Si carica il minerale nello staccio; si immerge questo in una tina piena d'acqua scuotendolo e facendolo girare alternativamente fino a che si sia staccato il fango aderente ai grani. Il minerale sfangato è gettato sulla tavola di cernita; il minuto della tina è poi passato ai crivelli arricchitori.

Si cerca spesso di far sì che tutto il peso del crivello non graviti sulle braccia dell'operaio. Basta perciò che il crivello sia sospeso ad una corda a due capi fissata in alto all'estremo di un ramo d'albero o di una stecca elastica infissa in un muro, che funzionano da molla.

Il movimento verticale alternativo è così agevolato dalla elasticità del ramo o della stecca flessibile.

Con uno di tali stacci un operaio in 10 ore di lavoro può sfangare da 2 a 3 m³ di materiali in grani con un consumo d'acqua insignificante.

Casse o canali con agitatori a mano. — Una cassa o canale di sfangamento è un recipiente, in generale di legno, di lunghezza variabile da 2 a 4 metri; di larghezza pure variabile tra m. 0,50 e m. 0,75 e la cui profondità non oltrepassa quasi mai i 40 cm.

Le pareti ed il fondo si sogliono rivestire di lamiera e quest'ultimo ha una leggera pendenza (2 a 3 %).

La cassa è chiusa alla testa ed aperta al basso, ma da questo lato sul fondo esiste un piccolo risalto trasversale per evitare che l'acqua vada via troppo rapidamente. Talora anzi la bocca di sortita è munita di una paratia mobile che può essere messa e tolta a volontà.

Il materiale da sfangare è gettato nella cassa a piccole cariche e viene smosso, agitato e respinto verso la sommità della cassa colle pale per essere poi paleggiato fuori e gettato per lo più sopra una griglia di separazione, mentre l'acqua o in modo continuo o ad intervalli scorre via colla fanghiglia.

Le casse o canali con agitazione a mano non si usano naturalmente che per quantità e per materiali non troppo difficili da sfangare.

In una di tali casse di m. 3,60 di lunghezza, di m. 0,65 di larghezza e di m. 0,35 di profondità un operaio può sfangare da 4 a 5 m³ di materiale in 10 ore di lavoro.

Casse o canali di sfangamento con agitatori meccanici. — Sono poco usati in Europa, ma invece predominano nelle laverie americane.

Uno sfangatore di questo tipo si compone in massima di una lunga cassa leggermente inclinata entro la quale e nel senso longitudinale gira un albero che porta dei bracci ovvero delle palmole o palette oblique all'asse.

Il minerale è caricato alla parte bassa, mentre l'acqua arriva dall'estremo opposto. Le palette costringono il materiale ad avanzare contro la corrente e lo scaricano alla sommità della cassa mentre l'acqua trascina via l'argilla e le parti fine.

Il fondo della cassa è per lo più semicilindrico ed è ricoperto di ferro o di ghisa. L'albero può essere di ferro o può anche esser formato da un tubo di ghisa o da un grosso tronco di legno munito ai due estremi di flange le quali portano le appendici che devono ruotare nei cuscinetti di sostegno. Le braccia o le palette sono fissate sull'albero in file parallele all'asse ma oblique, ovvero, e più di frequente, secondo linee a spirale.

Come esempio di questo genere di apparecchi si dà lo sfangatore di Longdale (Virginia) per lavare la limonite, come è descritto dal Richards (vedi figg. 15 *a*, 15 *b*, 15 *c* e 15 *d*).

Il canale è fatto di tavoloni di 75 mm. di spessore: è largo m. 0,90 e profondo m. 0,45 con una lunghezza totale di m. 5,60 (misure interne).

Nell'interno della cassa sono disposti dei segmenti semicilindrici di ghisa lunghi ognuno circa 375 mm. e dello spessore di 25 mm., con orli rivoltati onde poterli fissare con viti sul bordo del canale. Essi formano così un canale semicilindrico lungo m. 5,60, largo m. 0,75 e profondo 450 mm. (misure interne).

La pendenza del canale è di 3°,35'. L'albero che è rappresentato in sezione (fig. 15 *c*) è un tubo vuoto di ghisa lungo m. 5,30; ha un diametro di circa 300 mm. ed uno spessore di 20 mm. È unito con flange ad un perno del diametro di 137 mm. per la parte inferiore dell'albero e ad un altro di 112 mm. all'estremo opposto. Le palette di ferro forgiato sono disposte lungo due spirali a 180° aventi m. 1,50 di passo. Si hanno 8 palette in un intero giro, lunga ognuna 210 mm. e larga 100 mm. sicchè la periferia del cerchio descritto dal punto estremo è di 720 mm. Esse sono munite alla base di flangia un po' ricurva che si adatta alla superficie esterna dell'albero ed ogni paia di palette opposte è riunita da due bolloni di 20 mm. che traversano le flange e l'albero cavo.

Il perno superiore si prolunga in un albero che porta un trommel classificatore per il materiale sfangato. Alla parte inferiore il perno dell'albero si unisce coll'albero motore orizzontale mediante accoppiamento elastico che permette anche di fermare o mettere in marcia l'apparecchio.

L'albero fa 12 giri al minuto. La materia alimentata è in pezzi della dimensione massima di 200 mm. ed arriva da una tramoggia a saracinesca a circa m. 0,60 dall'estremo inferiore. L'acqua invece è immessa all'estremo opposto più in alto.

Ogni canale può trattare 8 tonn. all'ora e richiedere 6 cavalli di forza. Le palette durano circa 3 mesi; i perni un anno e l'albero cavo 5 anni.

Accenniamo anche ad uno sfangatore di media potenza e del tipo a canale, costruito in Italia qualche anno fa dalla *Società Costruzioni Meccaniche* di Cagliari per la miniera di Sidi Bou-Auane in Tunisia, per un materiale costituito da noduli di galena in una massa di marne e argilla, talmente tenace da renderne assai difficile lo sfangamento. Questo sfangatore, rappresentato nelle figg. 16 *a* e 16 *b*, fece invero ottima prova ed è raccomandabile.

Consiste in un cassone di forte lamiera portato da sostegni di ghisa; con testate pure di ghisa che portano i supporti fissi di un lungo albero di ferro con bracci o palette facilmente orientabili per diminuire od aumentare il passo delle eliche descritte dai bracci. Il materiale da sfangare può arrivare in *A* da un distributore o da un canale o può esservi gettato

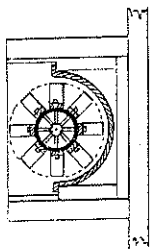


Fig. 15 *b*.

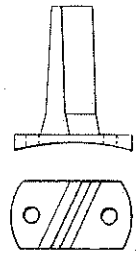


Fig. 15 *d*.

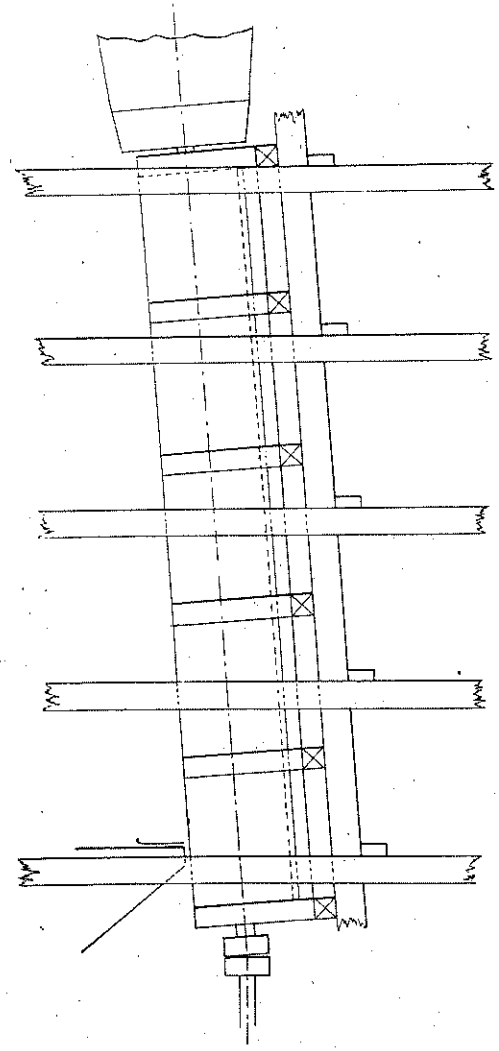


Fig. 15 *a*.

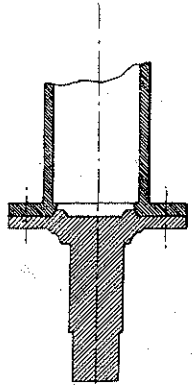


Fig. 15 *c*.

nell'apparecchio con la pala. Il movimento, dato ad un contralbero mediante pulegge fisse e folli, è ridotto nel rapporto di 4 : 1 mediante rocchetto e ruota d'ingranaggio fissata sull'albero longitudinale in modo da imprimere a questo una velocità di 8 a 12 giri al minuto. Uno di questi apparecchi richiede 4 a 5 cavalli di forza e può trattare da 5 a 6 tonn.

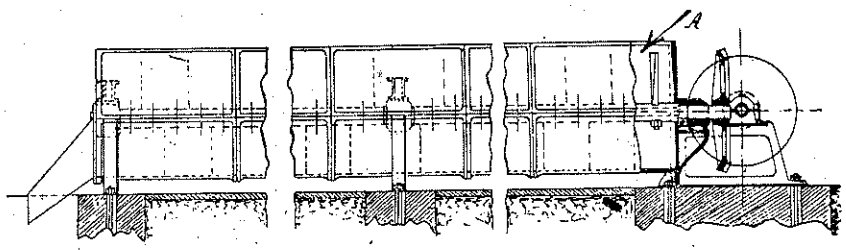


Fig. 16 *a*.

all'ora, con un consumo d'acqua di 150 a 200 litri al minuto. Naturalmente si può dare alla cassa una pendenza che può variare tra 2° e 4° a seconda dei casi.

In una delle miniere di ferro della Oliver Mining Cy (Minnesota)

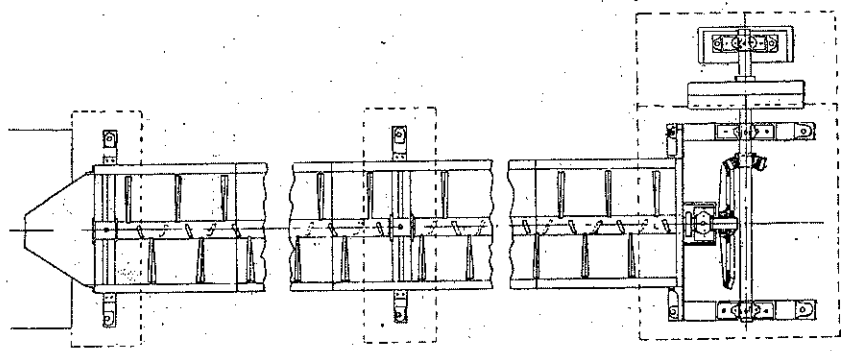


Fig. 16 *b*.

per sfangare il minerale in pezzi di varia grossezza si usava un canale sfangatore dei tipi anzi indicati.

Per sfangare ed in parte concentrare dei minuti a grani minori di 6 mm. si ricorse ad un doppio canale sfangatore di m. 5,50 di lunghezza con pendenza dell'8 % ed a fondo perforato; fondo che chiude superiormente una cassa lunga e bassa e perfettamente chiusa, nella quale da un tubo principale, mediante cinque o sei diramazioni, aventi ognuna la sua valvola regolabile, si fa arrivare dell'acqua sotto pressione.

Mentre i due alberi muniti di palmole agitatrici disposte secondo

un'elica girano in senso inverso l'uno dall'altro, facendo avanzare da un estremo all'altro del canale il materiale da sfangare, questo è tenuto in continua agitazione e dilavato da numerosi e violenti getti d'acqua che ne favoriscono anche la concentrazione. I materiali sfangati e arricchiti avanzano scendendo lungo la pendenza dei due canali e ne escono alla parte inferiore con un tenore di circa il 60 % di ferro.

Tamburi o trommels sfangatori. — Un trommel è un apparecchio cilindrico o tronco-conico, orizzontale o leggermente inclinato, fatto di grossa lamiera di ferro o d'acciaio dello spessore di 10 a 12 mm. e di lunghezza variabile da m. 1,50 a m. 3 secondo la maggiore o minore facilità che presenta il materiale da trattare ed essere sfangato.

Esso può girare intorno ad un albero centrale ovvero può ruotare libero intorno al proprio asse di figura su rulli mediante grossi cerchioni che avvolgono esternamente il tamburo, ed il movimento piuttosto lento (da 8 a 12 giri al minuto) è dato al tamburo stesso per lo più con ingranaggi piani o conici.

Secondo il Rittinger la velocità più conveniente è di circa m. 0,70 al minuto secondo alla periferia. Una velocità troppo forte non permette ai grani di soggiornare abbastanza nell'apparecchio a contatto coll'acqua; una velocità troppo limitata riduce la potenzialità dello sfangatore e rende la sua azione non sufficientemente energica.

Trattandosi di minerali molto argillosi la superficie interna del tamburo è talora munita di grosse punte o pugnali d'acciaio di 12 a 15 cm. di lunghezza aventi la forma di una piramide allungatissima a base quadra e ribaditi all'esterno sull'involucro di lamiera. Tal'altra e con più frequenza sulla parete cilindrica interna, e disposte secondo eliche che favoriscono l'avanzamento della materia verso l'uscita, si hanno delle numerose palette che sono fissate all'involucro mediante squadre di ferro d'angolo. Queste palette sollevano in alto il minerale e lo lasciano cadere nell'acqua spingendolo al tempo stesso verso l'uscita dell'apparecchio mentre per lo sfregamento fra i grani e per le successive cadute si sfanga. Giunto all'estremo del tamburo una serie di palette oblique, o talora anche di cassette sul genere di quelle delle norie elevatrici, disposte lungo la periferia della bocca d'uscita scarica il minerale su altro trommel conico unito allo sfangatore e sul prolungamento di esso costruito con lamiera forata onde separare subito il minuto dai grossi grani che per lo più passano alla cernita a mano su tavole fisse o mobili.

Come tipo di questo genere di apparecchi si dà nella fig. 17 *a* alla scala di 1 : 25 la disposizione generale dello sfangatore della Vicille-Montagne e nella fig. 17 *b* una sezione del tamburo che indica chiaramente la disposizione e la costruzione delle palette di sollevamento.

Il materiale con una forte corrente d'acqua penetra da *A* nel tamburo il cui albero è portato in *C* da un cuscinetto pendente ed in *C'* è

sorretto da un cuscinetto usuale. Il movimento di rotazione è dato allo sfangatore dalla coppia d'ingranaggi conici *P* ed *I*.

Nell'imbuto d'entrata del tamburo si hanno delle piccole aperture *a a* chiuse da telai ricambiabili muniti di tela metallica a fori di 2 a 3 mm. che lasciano andar via una buona parte dell'acqua più fangosa mista a grani fini, la quale raccolta nel canale *M* è guidata agli apparecchi classificatori dei fini.

Il materiale sfangato che le palette oblique di sollevamento hanno fatto sortire dal tamburo cilindrico, entra in un altro tamburo conico di lamiera d'acciaio a grossi fori per es. di 25 mm. I grani maggiori di 25 mm. per il moto di rotazione dell'apparecchio vanno a cadere in un canale *F* che li guida su di un nastro o su una tavola rotonda di cernita, mentre i grani che hanno traversato i fori di 25 mm. trovano un altro tamburo concentrico al primo ma a fori minori — per es. di 18 mm. — il quale darà in *E* i grani di diametro compreso fra 18 e 25 mm. da arricchire al crivello, ed in *D* tutta la gran massa dei grani minuti che andranno alla serie susseguente degli apparecchi destinati a dividerli in classi d'eguale volume.

Uno sfangatore come quello ora descritto può passare, ruotando a 12 giri al minuto, da 4 a 6 m³ di materiale all'ora con un consumo di acqua che può ascendere a 250 o 300 litri al minuto primo. La forza occorrente varia fra i 2 ½ ed i 3 cavalli vapore.

Dello stesso genere ma più semplice ed adatto per minerali meno fangosi è lo sfangatore rappresentato dalle figg. 18 *a* e 18 *b*. Come si vede esso gira su rulli mediante due robusti cerchioni d'acciaio che circondano il corpo cilindrico dell'apparecchio. Il movimento è trasmesso con una coppia di ingranaggi piani.

Per materiali molto difficili da sfangare si usa in diverse laverie tedesche lo *sfangatore Crickboom*, che non è altro che un tamburo simile a quelli precedentemente descritti e, come l'ultimo, girevole su rotelle. Lungo l'asse del tamburo passa un albero portato da cuscinetti indipendenti e mosso da puleggia apposita a velocità grande. L'albero porta quattro file di forti braccia di ferro ricambiabili la cui lunghezza è tale che fra l'orlo interno delle palette e la periferia del cerchio descritto da un braccio vi è la distanza di 8 a 10 cm. Mentre il cilindro fa da 10 a 12 rivoluzioni al minuto i bracci ne fanno 200 in senso contrario.

Il minerale avanza in virtù dell'inclinazione delle palette che lo sollevano più in alto dell'asse dell'apparecchio e mentre cade è battuto dai bracci rendendosi così molto energico lo sfangamento.

Lo sfangatore rappresentato nelle figg. 19 *a* e 19 *b* è una modificazione dello sfangatore Crickboom, come è costrutto dalla Marchegger Maschinenfabrik (Vienna).

L'albero interno che porta i bracci d'acciaio ricambiabili è eccen-

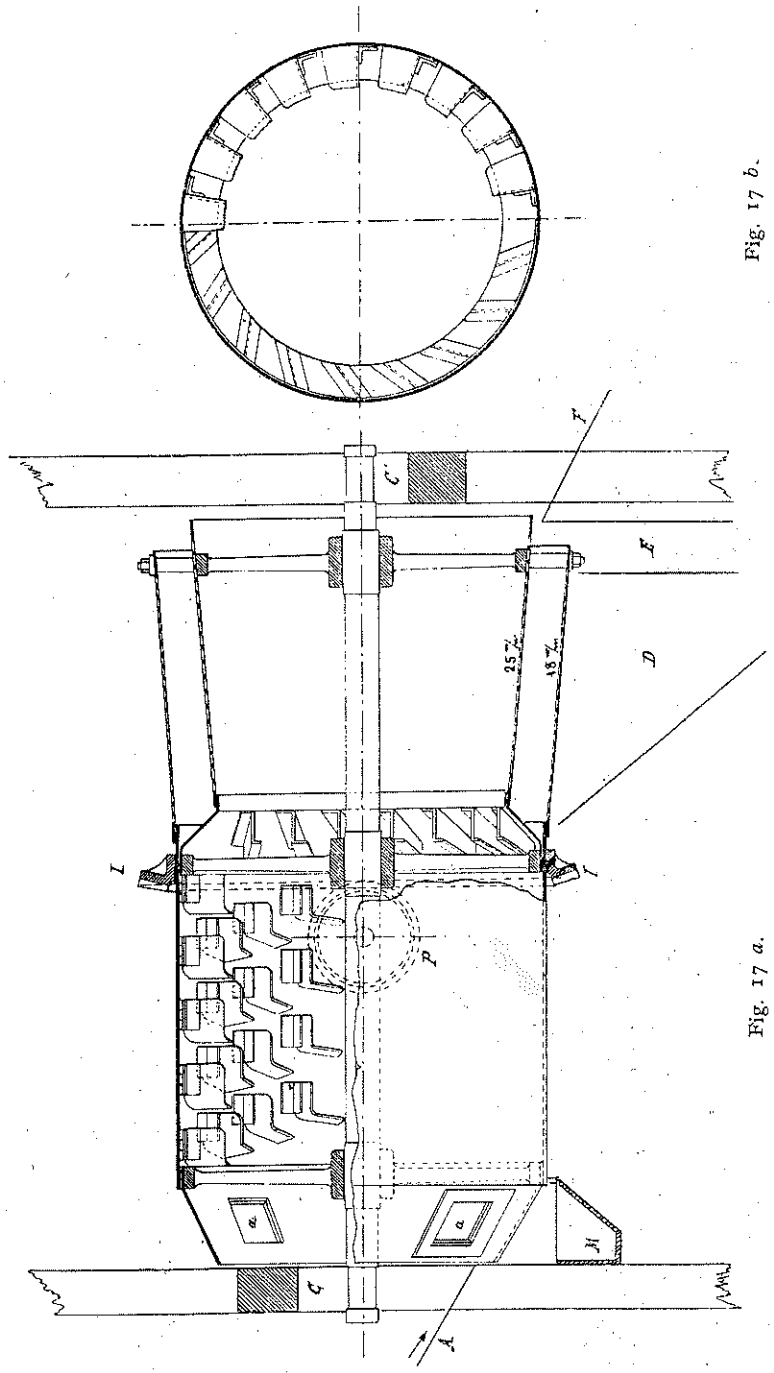


Fig. 17 *b*.

Fig. 17 *a*.

trico rispetto all'asse del tamburo e l'interno di questo è munito di diverse file di punte o pugnali.

Il minerale sfangato è portato fuori e scaricato da una serie di cassette, simili a quelle delle norie, disposte lungo la periferia dell'estremo del tamburo.

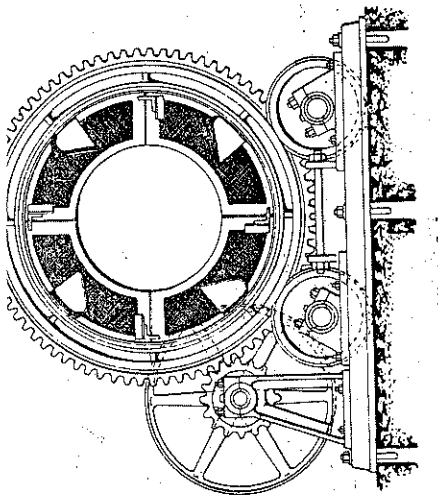


Fig. 18 *b*.

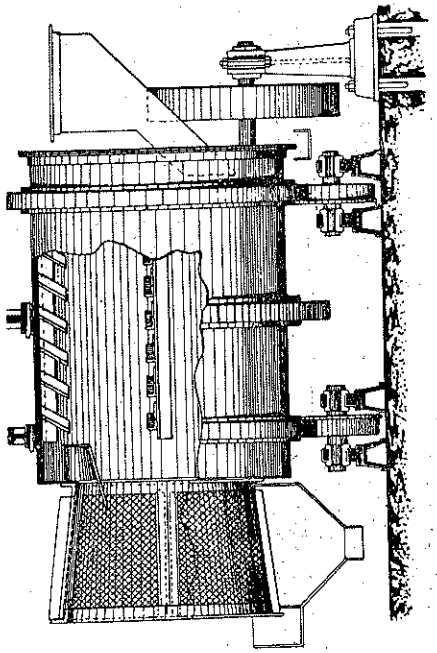


Fig. 18 *a*.

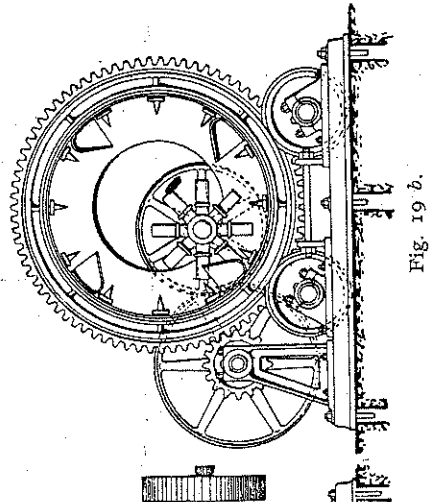


Fig. 19 *b*.

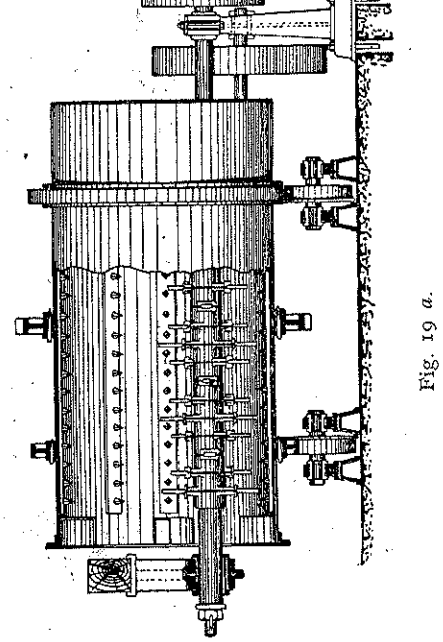


Fig. 19 *a*.

Sfangatori a getto d'acqua a pressione. — L'uso di getti d'acqua a pressione più o meno forte a seconda della difficoltà che il minerale presenta ad essere sfangato può essere di grande vantaggio ed è praticamente raccomandabile.

Come esempio di tale metodo si cita il sistema seguito per lo sfangamento delle terre calaminari, spesso molto argillose, nella laveria Malfidano (Sardegna) che sostituì con buon esito l'uso dei tamburi a pugnali ed a palette eliminando quasi completamente la formazione delle pallottole d'argilla che è ben difficile di evitare negli sfangatori a rotazione.

Lo sfangatore è preceduto da una cassa di spappolamento nella quale i vagoncini carichi di terra versano il loro contenuto. La cassa è lunga 2 m. e larga 1 m. ed ha il fondo inclinato longitudinalmente verso il canale di sortita.

Alla testata della cassa sgorga di continuo da tre piccole bocche dell'acqua pulita. Il materiale scaricato entro la cassa forma argine all'acqua il cui livello monta facendo sì che l'acqua stessa compenetra la massa terrosa mentre un operaio con ferri adatti facilita tale compenetrazione e spinge regolarmente il materiale sotto un violento spruzzo d'acqua sotto pressione che è all'imbocco del canale che conduce il materiale all'apparecchio sfangatore. Questo non è che un vaglio piano oscillante sul genere di quello rappresentato nella fig. 124 e descritto nel capitolo riguardante i classificatori per volume.

I getti o spruzzi d'acqua sono più numerosi e l'acqua stessa sorte dai forellini con una forte pressione dovuta ad un battente di oltre 6 metri.

Il vaglio di m. 0,60 di larghezza utile ha m. 3,80 di lunghezza totale. Il primo tratto di m. 1,65 porta una lamiera forata a buchi di 5 mm. che elimina subito l'acqua fangosa ed una gran parte delle particelle fini sospese nella corrente d'acqua che arriva all'apparecchio dalla cassa di spappolamento che lo precede. Il resto della lunghezza è a fori di 20 mm.

Il materiale a grani minori di 20 mm. scende, trascinato dall'acqua, agli apparecchi classificatori mentre i pezzi di diametro maggiore cadono su un nastro di cernita.

Il vaglio (come lo sfangatore a tamburo della fig. 10 che ha sostituito) può passare da 4 a 6 m^3 di terre calaminari all'ora, marciando a 320 pulsazioni al minuto dell'ampiezza di 35 mm. Il consumo d'acqua è di litri 120 al minuto per lo spappolamento e di litri 130 per gli spruzzi. La forza richiesta è di circa 2 cavalli.

Quando si tratta di sfangare grandi masse di materiali tenacemente impastati con argilla si ricorse qualche volta con ottimi risultati all'uso di fortissimi getti d'acqua sotto pressione uscenti da lancie (od ugelli speciali) del tipo di quelle dette *monitors* usate per l'abbattimento economico delle grandi alluvioni aurifere della California e per quelle stannifere dell'Australasia.

Questo sistema fu usato con successo per lo sfangamento dei minerali dell'Elba.

Pur conservando ad essi la denominazione di classificatori ormai in uso comune, riteniamo logico di includere nella categoria degli sfangatori, i classificatori draghe ed i così detti classificatori Dorr, Akins, ecc., perchè

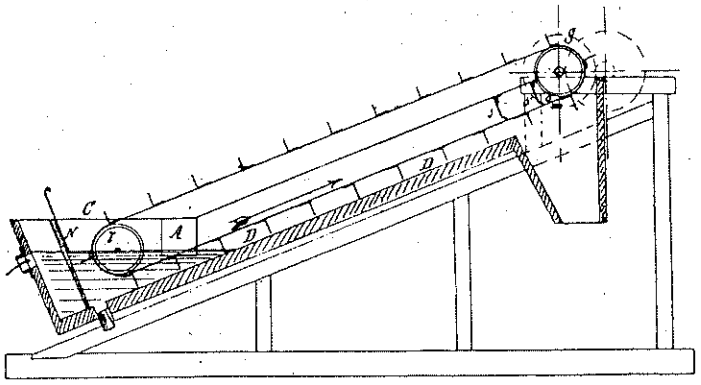


Fig. 20 *a*.

l'operazione che essi sono chiamati a compiere è affatto corrispondente a quella che si fa coi canali sfangatori, fatta astrazione dalla dimensione degli elementi da lavare. In questi apparecchi, che hanno nella preparazione meccanica moderna larga applicazione, specialmente nella preparazione dei materiali d'alimentazione delle tavole e degli apparecchi di flut-

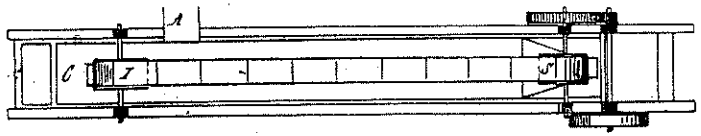


Fig. 20 *b*.

tuazione e per controllare la macinazione a ciclo chiuso nei molini a palle, si ottiene la separazione dei fanghi e limi dalle sabbie lavate; ma la si ottiene con mezzi meccanici, come negli sfangatori, e non con semplici correnti d'acqua come nei classificatori propriamente detti.

Classificatori a draga. — In una cassa *C* (figg. 20 *a* e 20 *b*, scala 1: 50) arriva in *A* la torbida sabbiosa. La sabbia. si deposita, ma è ripresa e trascinata in alto lungo la pendenza di un canale inclinato *D*, dalle palmole di lamiera ribadite o bollonate alle traverse *B* fissate ad una catena o ad una forte cinghia di gomma a sei tele che girano su due tamburi *I* ed *S* come in un nastro trasportatore.

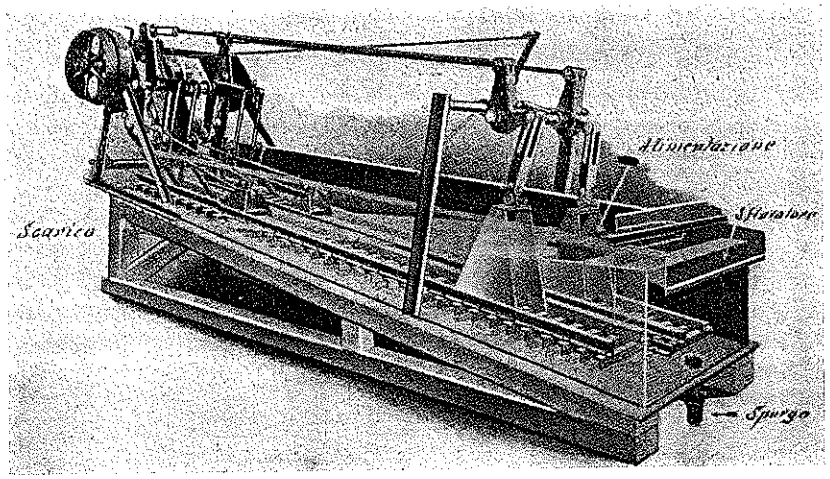


Fig. 21.

La sabbia trascinata dalle palmole lungo il canale *D* cade superiormente nella tramoggia *T* per andare alla sua destinazione: mentre l'acqua colla fanghiglia sfiorano da una portina scorrevole a coulisse *N* per regolare l'altezza dell'acqua nella cassa e quindi il grado di finezza degli elementi che sortono dallo sfioratore. Un tubo *O* munito di tappo permette di vuotare e pulire rapidamente la cassa. Nella parte alta, due spazzole *s s'* ed uno spruzzo d'acqua trasversale in *m* ripuliscono la parte interna della cinghia, prima che arrivi sul tamburo *S*.

Di questo tipo è il *Federal Esperanza Classifier* molto frequente nelle moderne laverie americane.

La velocità è in generale di m. 12 a 15 al minuto. La draga delle figure 20 *a* e 20 *b*, può trattare da 4 a 5 tonn. all'ora di materiale proveniente da un molino a palle con pendenza di 40° circa e con diluizione della torbida di 4 parti d'acqua e 1 parte di sabbia e fanghi. È quindi adatta per impianti di piccola e media capacità mentre per impianti potenti si costruiscono dei classificatori Esperanza di 6 a 12 metri di lunghezza, a tre draghe, con larghezza totale di m. 1,50 a m. 2, capaci di trattare da 20 a 35 tonn. all'ora.

Classificatore Dorr. — La figura prospettica (fig. 21) e la fig. 22 che è una sezione schematica, dànno una chiara idea del classificatore Dorr (costruttori « The Dorr Company », Denver).

Nato negli impianti di cianurazione, questo apparecchio fa un lavoro simile a quello delle draghe, ma più perfetto. La fig. 21 rappresenta un classificatore doppio della « The Dorr Company ». Ognuno dei due elementi è formato da un canale con fondo inclinato di circa 15 % a 25 %. L'acqua

ne occupa un po' meno della metà della lunghezza. Alla parte inferiore si ha lo sfioratore *b*, e l'efflusso dell'acqua può essere regolato dalla paratia (137). In *A* si ha il canale trasversale d'alimentazione, dal quale la torbida si spande su tutta la larghezza del canale attraverso ad una serie di fori di piccolo diametro. A due sbarre longitudinali sono fissati trasversalmente dei ferri d'angolo, destinati a trascinare in su, lungo il piano inclinato la sabbia che si deposita. Un albero motore (125) mediante il rocchetto (127) e l'ingranaggio (126) dà il moto all'albero sottostante che mediante la manovella (144), la biella (148) ed i sostegni (136) comunica il movimento di va e vieni alle sbarre *d*. L'albero della manovella mediante bocciuolo agisce sul rullo (140) di una leva a tre bracci imperniata in *o*, che a sua volta mediante il tirante (115) comanda l'altra leva inferiore imperniata

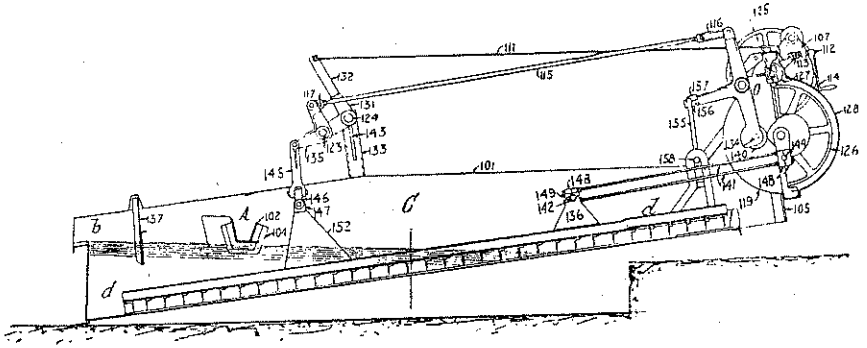


Fig. 22.

in (123) e che mediante il tirantino (145) ed i sostegni (152) sorregge le sbarre *d* inferiormente. Si vede che girando l'albero della manovella in senso inverso alle sfere dell'orologio, la manovella obbliga l'apparecchio rastrellatore a muoversi da sinistra a destra trascinando in su la sabbia, ma giunto al sommo della corsa, per l'azione del bocciuolo sul rullo (140) è sollevato dalle leve (116-117) per ricadere alla fine della fase successiva del movimento da destra a sinistra. Nel ricadere gli spigoli delle traverse penetrano nella sabbia al momento di riprendere la corsa ascendente. Tutto questo insieme di movimenti produce un rivoltarsi della sabbia che si libera dall'acqua e giunge al sommo dell'apparecchio dal quale esce in *E* per andare a destinazione.

Quando avviene una fermata improvvisa dell'apparecchio o quando deve stare in riposo, i rastrelli sono sollevati fuori dalla fanghiglia girando la manovella (112) che mediante vite senza fine e piccolo ingranaggio, agisce sul tirante (111) che comanda il braccio (132).

I due elementi dell'apparecchio funzionano alternativamente, ossia mentre uno dei sistemi rastrellatori va in su da sinistra a destra, l'altro scende da destra a sinistra.

Si fanno seguire le caratteristiche e capacità medie di un classificatore Dorr, non Duplex come quello della fig. 21, ma semplice ossia ad un solo elemento o canale di 0,65 di larghezza e circa 4 m. di lunghezza.

	Mesh.	48	65	100	150
Diam. massimo dei grani dello sfioratore	mm.	0,24	0,20	0,12	0,085
Diluizione		3 a 1	4 a 1	5 a 1	7 a 1
Pendenza		25 %	25 %	20 %	15 %
Corse al minuto		30	25	20	15
Quantità di sabbia rimontabile all'ora	tonn.	15	12	10	8
Quantità di sostanza solida nell'undersize	»	4	3		1,6

Da notare che la diluizione occorrente cresce col diminuire del diametro degli elementi dei limi da separare; che l'agitazione diventa più energica coll'aumentare della velocità di rastrellamento e ciò aumenta naturalmente il diametro degli elementi sfioranti. Una variazione può anche ottenersi agendo sulla inclinazione della macchina. In generale, la quantità di limi trascinati nella sabbia non supera il 2 a 3 % del peso di questa.

Classificatore Akins. — Questo classificatore è costituito da una lunga cassa *A B* a sezione semicircolare e convenientemente inclinata entro cui gira un'elica *N O P* (figg. 23 *a* e 23 *b*; costruttore Head, Wrinhgtson & C.) di stretto nastro d'acciaio funzionante come una coclea di trasporto.

La torbida arriva nell'apparecchio in *G* e nello scorrere verso la parte bassa *B* lascia depositare la sabbia fine che è però man mano ripresa dalle spire dell'elica e rimontata verso il sommo *A* della cassa per essere evacuata dal condotto *D*.

L'acqua avente in sospensione i limi scavalca l'orlo della paratia *F* e va via dalla tubolatura *T*. Il nastro nelle spire del tratto superiore *N O* è in ogni spira interrotto con leggero spostamento agli estremi delle due mezze spire. Queste interruzioni permettono all'acqua fangosa trascinata colla sabbia di scorrere più facilmente in basso, onde la sabbia uscente dal condotto *D* non conterrà che l'acqua unita ai grani per adesione o per capillarità.

L'apparecchio è come si vede di funzionamento semplice e sicuro, non richiedendo altra cura che la buona lubrificazione dei cuscinetti. La spirale si muove lentamente (da 3 a 6 giri al minuto) e l'usura ne è insignificante. D'altra parte gli elementi dell'elica, sono facilmente e rapidamente ricambiabili.

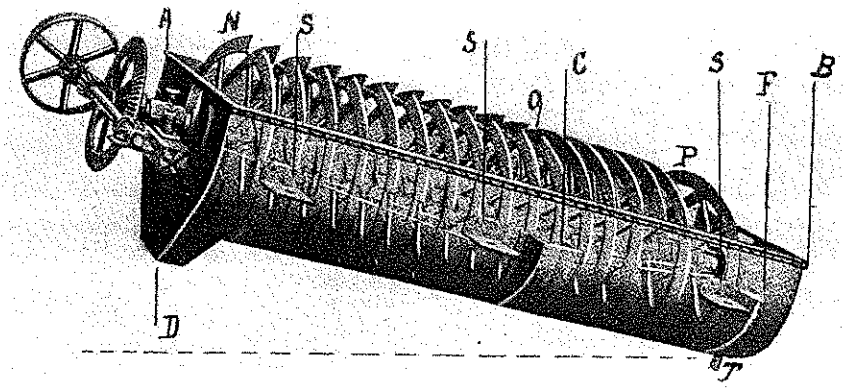


Fig. 23 *a*.

Non vi è da preoccuparsi di ingorghi possibili. Non si lamentano inconvenienti anche se fermando l'elica la torbida continua ad arrivare nella cassa formandovi deposito. Alla rimessa in marcia la spirale riprende il suo funzionamento senza sforzo eccessivo ed in pochi giri le condizioni normali di marcia sono ristabilite.

Il grado di separazione delle due classi (oversize ed undersize) di-

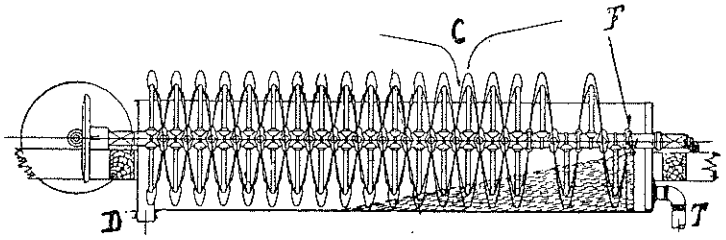


Fig. 23 *b*.

pende dall'inclinazione dell'apparecchio e dalla velocità di rotazione della spirale. L'inclinazione più comune è del 20 %, ma può esser talora maggiore o minore secondo che si vuole una separazione spinta a 60, 80 o 100 mesh ed oltre.

La vagliatura analitica dei prodotti alimentari ed ottenuti indica in generale un conveniente lavoro.

Ecco un esempio del funzionamento di un classificatore Akins, che lavorava per ottenere un prodotto fino sotto 65 mesh:

	Vaglio	Materiale alimentato	Sabbie	Prodotto fino
su	28 mesh	28,0	60,2 %	0,0 %
»	35 »	5,8	12,3 »	0,3 »
»	48 »	5,4	9,3 »	1,5 »
»	65 »	5,2	6,2 »	3,8 »
»	100 »	7,2	4,4 »	8,4 »
»	150 »	6,2	2,2 »	8,9 »
»	200 »	3,6	1,0 »	6,5 »
sotto	200 »	38,6	4,4 »	70,5 »

Come fu accennato altrove l'apparecchio è specialmente adatto per il lavoro a ciclo chiuso nei molini a palle, che devono macinare per la concentrazione dei fini o per il trattamento per fluttuazione (figg. 40 *a* e 40 *b*).

Il classificatore Akins è costruito con diametri e lunghezze diverse come segue:

Diametri	m.	0,40	0,60	0,75	0,90	1,10	1,35	1,500
Lunghezze	»	1,50	2,70	3,15	3,75	4,00	4,35	5,00

Il movimento per cinghia sulla puleggia *I* è trasmesso all'albero dell'elica (che fa 3 a 6 giri al minuto) mediante un rocchetto ed ingranaggio conici con rapporto che va da 1 a 3 ad 1 a 6.

Classificatore Mac-Lean. — È anch'esso un apparecchio adatto allo sfangamento e classificazione di torbide ed è vantaggiosamente utilizzabile per il lavoro di macinazione a ciclo chiuso. Esso ha fatto di recente la sua apparizione nelle miniere del Rand ed è costruito dalla Fraser & Chalmers, dai cui cataloghi provengono le figure 23 *c-d* che le rappresentano in veduta prospettica nonchè in pianta e sezione schematiche.

L'apparecchio consta d'una tina (1) cilindrica e non molto alta: è d'acciaio e di diametro che — a seconda del lavoro da compiere — varia tra m. 1,05 e m. 3,75. Il fondo è conico; ha in alto l'apertura di scarico delle sabbie (2) ed ha il fondo protetto da uno strato di cemento facile a rinnovare.

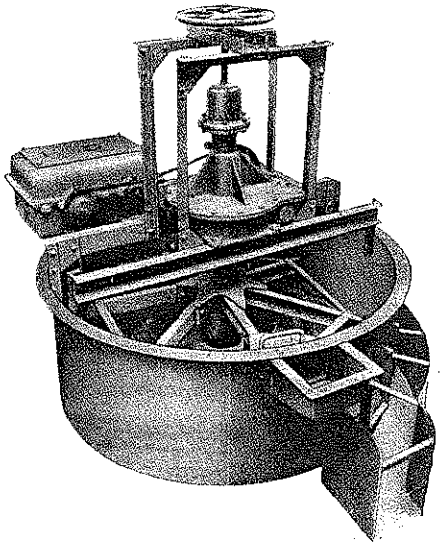


Fig. 23 *c*.

Una spirale portata e mossa dall'albero del meccanismo sovrastante gira nella tina ed il suo orlo inferiore è mantenuto a lieve distanza dal cono interno. La direzione e natura del suo movimento ha per effetto di rimuovere, quasi raschiando, il materiale che tenderebbe a depositarsi

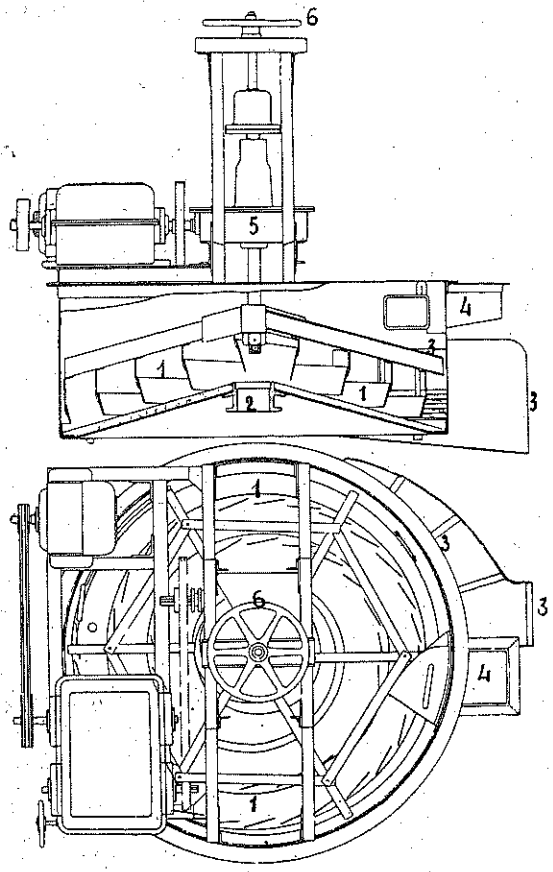


Fig. 23 *d*.

sul cono e di avviarlo alla bocca di sortita. Il nastro che forma la spirale è ad intervalli tagliato, in modo da formare una serie di palette che sono destinate a mantenere in continua agitazione la torbida, mentre la sabbia risale lungo il cono fisso allo scarico (2) e la parte fina ed i limi, più facilmente separati e trascinati dall'acqua, vanno a raggiungere la bocca (3) di sortita.

L'alimentazione si fa di fianco in (4).

La parete della tina nel punto d'evacuazione della torbida è tagliata

in modo da formare la soglia (facilmente regolabile in larghezza ed altezza) dello sfioratore che è contiguo alla bocca d'alimentazione.

La spirale è fissata a dei bracci radiali resi solidali all'albero verticale il quale è guidato da cuscinetti a sfere e comandato da ingranaggio riduttore (5). Girando il volantino (6) si può sollevare la spirale allontanandola dal fondo conico nelle fermate per rimetterla nella sua posizione di marcia alla ripresa.

Il regime del classificatore si può regolare a volontà variando la velocità della spirale, l'altezza della soglia dello sfioratore e anche, occorrendo, la densità della torbida nella tina con un arrivo regolabile d'acqua.

L'apparecchio è costruito nei seguenti tipi:

Diametro in metri ..	1,05	1,50	1,80	2,10	2,40	3,75
Capacità tonn. in 24 ore	80	150	300	400	600	1200
Forza richiesta in Cv. .	1	1	2	2 ½	4	4 ½

CAPITOLO QUARTO

FRANTUMAZIONE

Il materiale in grossi pezzi che proviene dal cantiere o dal rifiuto della prima griglia, salvo nei casi in cui si ricorra al lavoro di spezzamento colla mazza, deve essere frantumato meccanicamente e questo lavoro, mediante il quale si riduce la materia in grani di un diametro massimo che nella maggior parte dei casi varia dai 20 ai 50 mm., si fa mediante frantoi, che possono raggrupparsi in due grandi classi: *frantoi a mascelle*, nei quali lo spezzamento dei blocchi ha luogo per compressione e *frantoi a rotazione*, nei quali la rottura avviene per uno sforzo combinato di compressione e di recisione.

I primi che sono di uso più comune discendono tutti per successive modificazioni dal frantoio Blake, che data dal 1858. I secondi, meno in uso da noi, sono d'invenzione più recente.

Frantoi a mascelle. — Le figg. 24 *a*, 24 *b*, 24 *c* e 24 *d*, rappresentano alla scala di 1:20 la pianta, il prospetto e le sezioni longitudinale e trasversale di un ottimo frantoio a mascelle che lavorò per molti anni nelle laverie delle miniere di Malfidano e che fu costruito dalla Casa Ed. Laeies & C.ie a Trèves sur Moselle.

Un albero A è girevole entro i due cuscinetti $C\,C$ che fanno parte del banco d'acciaio B. Questo banco porta ad una delle sue estremità una piastra M di ghisa dura o d'acciaio speciale che funziona da mascella fissa ed un perno O intorno al quale può liberamente oscillare la mascella mobile di ghisa M' munita anch'essa di una piastra di ghisa dura o d'acciaio al manganese.

Ai suoi due estremi l'albero A porta due volani $V\,V'$ e da un lato le due pulegge di trasmissione $P\,P'$, delle quali una è fissa, essendo unita al volano V mediante bolloni che attraversano i suoi raggi, e l'altra è folle sull'albero stesso.

Mentre l'albero A ha un diametro di 100 mm., la parte compresa fra i due cuscinetti $C\,C$ ha un diametro di 110 mm. e gli assi delle due

parti sono spostati in modo che la parte $E\,E$ funziona come disco di un eccentrico il cui collare e lo stelo sono costituiti dal blocco di spinta D che alla parte superiore avvolge il disco eccentrico mediante un cuscinetto di metallo antifrizione in due pezzi, ed alla parte inferiore mediante i due pezzi d'acciaio p incastrati a coda di rondine nel blocco di ghisa che fa da appoggio alle due piattelline di ghisa $F\,F'$.

Una di queste, la F, si appoggia in avanti su un pezzo d'acciaio q identico ai pezzi p ed incastrato in modo analogo nella mascella mobile M'; l'altra, la F', si appoggia all'indietro sul cuneo di ghisa n che può scorrere orizzontalmente tra due guide r (venute di fondita col banco) sotto l'azione del contro-cuneo s spostabile verticalmente mediante i due bolloni $b\,b'$.

Ruotando l'albero, l'eccentrico imprime al blocco di spinta un movimento alternativo che si trasmette alle due piattelline $F\,F'$ e per mezzo loro alla mascella mobile M', la quale ad ogni giro è richiamata indietro da un tirante che la unisce alla molla a spirale g alla quale si può dare la tensione voluta serrando il dado h.

L'azione dell'apparecchio è intermittente. Il serrarsi delle mascelle che determina lo spezzamento dei blocchi che vi si gettano non ha luogo che durante il periodo d'ascesa del blocco di spinta, ossia durante un mezzo giro dell'albero: durante l'altro mezzo giro i due pesanti volani immagazzinano la forza viva che è loro trasmessa dalla cinghia motrice e la restituiscono nel mezzo giro seguente per compiere la frantumazione. Si esercita quindi mediante il blocco uno sforzo quasi istantaneo di trazione che si trasmette mediante le due piattelline $F\,F'$ alla mascella mobile.

Ora si osservi che l'angolo α formato dagli assi delle due piattelline è molto ottuso e varia in generale dai 150° ai 170°, e che se si scompone la forza P trasmessa dal blocco di spinta secondo le direzioni degli assi delle piattelline la componente che produce lo spezzamento è $\frac{P}{2\cos\frac{\alpha}{2}}$. Ne viene che, essendo l'angolo α molto ottuso, il termine $2\cos\frac{\alpha}{2}$ è molto minore dell'unità e quindi la componente $\frac{P}{2\cos\frac{\alpha}{2}}$ è molto maggiore di P, ed è tanto maggiore quanto più forte è il valore dell'angolo α. Questo sforzo di parecchie migliaia di chilogrammi agente in modo rapido e violento su di un blocco di minerale che venga a trovarsi fra le due mascelle ne vince la coesione e lo rompe.

Quando si imprima all'albero un rapido movimento di rotazione (da 250 a 300 giri al minuto) e che si lascino arrivare dei pezzi di minerale fra le due mascelle dell'apparecchio, in virtù del rapido succedersi dei movimenti e della forte compressione esercitata dalla mascella mo-

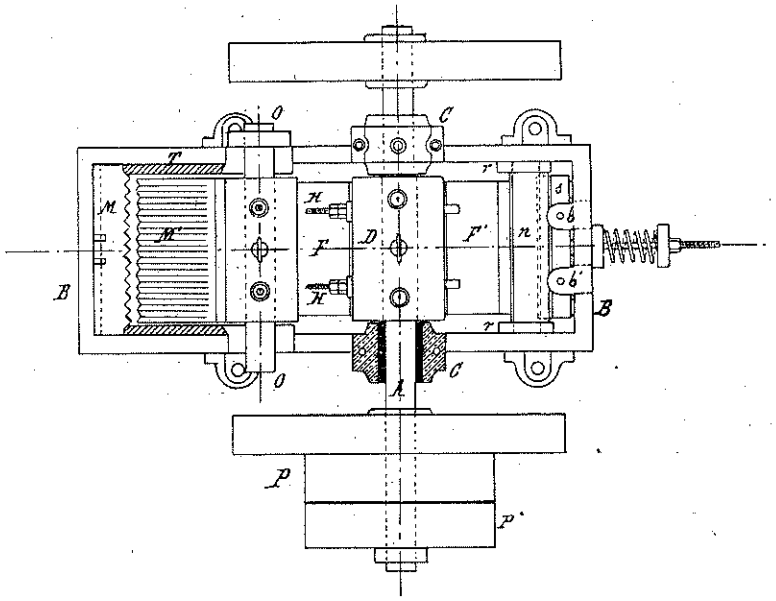


Fig. 24 *a*.

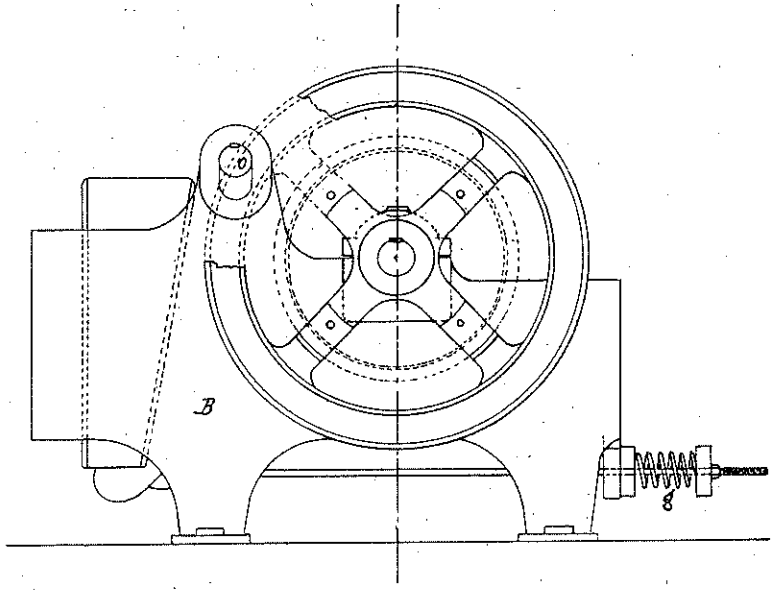


Fig. 24 *b*.

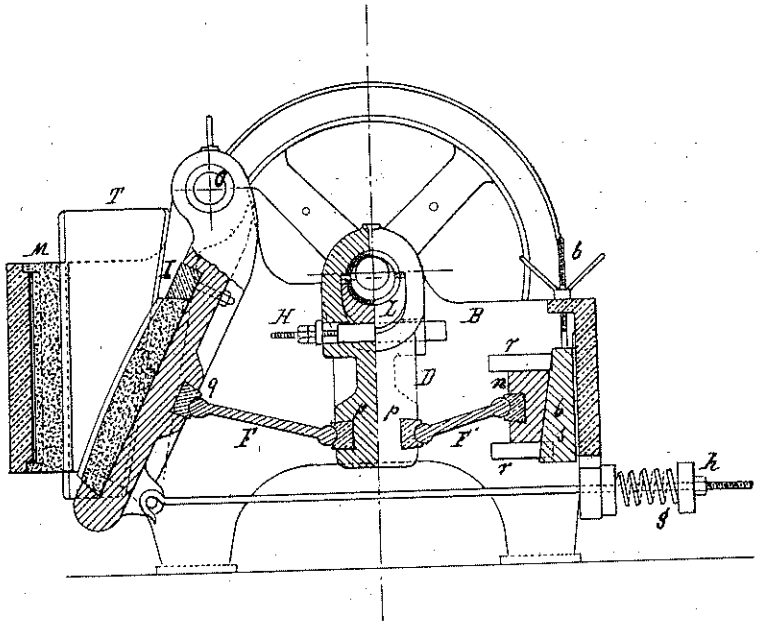


Fig. 24 *c*.

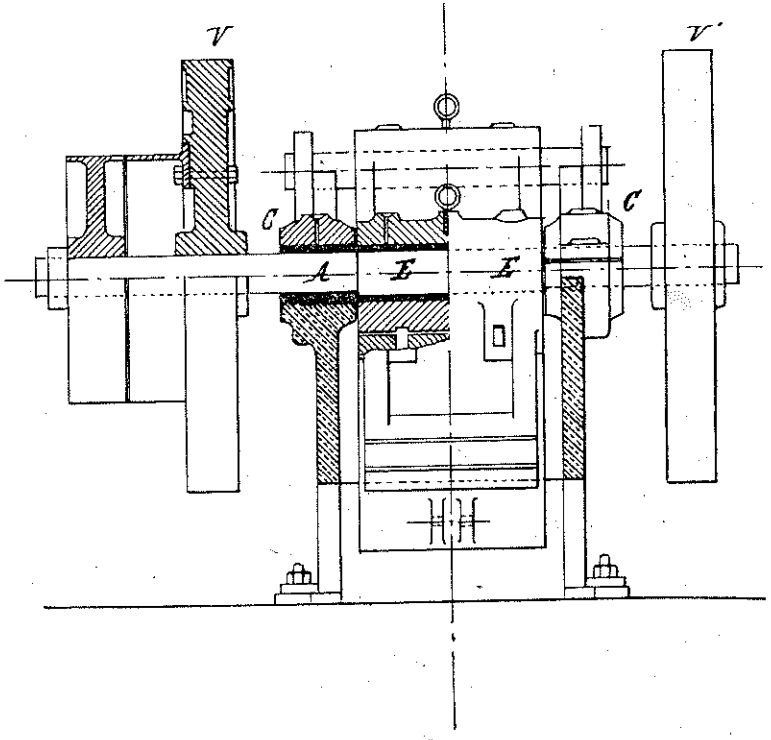


Fig. 24 *d*.

bile, si spezzano e mano mano scendendo fra le due mascelle vengono progressivamente frantumati fino a che raggiungono la dimensione occorrente a che possano sortire dall'intervallo che esiste fra gli spigoli inferiori delle due piastre *M M'*. Questo intervallo od apertura inferiore è variabile: può cioè essere diminuita o aumentata col fare avanzare o retrocedere il cuneo *n* agendo sui bolloni del controcuneo.

Ciò consente di ovviare in parte al consumo delle piastre di ghisa, che è notevole appunto verso la sortita del materiale triturato. Quando non sia più possibile di compensare tale consumo mediante il cuneo, si possono cambiare le piattelline sostituendole con altre più lunghe, ma cercando di mantenere il blocco di spinta in posizione verticale o quasi.

Le piastre frantumanti hanno una forma simmetrica tale che consente di invertire la loro posizione, mettendo in alto la parte inferiore consumata ed in basso la parte alta che non aveva lavorato prima.

La piastra fissa *M* è tenuta a posto dalle due *fiancate* di ghisa *T* che hanno forma di cuneo e che penetrano in appositi incastri praticati nella parete interna del banco *B*.

La piastra della mascella mobile *M'* è fortemente mantenuta negli incastri esistenti inferiormente e superiormente nella mascella mediante la lunga bietta d'acciaio *I* munita di bolloni che la serrano contro la mascella stessa.

Nella parte superiore del blocco di spinta *D*, due biette *H* a cuneo ed a bolloni agendo sul pezzo di ghisa *L* a mezzaluna permettono di dar tiraggio al cuscinetto in due pezzi entro cui lavora il lungo disco *E E* dell'eccentrico, ovviando così all'usura del cuscinetto stesso e consentono di eseguirne facilmente il ricambio quando ciò divenga necessario.

La lubrificazione dell'eccentrico e dei due cuscinetti *C C* dell'albero *A* è a grasso consistente ed ha luogo mediante quattro grossi ingrassatori Staufer, mentre altri più piccoli convenientemente disposti possono mantenere lubrificate le due superfici di contatto fra le piattelline *F F'* ed i pezzi d'appoggio *p* e *q*.

In qualunque frantoio l'apertura superiore della tramoggia di lavoro limitata dalle due mascelle e dalle due fiancate chiamasi *bocca del frantoio* e le sue dimensioni sono quelle che servono a caratterizzare l'apparecchio. Così si dirà un frantoio di 250 mm. per 400 mm. quando alla bocca la distanza fra le fiancate è di 400 mm. e la distanza fra gli orli superiori delle mascelle è di 250 mm.

Diamo qui una tabella dei diversi modelli di frantoi del tipo ora descritto.

Nelle figg. 25 *a* e 25 *b* è rappresentato in scala di 1:20 in pianta e sezione un altro tipo di frantoio che lavorò pure per molti anni nelle laverie delle miniere di Malfidano.

Il banco è di ghisa e per facilitare il trasporto consta di quattro pezzi,

FRANTOI DELLA CASA LAIES & C. (TRÉVES SUR MOSELLE).

	NUMERO DEI MODELLI								
	0	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Dimensioni alla bocca									
Lunghezza ..... mm.	150	200	300	400	500	640	400	500	640
Larghezza ..... »	75	100	200	250	320	400	250	320	400
Numero dei giri al minuto									
Delle pulegge	200	200	200	200	200	200	—	—	—
Dell'albero a gomito .	—	—	—	—	—	—	150	100	100
Spazio occorrente per l'impianto									
Lunghezza ..... m.	1,10	1,30	1,80	2,50	3,00	4,00	2,50	3,50	4,50
Larghezza ..... »	0,60	1,00	1,30	1,50	2,00	2,80	1,50	2,20	3,00
Produzione media all'ora (a 40 mm.)									
In chilogrammi	100	2000	4000	6500	9000	14000	8000	20000	35000
Forza occorrente									
In cavalli vapore	—	2	4	6	10	15	6	15	20
Peso della macchina									
In chilogrammi	650	2000	2600	4450	6300	9800	5300	10600	16800

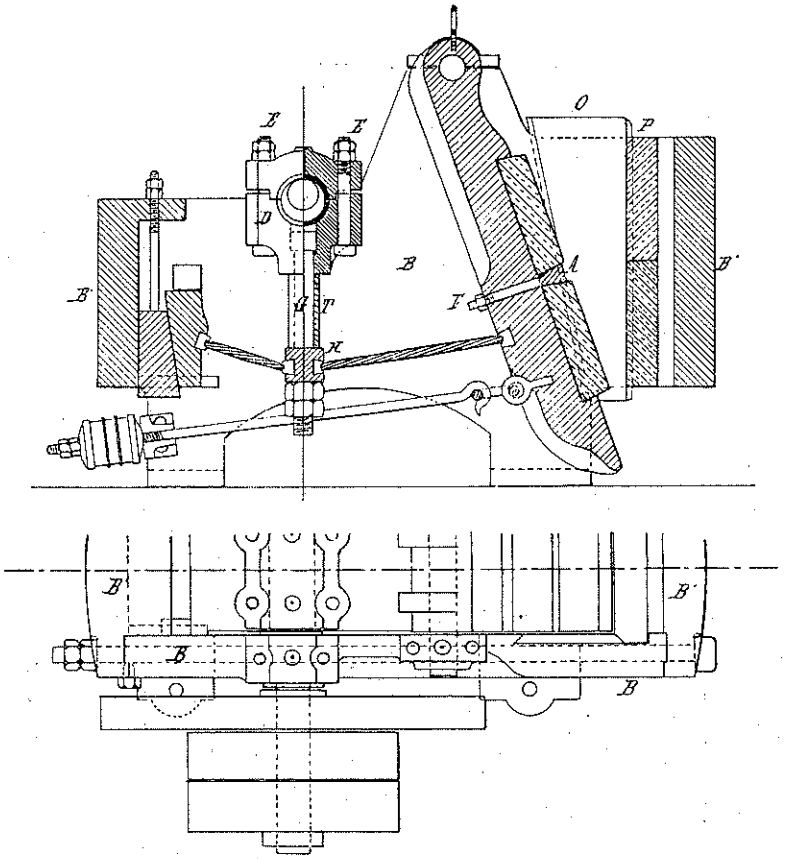


Fig. 25 *a*.

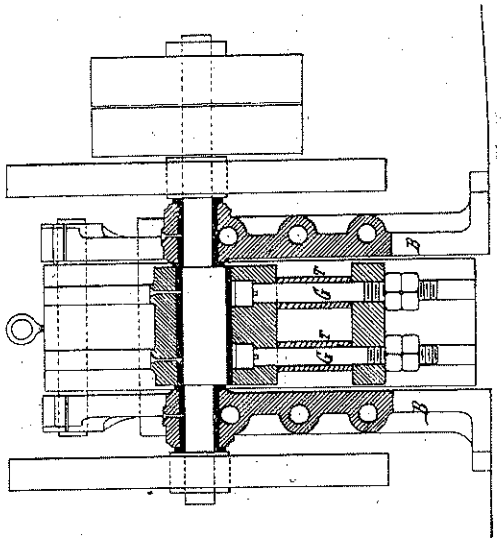


Fig. 25 *b*.

due longitudinali *B B* attraversati ognuno da tre solide chiavarde di acciaio che servono a serrare contro di essi le due testate *B' B'*.

Il blocco di spinta si compone di diverse parti. Si ha prima di tutto un grosso collare d'eccentrico *D* in due pezzi uniti fra loro dai bolloni *E E* torniti e muniti ognuno di dado e controdado, che permettono di dare tiraggio convenientemente al cuscinetto di bronzo in due pezzi entro cui gira il lungo disco dell'eccentrico. La parte inferiore del pezzo *D* è attraversata da due grossi bolloni *G* che portano il prisma d'acciaio *H* il quale regge le piattelline di spinta e che è mantenuto alla distanza voluta dall'asse dell'albero dai due pezzi di tubo di ferro *T* e serrato contro di questi mediante dado e controdado.

Questa disposizione permette di cambiare volendo l'angolo d'inclinazione delle piattelline di spinta variando la lunghezza dei pezzi di tubo *T* che circondano i bolloni *G*.

Inoltre, siccome è necessario che ogni frantoio abbia un punto relativamente debole perchè nel caso di una forte ed istantanea resistenza il resto della macchina non ne soffra, nella macchina ora descritta il punto debole è formato dai bolloni *E E* che uniscono il cappelletto dell'eccentrico al resto del blocco di spinta. Ove un pezzo di ferro od un altro corpo molto duro arrivi fra le mascelle del frantoio sono questi bolloni, facilmente ricambiabili, che si spezzano impedendo altre e più serie rotture.

Negli altri frantoi a blocco massiccio il punto debole si ottiene spesso dando forma e sezione conveniente ad una delle piattelline di spinta.

Nel frantoio della fig. 25 le piastre di ghisa dura o di acciaio speciale tanto della mascella mobile che della fissa sono in due pezzi identici, dimodochè possono essere sostituiti l'uno all'altro ed essendo invertibili si prestano a quattro cambiamenti per correggere l'usura verso la sortita dei prodotti.

Le piastre della mascella fissa sono serrate dalle fiancate *O* e lo spazio *P* esistente tra esse e la testata *B'* del banco è riempito da un blocco di legno duro o meglio ancora da barrotti di ferro fra i quali si cola del piombo; mentre le piastre della mascella mobile sono mantenute a posto dal cuneo d'acciaio *A* che si serra fra le due piastre col bollone *F*.

La molla di richiamo è a dischi di gomma e di ferro alternati.

I due pezzi longitudinali del banco portano i piedi dell'apparecchio muniti di fori di 35 mm. per i bolloni di fondazione.

Ottimi frantoi di tipo simile a quelli descritti sono pure quelli che costruisce la « Fried. Krupp-Grusouwerk » a Magdeburg-Buckan, e le cui dimensioni, rendimenti e pesi sono indicati nella tabella a pagina seguente.

Le capacità indicate nelle tabelle dei costruttori si riferiscono sempre a materiali di durezza e friabilità medie, e ad un'alimentazione regolare, e può essere aumentata crescendo il numero dei giri.

Così pure la forza richiesta varia colla tenacità e durezza del ma-

FRANTOI DELLA CASA FRIED. KRUPP GRUSONWERK (MAGDEBURG-BUCKAU).

MODELLI	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Trasmissione di moto	per cinghia							diretta a vapore			
Larghezza della bocca ..... mm.	150	200	250	320	400	500	650	320	400	500	650
Lunghezza della bocca ..... »	100	120	150	200	250	320	400	200	250	320	400
Numero dei giri al minuto	200	250	250	250	250	250	250	250	250	250	250
Diametro della puleggia ..... mm.	310	400	470	550	630	750	850	—	—	—	—
Larghezza della puleggia ..... »	75	90	100	130	150	175	200	—	—	—	—
Forza richiesta in cavalli	0,5	1	2	4	6	9	12	4	6	9	12
Produz. all'ora (apertura a 50 mm.) . kg.	400	600	1250	2500	5000	8000	12000	2500	5000	8000	12000
Produz. all'ora (apertura a 60 mm.) . m^3	—	0,5	1	2	4	7	9	2	4	7	9
Peso totale del frantoio ..... kg.	630	1150	1900	2950	4650	7500	11300	3700	4950	7900	12100
Peso d'un paio di piastre ..... »	30	50	90	180	280	490	1020	180	280	490	1020
Peso d'un paio di fiancate ..... »	12	7	32	56	82	132	210	56	82	132	210
Peso d'un paio di piattelline ..... »	7	8	20	34	50	80	125	38	50	80	125
Spazio occorrente: Lunghezza	1,20	1,30	1,70	1,90	2,30	2,60	3,20	2,70	3,00	3,50	3,80
Spazio occorrente: Larghezza	0,60	0,90	1,10	1,30	1,40	1,60	1,90	1,40	1,50	1,70	1,90
Spazio occorrente: Altezza	0,90	1,10	1,20	1,40	1,70	1,90	2,00	1,90	2,10	2,20	2,40

teriale da frantumare ed a parità di quantità col variare della dimensione dei grani che si vogliono ottenere.

Di frantoi ad eccentrico se ne sono costruiti molti altri tipi e di dimensioni e capacità le più svariate. Ricordiamo tra gli altri il frantoio Monarch, nel quale, per ridurre il peso del banco si ha l'albero in basso ed il blocco di spinta rivolto all'insù per comandare le piattelline di spinta: — i frantoi Duplex composti di due frantoi accoppiati comandati da un solo eccentrico; — i frantoi della Casa F. M. Davis (Denver-Colorado) nei quali il cuneo che serve per far variare l'apertura inferiore fra le ma-

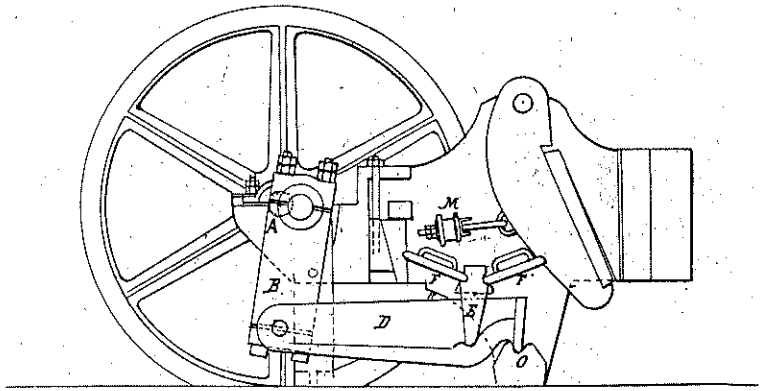


Fig. 26.

scelle è posto nella parte inferiore del blocco di spinta e agisce sugli appoggi delle due piattelline; — il frantoio a due mascelle mobili, ecc.

Un'altra classe di frantoi a mascelle che si distinguono dai precedenti per il modo di trasmissione della forza è quella dei così detti *frantoi a leva.*

La fig. 26 rappresenta una sezione longitudinale del primo tipo di tale classe d'apparecchi.

L'albero A a gomito agisce sulla robusta e lunga leva orizzontale D mediante una grossa biella verticale B.

Questa leva ha il proprio fulcro in O su una traversa massiccia di ghisa venuta di fondita col banco e sulla stessa leva si appoggia il piccolo blocco di spinta E che comanda a sua volta le due piattelline F F'.

Anche in questo frantoio l'apertura inferiore è regolabile mediante cuneo e controcuneo, mentre la mascella mobile è richiamata indietro dalla molla M.

Nei frantoi ad eccentrico la moltiplicazione della forza avviene in virtù della sola leva a ginocchio onde l'eccentricità è relativamente piccola

e varia da 15 a 20 mm. per i modelli ordinari. In quelli a leva la moltiplicazione della forza oltre che per la leva a ginocchio ha luogo anche mediante la leva di 2° genere *D*, e quindi l'eccentricità, o a meglio dire il braccio della manovella varia dai 45 ai 50 mm. Si ha forse in questi un maggior logorio nei cuscinetti della manovella ma si ha un moto più dolce; le parti sono più accessibili e l'albero motore è più lontano dalla tramoggia di lavoro, il che permette di garantire meglio dalla polvere i cuscinetti dell'albero.

Tuttavia in generale e specialmente da noi, è più comune l'uso dei

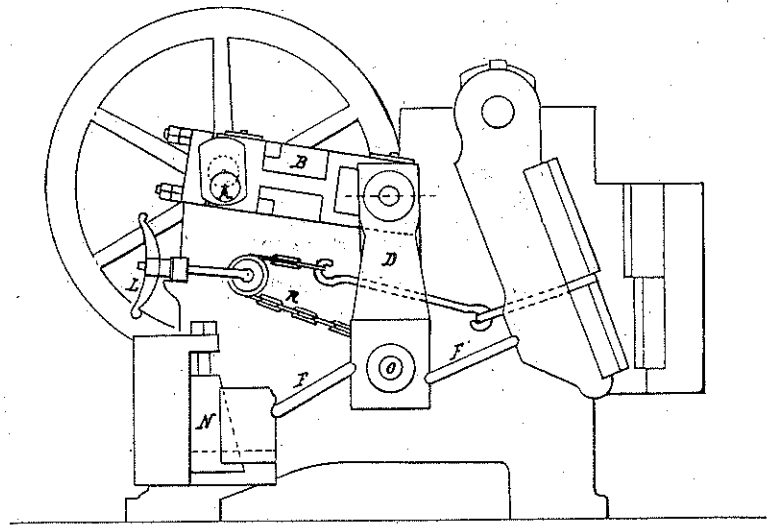


Fig. 27.

frantoi ad eccentrico, salvo che in Inghilterra dove pare abbiano la preferenza i tipi a leva, ottimi fra i quali e molto noti quelli della Casa Marsden.

Nel frantoio Baxter rappresentato in sezione nella fig. 27 l'albero a manovella *A* mediante la biella orizzontale *B* fa oscillare il blocco di spinta *D* intorno all'asse *O* producendo lo sforzo di compressione voluto mediante le due piattelline *F F'*.

L'asse *O* è retto da cuscinetti che consentono un certo spostamento in senso longitudinale, onde rendere più o meno ampia la bocca di sortita delle materie frantumate sotto l'azione del cuneo *N*. La mascella è richiamata indietro (in virtù dell'oscillazione del blocco *D*) mediante la catena *R* alla quale si dà la tensione occorrente col manubrio *L*.

Un altro tipo di frantoio che si scosta dai precedenti è quello costruito dalla Sturtevant Mill Company (Boston, Mass. U. S. A.) e del quale si dà una sezione schematica nella fig. 28.

L'albero principale *F* ha fra i suoi due cuscinetti d'appoggio una parte a sezione ellittica, mediante la quale ad ogni giro solleva due volte la leva *D* girevole intorno al perno *S* agendo sul rullo *E* della stessa leva *D* che a sua volta mediante la piattellina *Q* spinge la mascella mobile la quale è poi richiamata indietro dalla solita molla antagonista. L'aderenza fra la palmola ed il rullo *E* è assicurata dalla robusta molla di acciaio *K K*.

Questo frantoio fa la metà dei giri dei frantoi ordinari, perchè ad

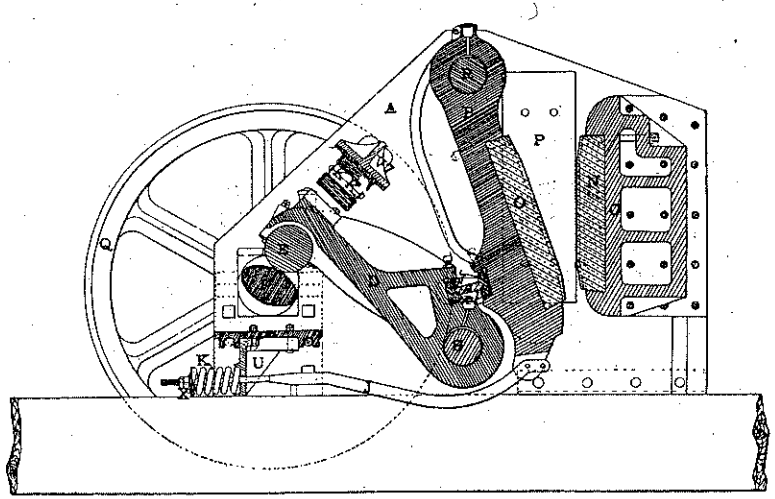


Fig. 28.

ogni giro la mascella mobile è spinta due volte contro la fissa. Il banco e le parti principali sono in acciaio.

La tabella seguente dà i dati che si riferiscono ai tre modelli messi in commercio dalla Casa costruttrice:

Apertura della bocca mm.	Capacità in tonnellate all'ora (apertura 50 mm.)	Peso kg.	Numero dei giri	Forza richiesta in Cav. Vap.	Prezzo Lire
180 × 300	8 — 12	2800	170	12	3000
230 × 370	12 — 18	4000	155	15	3750
280 × 650	24 — 40	9000	140	25	8250

Allo scopo di ottenere una macinazione più fina di quella che è possibile di ottenere coi frantoi nei quali la mascella mobile essendo imper-

niata in alto ha il massimo movimento alla bocca di sortita dei prodotti, si costruirono dei frantoi che hanno il perno d'oscillazione in basso e nei quali è quindi quasi nullo il movimento alla gola di sortita la cui apertura può ritenersi costante. Il tipo di tali macchine è il *frantoio Dodge* rappresentato in sezione nella fig. 29, come è costrutto dalla rinomata Casa Fraser e Chalmers.

L'albero A mediante il grosso eccentrico D che funziona da blocco di spinta, comanda la lunga leva $F\,F$ la quale fa oscillare la mascella mobile intorno al perno O, frantumando i pezzi che si introducono nella

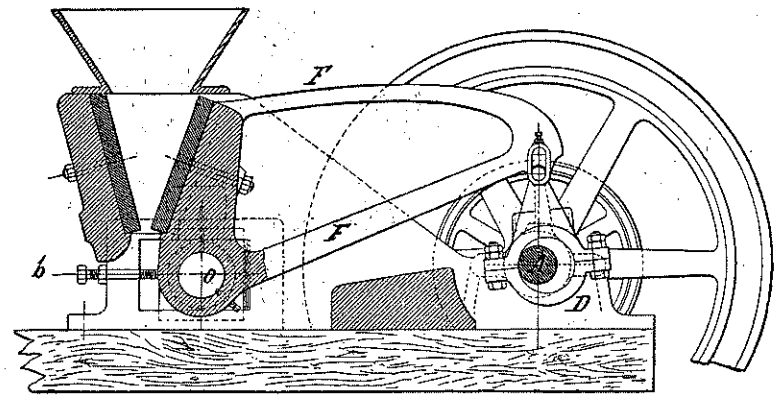


Fig. 29.

tramoggia di lavoro. Il perno O è portato da cuscinetti scorrevoli in apposite slitte del banco, in modo che l'apertura della gola di sortita può essere allargata o ristretta facendo muovere in un senso o nell'altro i detti cuscinetti col manovrare i bolloni b.

Nella tabella seguente sono indicate le dimensioni, capacità, forza, peso, ecc. dei modelli di frantoi Dodge costruiti dalla Casa Fraser e Chalmers.

N.	Apertura della bocca mm.	Diametro della puleggia mm.	Larghezza della cinghia mm.	Forza richiesta HP	Capacità tonnellate all'ora a grani di 12 mm.	Giri al 1'	Peso totale
1	100 × 150	500	75	2 ÷ 4	½ ÷ 1	350	550
2	175 × 230	600	125	4 ÷ 6	1 ÷ 3	300	2000
3	200 × 300	750	150	7 ÷ 8	3 ÷ 4	250	2500
4	250 × 400	900	200	12 ÷ 18	5 ÷ 3	250	5400

Prima di procedere oltre si crede interessante ed utile di porre in diretto confronto i due tipi di frantoi: quello classico Blake e quello più recente Samson a mascella mobile direttamente imperniata ad eccentrico sull'albero motore. Quest'ultimo è attualmente molto in uso, specie come granulatore, ma non è molto consigliabile per rocce di notevole durezza. Come il Dodge, ha il movimento della mascella mobile massimo all'entrata del materiale e minimo all'uscita del frantumato.

Nella fig. 30 è rappresentato in sezione un frantoio di tipo Blake di costruzione affatto moderna che per:

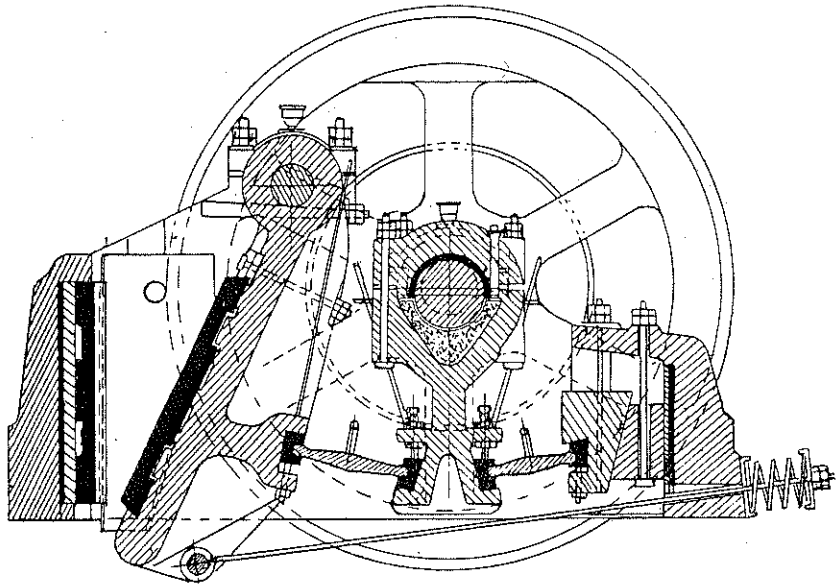


Fig. 30.

Bocche di	mm.	400 × 250	500 × 250	600 × 300	750 × 450
Può passare all'ora	tonn.	8	10	15	35
Consumando	HP.	10	15	22	35

lavorando a 275 giri e macinando a meno di 30 mm.

Notevole la robustezza e la compattezza dell'insieme, nonchè l'accurata e sicura lubrificazione dell'eccentrico e delle parti mobili in genere, soggette ad usura.

Frantoio Samson. — Nel frantoio Samson (fig. 31) la mascella mobile frantumatrice M è direttamente comandata dall'albero motore A con la sua parte eccentrica E che gira entro il lungo cuscinetto, che è al sommo della mascella stessa funzionante così da supporto il cui cap-

pello D mediante i bolloni B può dare conveniente serraggio al cuscinetto stesso.

Al basso della macchina due alberetti di acciaio $G\,G'$ sono portati, il primo da due cuscinetti fissi F ed il secondo da due cuscinetti F' mobili con la mascella frantumatrice della quale fanno parte. Questi alberi alle loro estremità sporgenti dai cuscinetti sono collegati dai due tiranti

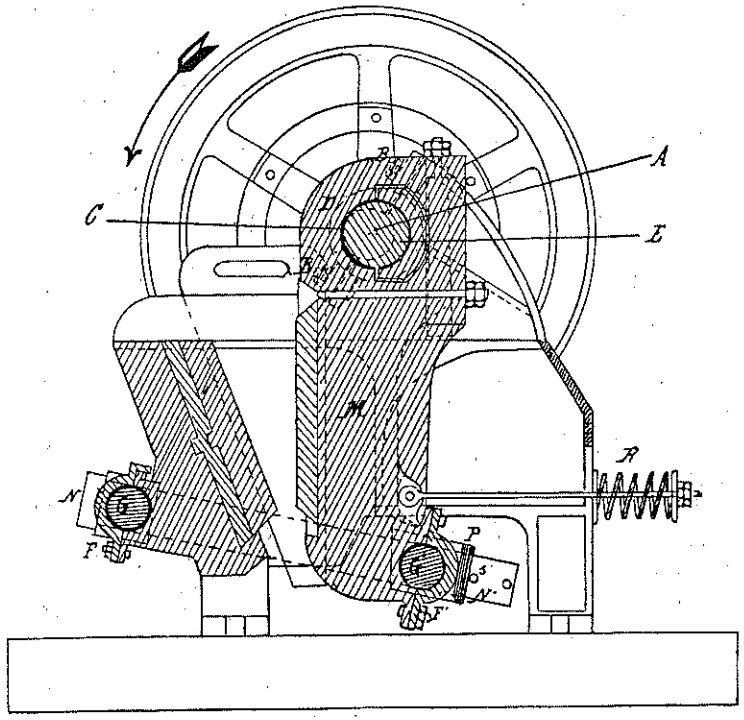


Fig. 31.

inclinati $N\,N'$, dei quali si può variare la lunghezza mediante spessore P contrastanti con spine d'arresto s. È così possibile di regolare l'apertura della bocca inferiore di sortita dei prodotti macinati, apertura che varia pochissimo durante il funzionamento della macchina, mentre il movimento massimo della mascella mobile è in alto alla bocca di carico.

Il senso della rotazione è quello indicato dalla freccia e l'albero è munito di due forti volanti e di puleggia fissa e folle oppure anche di due pulegge volano comandate da un contralbero.

Lo spezzamento e frantumazione dei blocchi ha luogo per compressione ed anche un po' per abrasione durante il moto discendente e premente della mascella, la quale nel suo movimento è accompagnata e guidata dai tiranti oscillanti $N\,N'$, che — come fu detto — con la loro lunghezza regolano il grado di frantumazione. Una molla antagonista R richiama indietro la mascella mobile nel suo periodo di moto ascendente. È un apparecchio potente e che permette di ridurre grossi blocchi direttamente a grani di 15 a 18 mm., senza « oversize », ossia lavorando direttamente a ciclo aperto. È per lo più costruito di tre grandezze delle seguenti caratteristiche:

	Apertura della bocca	Capacità all'ora in tonnellate	Numero dei giri	Forza richiesta in HP
N. 1	100 × 150	1 ÷ 1,5	300	3
» 2	175 × 275	5 ÷ 7	250	6
» 3	175 × 400	10 ÷ 15	250	10

Sono derivati dal Samson dei frantoi a mascella mobile comandata direttamente dall'eccentrico, del tipo di quello rappresentato dalla fig. 32 che è preferito da diverse Case costruttrici italiane. Quello scelto come esempio è della Società Generale Macchine Edili di Milano e si raccomanda per la sua costruzione solida e compatta; per la scomponibilità completa e per l'accurata lubrificazione. Diamo qui la tabella dei tipi e dimensioni delle frantumatrici corrispondenti appunto alla fig. 32:

TIPO	II	III	IV	V	VI
Larghezza della bocca ..... mm.	200	300	400	500	600
Apertura super. fra le mascelle .. »	150	200	250	300	350
Diametro delle pulegge ..... »	500	700	800	900	1000
Largh. delle pulegge (fissa e folle) »	100	155	170	185	200
Giri della puleggia al minuto	250	250	250	250	250
Produzione secondo tipo del materiale e grossezza di lavor. circa mc.	2÷3	3÷4,5	5÷6	7÷8	9÷10
Energia richiesta ..... » HP	5÷6	8÷10	12÷14	16÷20	20÷24
Peso della macchina fissa . » kg.	1370	2700	4100	5900	9500

I tiranti del Samson per il contrasto fra le due mascelle sono sostituiti in quest'ultimo frantoio dal tegolo T, simile a quelli della leva a ginocchio dei frantoi Blake, che appoggia contro il pezzo C scorrevole fra guide e che può avanzare girando col volantino l'asta vitata D onde regolare l'apertura della bocca inferiore del frantoio, che viene fissata al grado voluto interponendo fra il pezzo C e la parete del frantoio dei convenienti spessori B.

Come si vede, mentre nel Samson la frantumazione avviene nella fase di discesa della mascella mobile, nel frantoio della fig. 32 essa avviene nella fase di salita, mentre nella discesa il moto della mascella aiuta e favorisce lo scarico del frantumato.

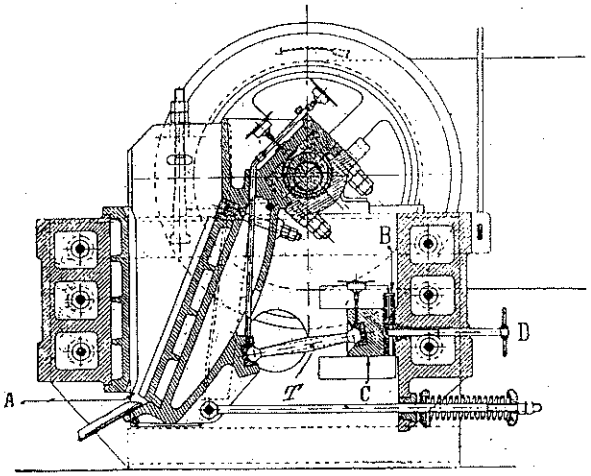


Fig. 32.

L'azione è meno energica che nel Samson ed è minore la produzione di fino.

Osservazioni sui frantoi a mascelle e sulla frantumazione. — Nei frantoi a mascelle le parti soggette ad usura sensibile sono le piastre delle mascelle stesse, che possono essere scanalate o liscie. Le prime sono da preferirsi per la frantumazione grossolana specialmente se si tratta di materiale duro e tenace; le seconde sono più adatte per la macinazione fina.

I materiali che si adoperano spesso per le piastre delle mascelle sono l'acciaio fuso e la ghisa dura. Ma i migliori costruttori dànno ora la preferenza all'acciaio al cromo ed all'acciaio al manganese.

La durata delle piastre dei frantoi varia a parità di qualità da pochi mesi ad un anno e più a seconda della durezza del materiale da frantumare, tanto che il valore dell'usura ragguagliato alla tonnellata passata può variare da L. 0,25 a L. 0,10, potendosi ritenere come buona media il valore di L. 0,20.

I cuscinetti dovrebbero essere di ottimo metallo antifrizione o di bronzo fosforoso e se ne deve curare la lubrificazione per la quale la spesa media può ritenersi non superiore a L. 0,05 per tonnellata trattata.

Un buon frantoio non richiede molta manutenzione: le spese per le riparazioni correnti possono valutarsi in media a L. 0,10 per tonnellata.

Il costo della forza motrice per tonnellata macinata dipende evidentemente dal valore del cavallo ora fornito. Se supponiamo questo di L. 0,35 sarà all'incirca pure di L. 0,35 il costo per tonnellata, potendosi ammettere praticamente che per le macinazioni usuali si richiede un cavallo vapore per frantumare una tonnellata di materiale di durezza media.

Contando per ammortizzazione del prezzo della macchina L. 0,10 per tonnellata, avremo per costo medio totale per tonnellata macinata L. 0,80, esclusa la mano d'opera.

Queste cifre si riferiscono naturalmente a materiali di durezza media e ad una frantumazione ordinaria coll'apertura del frantoio regolata ad un massimo di 35 mm.

Per grandi frantoi capaci di dare anche da 15 a 20 tonnellate all'ora il prezzo scenderebbe a L. 0,60 circa.

L'alimentazione dei frantoi è fatta per lo più a mano ma talora anche con distributore automatico. Talora si inietta dell'acqua o per attutire la polvere o per aiutare il distacco e la sortita dei materiali fini o fangosi, specie quando si frantumano dei minerali argillosi.

I risultati della frantumazione riguardo alle proporzioni di minuto variano notevolmente a seconda dell'apertura inferiore delle mascelle, a seconda della velocità del frantoio ed a seconda della natura del minerale che si frantuma. Ecco i risultati di alcuni esperimenti di macinazione di blocchi di misti calaminari a ganga calcarea, col frantoio della fig. 31 alimentato attivamente funzionante a 250 giri al minuto e regolato a diversi gradi di macinazione.

Frantoio regolato a ...			25 mm.	35 mm.	45 mm.	55 mm.
Quantità frantumata all'ora			6 tonn.	8 tonn.	10 tonn.	12 tonn.
Stacciatura	Classe	1 mm.	15,70	8,60	5,10	4,10
	»	1 ÷ 3 »	16,10	7,40	4,0	5,60
	»	3 ÷ 7 »	19,00	11,00	5,80	6,70
	»	7 ÷ 12 »	20,00	11,20	9,40	10,00
	»	12 ÷ 24 »	29,10	17,90	17,70	16,00
	»	> 24 »	—	43,90	58,00	57,60
			100,00	100,00	100,00	100,00

Per un altro minerale a ganga dolomitica e col frantoio regolato a 35 mm. si ebbe il seguente risultato:

Classi	< 1 mm.	1÷3	3÷7	7÷12	12÷24	>24
Percentuali..	2,50	3,40	6,80	10,20	15,00	62,10

Invece un minerale di galena, blenda e siderite con ganghe di quarzo e schisto passato al frantoio con apertura di 45 mm., avrebbe dato i seguenti prodotti:

Classi	< 1	1÷3	3÷7	7÷12	12÷24	> 24
Percentuali..	5,50	6,90	7,80	10,10	22,80	46,90

La quantità di minuto a grani minori di 12 mm. varia quindi dal 25 al 70 % a seconda della natura del minerale e a seconda del grado a cui si spinge la frantumazione.

Frantoi a rotazione. — Sono poco usati da noi ma sono invece piuttosto diffusi in America specialmente per la loro grande portata.

Essi sono tutti fondati sugli stessi principî che si esporranno descrivendo come tipo il frantumatore *Comet* costruito dalla Casa Fraser e Chalmers dal cui catalogo sono prese le figg. 33 *a*, 33 *b* e 33 *c*, che lo rappresentano in pianta ed in sezione.

Esso è caratterizzato dal fatto che i blocchi di minerale sono ridotti in grani della dimensione voluta per il loro passaggio fra due tronchi di cono disposti in senso inverso.

Il tronco di cono esterno *P* (rivestito di solide piastre *E* in più pezzi ricambiabili di ghisa dura o d'acciaio speciale) è cavo e fisso; l'altro *F* è mobile all'interno del primo.

A prima vista esso ricorda la disposizione di un macinino da caffè. In questo tuttavia i due tronchi di cono hanno lo stesso asse e l'effetto prodotto è quello di una macinazione più o meno fina.

Nel frantoio *Comet* invece l'asse medio dell'albero *G* non coincide coll'asse generale della macchina, ma incontra questo ultimo alla sommità dell'asse del cuscinetto superiore, mentre la sua estremità inferiore è fuori centro di circa 6 a 20 mm. a seconda della grandezza dell'apparecchio.

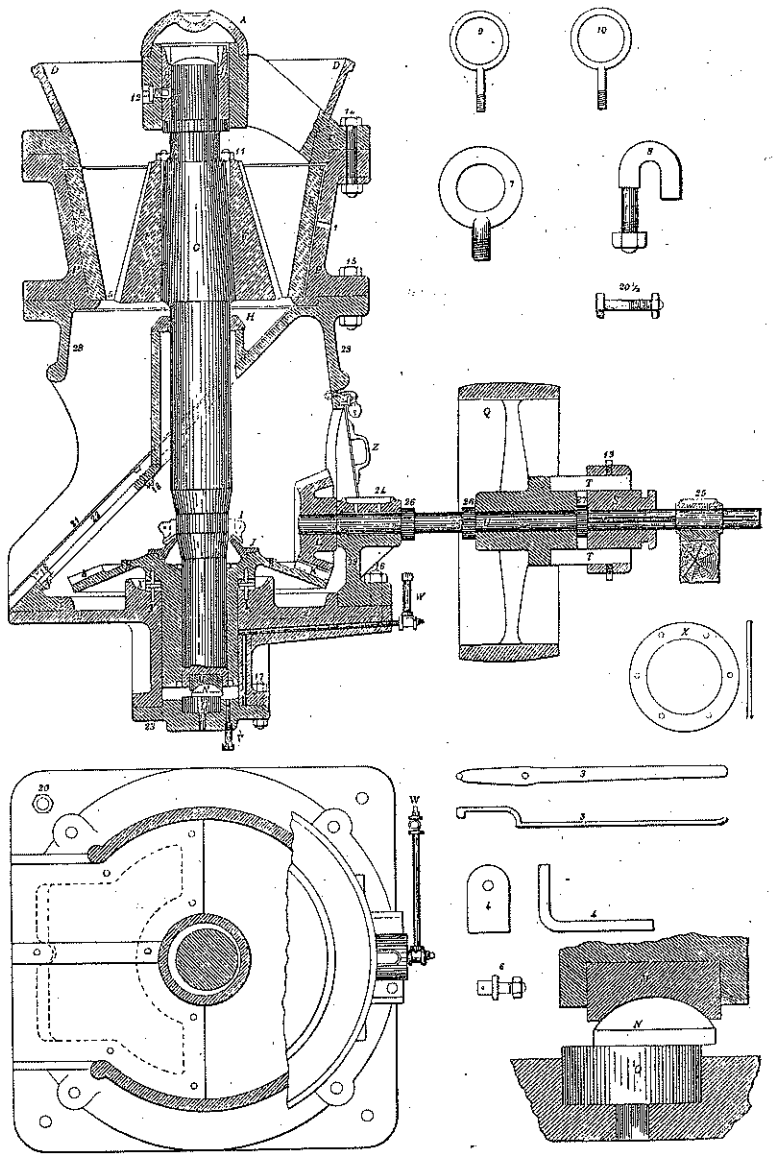
Ne nasce che l'estremità inferiore dell'albero *G* descrive un cerchio intorno all'estremità dell'asse verticale della macchina, mentre l'estremità superiore è fissa, ed il leggero moto rotativo dell'albero nella lunghezza del cuscinetto è accompagnato da una leggera oscillazione consentita al cuscinetto stesso *B*. Inoltre l'albero *G* che porta il cono interno *F* non è fissato alla ruota conica *K* inferiore ma può liberamente girare in essa e nel lungo prolungamento del suo mozzo che si interna in apposita cavità inferiore a robuste pareti rinforzate da nervature.

Il lungo mozzo della ruota dentata *K* è forato eccentricamente in modo da poter seguire il movimento angolare dell'albero *G*, ed ha le pareti interna ed esterna rivestite di metallo bianco facilmente ricambiabile.

In questo apparecchio pertanto la superficie conica esterna della camera di macinazione è fissa, ma il tronco di cono interno è animato da un movimento eccentrico tale che, quando l'apparecchio è carico di materiale, un punto qualunque della superficie di questo tronco di cono descrive un epicicloide. Le due superfici non si toccano mai. È soltanto l'interporsi fra loro dei blocchi da spezzare che dà loro una specie di solidarietà per attrito.

Il tronco di cono interno frantuma il minerale nel punto in cui si accosta alla superficie esterna, mentre lo spazio crescente che si forma nel punto diametralmente opposto permette ad una nuova quantità di materia di penetrare nell'apparecchio.

Quando non vi è del materiale nella camera di macinazione l'asse dell'albero *G* descrive una superficie conica senza che si produca movimento epicicloidale; ma appena il materiale vi arriva e che i pezzi si interpongono fra le due superficie coniche, il movimento di rotazione semplice del cono



Figg. 33 *a*, 33 *b*, 33 *c*.

interno si trasforma in movimento di rotolamento. La pietra si trova allora compressa e si spezza come lo farebbe al serrarsi delle mascelle di un frantoio usuale.

L'albero *G* è d'acciaio fucinato e tornito. Esso porta alla parte inferiore incastrato il dado *M* tornito concavo per adattarsi alla superficie convessa del piccolo pezzo *N* che può spostarsi liberamente sul piano del dado inferiore *O*.

La ruota dentata *K* gira a sfregamento dolce su tre anelli *X* sovrapposti e ben lubrificati. L'anello superiore e l'inferiore sono di bronzo e fissi mediante pernietti al collare della ruota ed alla base d'appoggio, mentre quello di mezzo è d'acciaio e folle.

Un cappelletto *J* ed una guarnizione di cuoio *I* impediscono che della polvere vada a penetrare nella parte ruotante inferiore alla cui lubrificazione provvede l'oliatore *W*.

Anche il canale *H* che è sotto la tramoggia di lavoro, che è folle sull'albero, serve a proteggere dalla polvere gli ingranaggi sottostanti.

Il canale di sortita dei prodotti macinati è di ghisa nella parte superiore, mentre la parte inferiore è di lamiera di ferro ed è facile da levare per la visita degli ingranaggi.

Il cappello di ghisa *A* copre e protegge dalle pietre e dalla polvere il cuscinetto superiore *B* portato dalle tre grandi nervature interne della tramoggia di carico *D* la quale unendosi a bolloni colla flangia del cono esterno *P* serve anche a tenere in sesto i pezzi *E* del rivestimento di quest'ultimo.

Il cono interno *F* di ghisa dura o d'acciaio speciale scanalato a denti si adatta esattamente sulla parte conica di *G* ed è tenuto a posto mediante bolloni.

L'apertura *Z* che si tiene ordinariamente chiusa a chiave serve per ingrassare gli ingranaggi.

Il movimento è comunicato alla ruota conica *K* dal rocchetto *L* fissato all'albero *U*. Su questo si hanno la puleggia *Q* che riceve il movimento per mezzo di cinghia, ed il manicotto *S* che può scorrere lungo l'albero ma non può girare su di esso perchè munito di scanalatura e chiavetta. Il manicotto *S* porta le spine *T T* mediante le quali la puleggia *Q*, che è folle sull'albero, è resa solidale al manicotto *S* quando questo venga spostato mediante apposita leva da destra a sinistra. Il moto è allora trasmesso all'apparecchio, ma le spine *T* sono di ghisa e di dimensioni tali da consentire di trasmettere solo lo sforzo occorrente per la macinazione. Ove uno sforzo anormale avvenga, come sarebbe quello causato da un pezzo di ferro che arriva fra i coni macinanti, le spine *T* si spezzano e l'apparecchio si ferma evitando danni maggiori.

La dimensione dell'apertura inferiore di sortita si può variare alzando od abbassando l'albero *G*. Si costruiscono perciò dei frantoi a rotazione nei quali tale spostamento si può effettuare anche in marcia mediante apposito sistema di ingranaggi o viti disposti alla parte inferiore della macchina.

Nel disegno il N. 3 è la leva di comando del manicotto *S*; il N. 4 il pezzo a gomito che porta il perno N. 6 della leva 3: esso è fissato sul trave inferiore che porta il cuscinetto d'estremità dell'albero *U*.

I N. 7, 9, 10 sono maniglie a vite per sollevare l'albero, la ruota *K* ed il cuscinetto *B*. Il pezzo 8 è la staffa a vite nella quale entra il gambo del lucchetto che chiude la portina *Z*.

Si hanno nella seguente tabella le dimensioni, capacità, forza richiesta, ecc. dei frantoi Comet costruiti dalla Casa Fraser e Chalmers.

Modello	Dimensioni di ogni apertura mm.	Capacità all'ora per grani di 50 mm. tonn.	Altezza dell'apparecchio m.	Dimensioni esterne del banco m.	Peso della macchina kg.	Puleggia diametro e larghezza mm.	Giri della puleggia al minuto N.	Forza richiesta HP	Prezzo L. it.
A	15×30	4÷8	1,45	1,85×0,85	2500	600×220	400	8	2750
B	18×36	6÷10	1,68	2,05×0,95	3500	600×260	400	12	3500
C	23×46	14÷24	1,98	2,45×1,20	6300	750×260	400	20	7000
D	25×50	20÷30	2,33	2,75×1,45	10000	1050×300	400	35	11250
E	30×60	40÷60	2,80	3,30×1,75	13500	1050×360	400	50	15000

Esaminando il lavoro del frantoio a mascelle e quello del frantoio a rotazione si nota che il primo è un lavoro intermittente mentre il secondo è un lavoro continuo e quindi dà meno vibrazioni e la macchina richiede quindi travature meno pesanti e minori fondazioni. Col frantoio a rotazione inoltre si può spingere ad un grado maggiore di finezza la macinazione, perchè siccome esso presenta sempre nuove faccie alla macinazione permette al materiale frantumato di uscire prontamente dalla sua azione evitando gli ingorghi che possono verificarsi nel frantoio a mascelle ove queste vengano serrate di troppo. Il consumo dei pezzi è maggiore nei frantoi rotativi, ma il consumo di forza è minore. Il materiale macinato col frantoio rotativo dà minor quantità di pezzi appiattiti, ma il frantoio rotativo non conviene per materiali facili ad impastarsi.

Frantoi rotativi. — Il frantoio rotativo Comet, dettagliatamente qui descritto è il tipo classico di questi apparecchi, dei quali è utile tuttavia l'indicarne alcuni altri di costruzione perfezionata e modernissima.

Quello rappresentato nella fig. 34, è il cosidetto modello *K* molto diffuso specialmente in America, della rinomata Casa Allis & Chalmers.

Il supporto superiore della macchina è formato da un arco robustissimo (6) che lascia libero accesso alla bocca delle parti macinanti, con vuoti sufficienti ad impedire l'incunearsi dei blocchi che si caricano. Esso è alto e largo abbastanza perchè qualunque grosso blocco possa penetrare fra i coni.

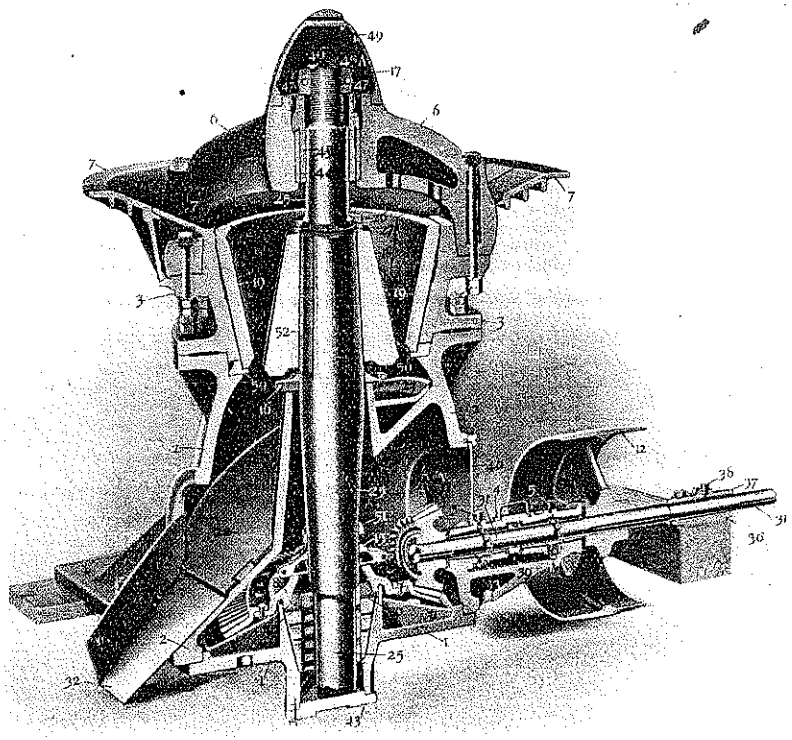


Fig. 34.

Il gran cono svasato (7) formante — diremo così — tramoggia di carico; è ampio e disposto in modo da facilitare l'entrata dei pezzi fra le parti macinanti.

L'albero verticale è sospeso entro il supporto superiore anzichè essere appoggiato in basso, come nel tipo Comet. Tale sospensione ha luogo mediante un blocco ad anello *O* (fig. 35) con superficie superiore sferica, ben fissato sul supporto superiore. Fisso poi sull'albero è un altro grosso anello *P* la cui parte inferiore tornita secondo una superficie concava sferica, si appoggia sull'anello fisso anzidetto. La parte superiore dell'albero è impanata a vite ed un grosso dado *D* (assicurato da una chiavetta) tiene serrati fra loro i due anelli sottostanti e permette di alzare od abbassare l'intero albero per aumentare o diminuire lo spazio fra gli orli inferiori dei due coni macinanti e quindi regolare il grado di frantumazione. Una cavità superiore (49) chiude il tutto e si riempie d'olio o grasso per la lubrificazione. Inferiormente l'eccentrico è chiuso anch'esso in un'apposita cavità piena d'olio.

I numerosi modelli di questo tipo di frantoio variano da quello capace

di macinare a 40 mm. dei pezzi di 250 mm. in ragione di 15 tonn. all'ora con un consumo di forza di 20 HP, a quelli capaci di ridurre dei grossi blocchi di 500 mm. e più a pezzi di 120 mm. in ragione di 30 tonnellate con un consumo di 150 HP.

Un tipo che si accosta a quello ora descritto è il frantoio a rotazione del Mc. Cully del quale furono costruiti alcuni modelli capaci di ridurre in un'ora ben 700 tonn. di grossi blocchi a pezzi di 150 mm. con un consumo di forza di 175 HP.

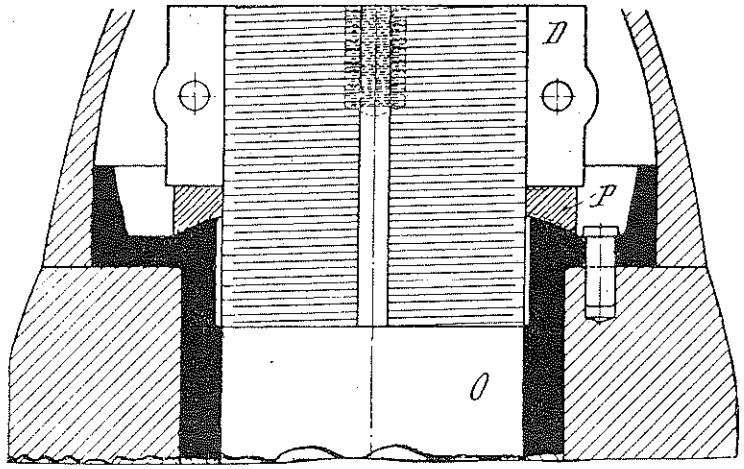


Fig. 35.

In queste macchine i coni macinanti sono per lo più in acciaio al manganese od al cromo.

Quando si fa girare a lungo senza riparazioni un frantoio a rotazione si forma nella parte inferiore del cono interno un solco tutto attorno, il quale fa sì che sollevando l'albero per ridurre il grado di frantumazione si ha un facile ingorgo. Perciò negli apparecchi moderni di quel tipo è limitato lo spostamento verticale dell'albero, essendo preferibile di non lasciare troppo approfondire quel solco.

Frantoio rotativo Humboldt. — Nel frantoio rotativo Humboldt rappresentato in sezione nella fig. 36 la corazza della camera di macinazione è di forma cilindrica e si compone di due anelli identici sovrapposti, tali che possono essere sostituiti l'uno all'altro.

La forma cilindrica della camera di macinazione dà una sezione più abbondante all'uscita dei prodotti ed aumenta il rendimento dell'apparecchio. La corazzatura formata da due anelli di un sol pezzo, conferisce alla macchina una resistenza maggiore della corazzatura a piastre e l'essere i due anelli sostituibili e rivoltabili riduce assai la spesa di esercizio,

ovviando quanto è possibile all'usura che si produce alla parte inferiore della corazzatura.

Anche il cono frantumatore è in due pezzi (fig. 37). Il pezzo superiore è di acciaio massiccio; il pezzo inferiore si compone invece di un nucleo *O*

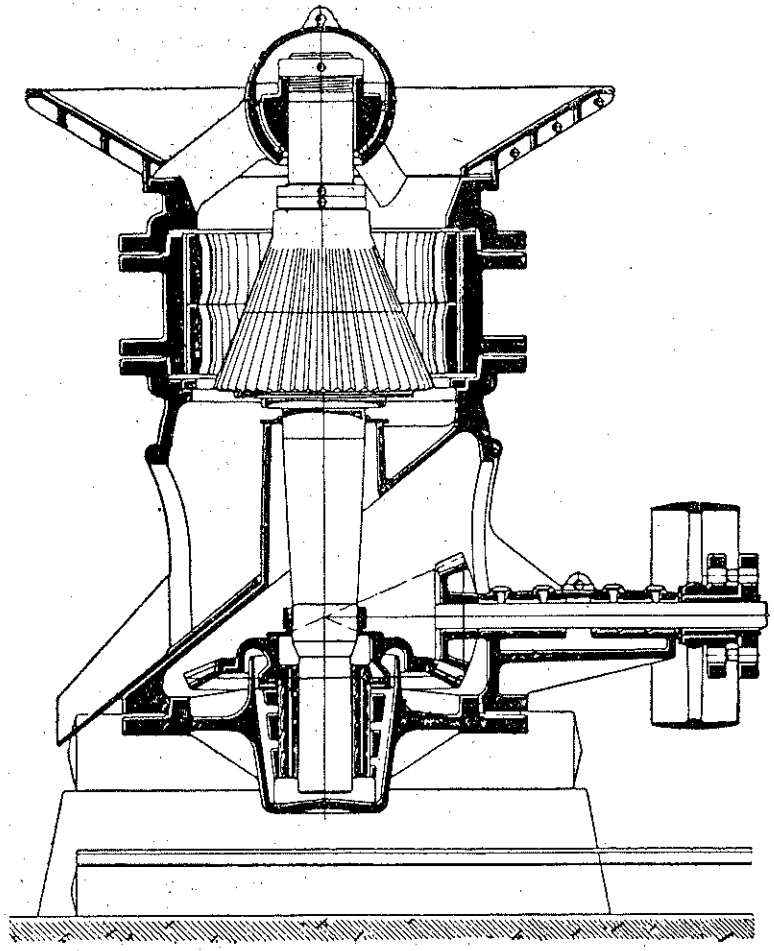


Fig. 36.

di ghisa, con sovrapposto mantello di acciaio il quale soltanto è ricambiato quando si consuma.

Il cono frantumatore è fisso all'asse verticale il quale è sospeso in alto in un supporto sferico. L'asse è comandato inferiormente dall'albero motore orizzontale la cui puleggia è munita di un dispositivo di sicurezza a spina, che elimina o riduce il pericolo di rottura di qualche parte del frantoio per l'interporsi accidentale di qualche pezzo di ferro tra il cono e la corazza. La trasmissione del movimento ha luogo come al solito mediante un rocchetto che ingrana con la ruota conica che fa corpo con l'eccentrico: ma una caratteristica del frantoio Humboldt è che in esso un dispositivo speciale rende possibile l'aumento o la diminuzione della eccentricità, mediante lo spostamento relativo di due scatole una interna all'altra ed eccentriche, come in un eccentrico a nonio.

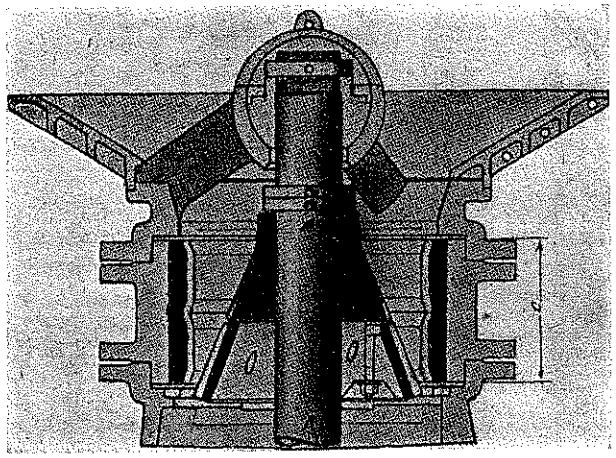


Fig. 37.

La tabella a pag. 78 dà le caratteristiche dei principali tipi di questo frantoio.

Frantoio rotativo Luther. — Nella fig. 38 è rappresentato un altro frantoio a rotazione costruito dalla Casa G. Luther di Brunswick.

L'albero che porta il cono frantumatore è sorretto superiormente da un supporto a sfere ed inferiormente penetra nella bussola eccentrica che dà al-

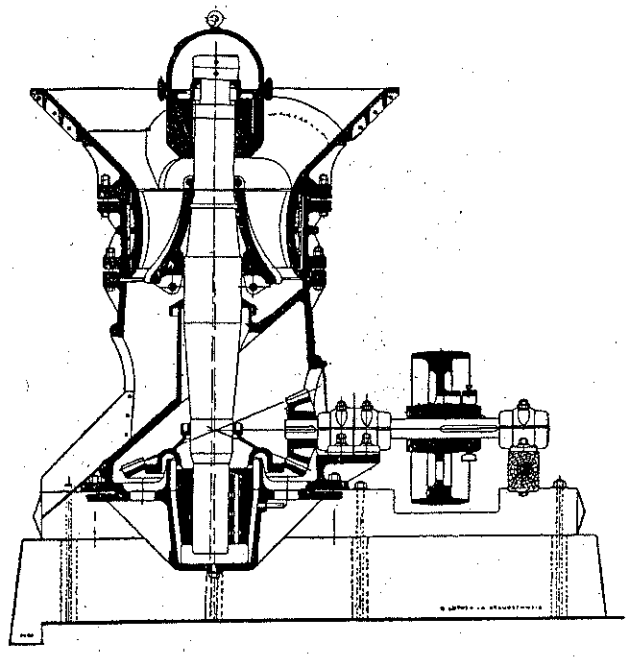


Fig. 38.

FRANTOI ROTATIVI HUMBOLDT.

Diam. della bocca mm.	400	490	580	700	760	890	1000	1135	1350	1500	1650
Massima larghezza della bocca .... »	100	130	150	200	225	275	320	350	450	450	500
Pezzatura ammissibile ..... »	200/90	250/120	300/140	350/180	450/220	550/260	600/280	750/350	890/420	850/450	900/500
Diametro tramoggia di caricamento ..... »	920	1160	1360	1640	1800	2200	2480	2275	3070	3500	4000
Puleggia di comando: diametro ..... mm.	400	500	600	700	800	900	1050	1050	1050	1150	1250
Fascia ..... »	150	175	200	250	300	350	400	400	400	450	500
Giri puleggia al minuto ..... »	450	400	400	400	400	375	350	350	350	350	320
Forza richiesta HP circa	4÷5	7÷9	8÷12	15÷18	16÷22	20÷30	25÷45	30÷60	40÷80	50÷90	90÷100
Rendimento orario approssimazione in tonnellate secondo la qualità del materiale ..	2÷4	4÷8	6÷12	10÷20	16÷30	25÷40	30÷60	35÷70	40÷80	50÷120	110÷150

l'asse il movimento circolare a pendolo. La forma della cavità di macinazione obliqua ed arrotondata contribuisce a dare una maggiore omogeneità di prodotto. Il cono frantumatore è in due pezzi e può quindi essere cambiato senza bisogno di togliere l'albero dalla macchina.

La piastra o corazza della cavità conica esterna ha curvatura simmetrica, in modo che, quando l'usura alla bocca ha raggiunto il limite tollerabile, l'anello può essere capovolto, e la parte bassa consumata va ad

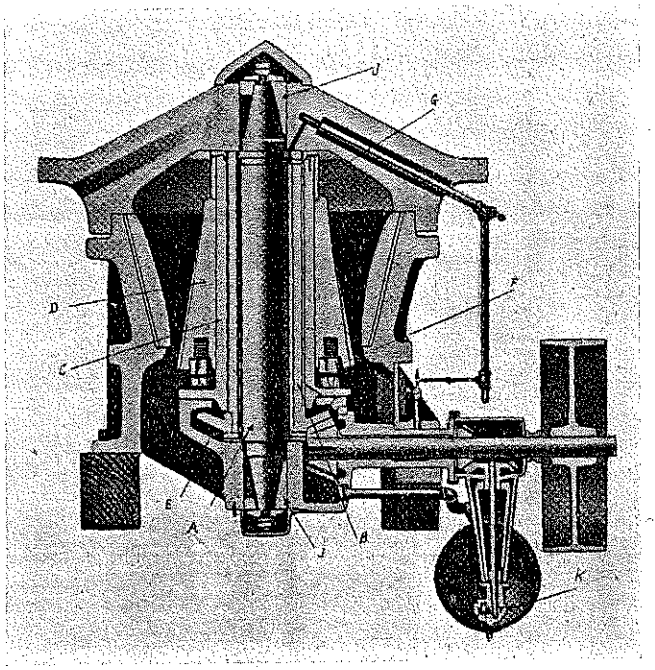


Fig. 39.

occupare il posto della parte che prima era in alto: esso serve quindi due volte.

Si dà a pag. 80 una tabella indicante le caratteristiche di questa macchina per le diverse grandezze in cui è costruita, notando che la produzione oraria indicata dal costruttore si riferisce ad una frantumazione a meno di 50 mm. di materiale di media durezza.

Frantoio rotativo Telsmith ad asse fisso. — Il frantoio rappresentato in sezione nella fig. 39 (costruttore: Anciens Établissements Galland, Chalon S. Saone), si distingue dagli altri del genere perchè in esso l'asse di rotazione è fisso. Quest'asse *A* d'acciaio forgiato ad alta resistenza e robustissimo, mediante opportuna avvitatura serra come un grosso bollone

FRANTOI ROTATIVI LUTHER.

Dimensioni in millimetri				Misure esterne			Volume in m³ per trasporto via mare	Puleggia di comando			Lavoro approssimativo all'ora in tonn. di 1000 kg.	Forza necessaria	Peso del rompipietre
Apertura di carico		Pezzi da caricare	Diametro della tramoggia di carico	Lunghezza	Larghezza	Altezza		Diametro	Larghezza	Giri al minuto			
Diametro	Larghezza			m.	m.	m.		mm.	mm.			HP	kg.
400	100	260/100	950	1,7	1	1,6	2,5	400	150	500	2 ÷ 4	4 ÷ 5	1600
500	130	320/125	1200	2,1	1,3	1,9	4	500	175	475	4 ÷ 8	7 ÷ 9	2500
600	155	375/150	1400	2,4	1,5	2,2	6	600	200	450	6 ÷ 12	8 ÷ 12	3800
700	180	420/175	1650	2,75	1,7	2,5	8	700	250	425	10 ÷ 20	15 ÷ 18	7500
800	210	460/200	1800	3,1	1,9	2,8	10	800	300	400	16 ÷ 30	16 ÷ 22	10500
900	250	525/240	2200	3,5	2,4	3,2	15	900	350	375	15 ÷ 40	20 ÷ 30	15000
1000	300	625/280	2500	3,8	2,7	3,5	19	1000	400	350	30 ÷ 60	25 ÷ 40	21000
1250	375	800/360	3200	4,6	3,2	4,1	30	1100	450	350	60 ÷ 120	50 ÷ 90	30000

la corona superiore della macchina al banco a coppa inferiore. Su di esso gira il lungo manicotto eccentrico *B* che è avvolto dall'anello cilindrico *O* sul quale è calettato il cono macinante *D*. Questa disposizione dà luogo ad un insieme massiccio, tozzo e robustissimo.

L'albero motore *M* porta il rocchetto che comanda l'ingranaggio calettato alla parte inferiore del manicotto eccentrico.

Il cono e la corazzatura sono in acciaio al manganese od in ghisa fusa in conchiglia e tutte le parti giranti sono regolarmente ed abbondantemente lubrificate da olio filtrato e sotto pressione mediante una pompa *K* comandata dall'albero *M* mediante rocchetto ed ingranaggio.

Il grado di riduzione richiesto alla frantumazione si ottiene facendo montare o scendere il cono macinante *D* coll'agire sui bolloni *F* appoggianti sulla flangia inferiore del manicotto *C* e mediante anelli regolatori *G* di diverse lunghezze per limitare la corsa del cono *D*.

La macchina è costruita in quattro grandezze delle quali si hanno le caratteristiche nella seguente tabella:

Tipo N.	Dimensioni massime dei prodotti da frantumare	Grado di frantumazione		Produzione oraria appross. in tonn.		Forza richiesta in HP	Numero dei giri al minuto
		Massimo	Minimo	Grossezza massima	Grossezza minima		
	mm.	mm.	mm.	tonn.	tonn.	HP	giri
1	170×400	38	25	25	16	15	375
2	180×500	45	30	40	25	20	365
3	220×600	60	38	60	35	25	355
4	280×700	75	50	100	70	40	320

Symons Disc (*frantoio Symons a dischi*). — Questa macchina assolve il compito di un frantoio Dodge o di una grossa cilindraia per la macinazione del prodotto proveniente da un frantoio a mascelle o da un frantoio rotativo, ma con capacità enormemente superiore e con relativo risparmio di forza e di spese di esercizio.

Il suo funzionamento si scosta completamente da quello di tutti gli altri apparecchi di macinazione ed è tale che la macchina non può ingorgarsi e non lascia sortire grani maggiori di quelli che si vogliono ottenere e per cui fu regolato l'apparecchio, che funziona quindi come se lavorasse a ciclo chiuso.

Un dato pezzo inoltre non subisce che un colpo ed è proiettato fuori appena ha raggiunto il calibro voluto il che riduce al minimo la forza assorbita, dà pochissimi fini polverulenti e con un minimo di mano d'opera.

Si hanno due tipi di questi frantoi, uno ad asse orizzontale e l'altro ad asse verticale che è il più usato.

Symons Disc verticale. — La fig. 40 dà una sezione del frantoio Symons verticale.

Un banco circolare B porta il cuscinetto principale C e quello interno C' dell'albero motore A comandato dalla puleggia P e munito di un rocchetto T e di un ingranaggio R. Solidale al banco ed al centro di esso si hanno un cilindro cavo verticale O esattamente tornito esternamente e internamente, la guida circolare E e la pista circolare G in cui

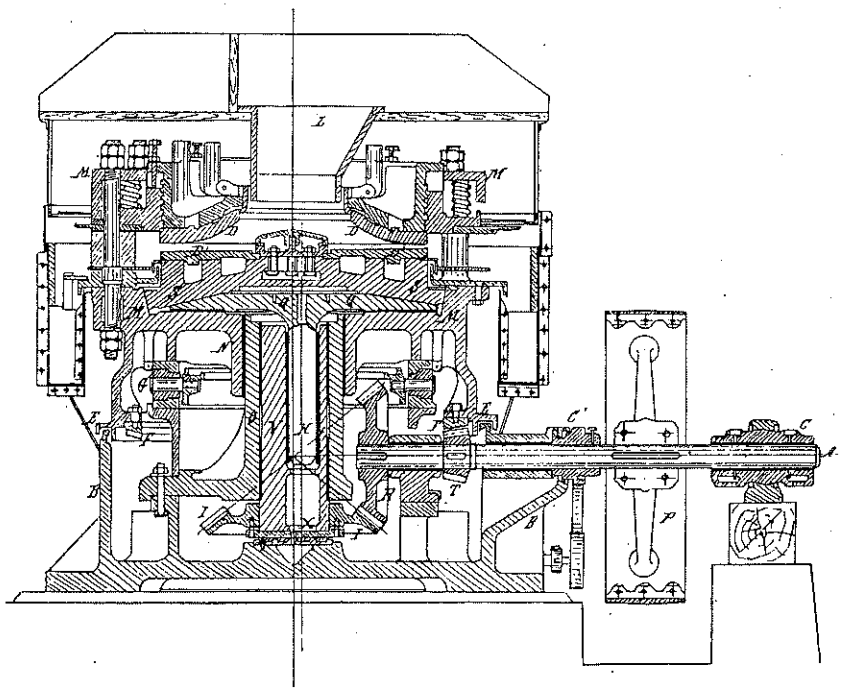


Fig. 40.

gira su rulli tutto l'insieme complesso $M\,M\,M\,M$ a cui è fissato il disco macinante superiore D.

Questo pezzo complesso col suo lungo manicotto N avvolge il cilindro cavo O e gira intorno a questo ricevendo il moto dall'albero A mediante l'ingranaggio conico F comandato dal rocchetto T. Esso trascina nel suo movimento il disco superiore D solidamente assicurato con forte bollonatura.

Un insieme di robuste molle mantengono la pressione e non cedono che per l'arrivo fra i dischi di qualche corpo estraneo più duro del materiale da triturare.

Il disco inferiore D' è fissato su una piattaforma circolare S la cui

superficie inferiore concava si adagia sulla superficie sferica del pezzo Q in cui si espande l'albero centrale H, che può girare liberamente entro il lungo manicotto eccentrico V il quale porta inferiormente la ruota conica I comandata dalla ruota R e che con la base poggia su una ralla speciale X.

Il materiale da frantumare arriva da L nella camera di macinazione fra i due dischi D e D'. Questi per l'interporsi fra loro dei pezzi da frantumare girano alla stessa velocità (es. 50 giri), mentre il manicotto eccentrico V gira per conto suo a velocità molto maggiore (ad es. 300 giri).

Ora, data la forma sferica della superficie di contatto tra il pezzo Q e la piattaforma S e dato che l'insieme non può sollevarsi verticalmente (per la pressione del materiale interposto fra i dischi) ne viene che esso assume un movimento di dondolamento o di rullìo, che ricorda quello di una trottola, poichè l'asse dell'albero H, per l'eccentricità del manicotto V entro il quale gira libero, descrive una specie di cono di rivoluzione come l'albero di un frantoio a rotazione.

La macinazione si compie fra i dischi in modo identico a quello descritto per il tipo ad asse orizzontale.

Mentre i dischi compiono un giro, data la maggiore velocità dell'eccentrico, il materiale compreso fra i dischi riceve parecchi colpi dati dal rullìo del disco inferiore, non ampi, ma bruschi e la cui ampiezza è limitata dalla massima dimensione stabilita per la macinazione, ed il grado di macinazione si fissa allontanando od accostando il disco superiore a quello inferiore.

I dischi sono di acciaio al manganese. Il condotto L di carico ha sezione ellittica per facilitare l'arrivo al centro dei pezzi da frantumare. Tutto l'insieme costituisce una vera macchina di precisione, costosa, ma potente e fatta con materiale di prim'ordine.

La macchina è chiusa in un involucro smontabile ed a perfetta tenuta di polvere, la quale può essere eliminata da un aspiratore.

Dato il suo modo di lavorare a colpi ripetuti, ma senza quasi sfregamento, il frantoio Symons consuma poco acciaio relativamente agli altri apparecchi di macinazione.

Esso lavora in generale a ciclo aperto, dato che i pezzi abbandonano la macchina solo quando hanno raggiunto il calibro fissato dalla apertura massima fra i dischi. Non occorrono quindi nè vaglio di controllo, nè elevatore per riportare all'apparecchio la parte non sufficientemente macinata.

Può in molti casi sostituire la cilindraia per la triturazione grossolana e media, quando si tratti di passare forti quantità di materiale.

Il frantoio Symons può anche essere usato per grossa macinazione, ma con dischi di forma speciale.

Considerando un Symons Disc di m. 1,20 di diametro:

Per una	riduz.	da	125	mm.	a	25,–	darà	120	tonn.	orarie con	65 HP assorbiti
»	»	da	75	»	a	12,–	»	90	»	» »	55 HP »
»	»	da	40	»	a	7,–	»	90	»	» »	35 HP »
»	»	da	40	»	a	5,5	»	40	»	» »	25 HP »
»	»	da	40	»	a	4,5	»	30	»	» »	20 HP »

La parte inferiore della macchina forma un recipiente d'olio dal quale una pompa di circolazione spinge nei cuscinetti e in tutte le parti in moto, in ragione di parecchi litri al minuto, il lubrificante che torna poi al recipiente inferiore.

Nell'impiantare un Symons-Disc è consigliabile di farne precedere l'alimentazione da un apparecchio magnetico per evitare il pericolo che qualche pezzo di ferro entri fra i dischi il che provocherebbe la rottura dei bolloni di collegamento.

Frantoio a cono Symons (*Symons Cone Crusher*). — A contendere il campo ai Symons Disc è entrato a far parte dell'armamentario della macinazione attuale questo nuovo frantoio destinato anch'esso ad ottenere dal prodotto grossolano di un usuale frantoio a mascelle o rotativo una notevolissima riduzione con una sola operazione.

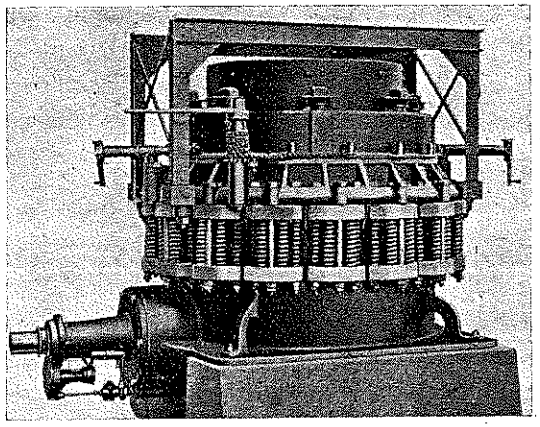


Fig. 41.

La fig. 41 ne dà una vista prospettica e la fig. 42 ne dà una sezione.

Dall'esame di questa ultima figura, si vede come il rocchetto dell'albero motore comunica il movimento rotatorio all'ingranaggio conico solidale ad un lungo collare ad eccentrico, nel quale penetra il robusto albero conico verticale che porta il cono superiore macinante sorretto inferiormente da una sede sferica (munita di apposito cuscinetto di bronzo ad alta resistenza), mentre l'albero poggia inferiormente su apposite piastre d'acciaio e bronzo. Alla superficie conica del pezzo che costituisce la testa macinante si applica il mantello d'acciaio ad alto tenore di manganese facilmente ricambiabile.

La corazza (pure d'acciaio al manganese) che chiude, limitandola, la cavità dove si svolge la macinazione, è serrata con dispositivo speciale al robusto anello circolare di sostegno, che esternamente si unisce con dentatura ad elica (vedi fig. 43), al disco circolare il quale chiude superiormente la macchina che è serrato contro la solida base inferiore dell'apparecchio da lunghe e possenti molle a spirale, la cui elasticità permette a tutto l'insieme della campana superiore di sollevarsi, ove un corpo non frantumabile sia penetrato nella cavità di macinazione.

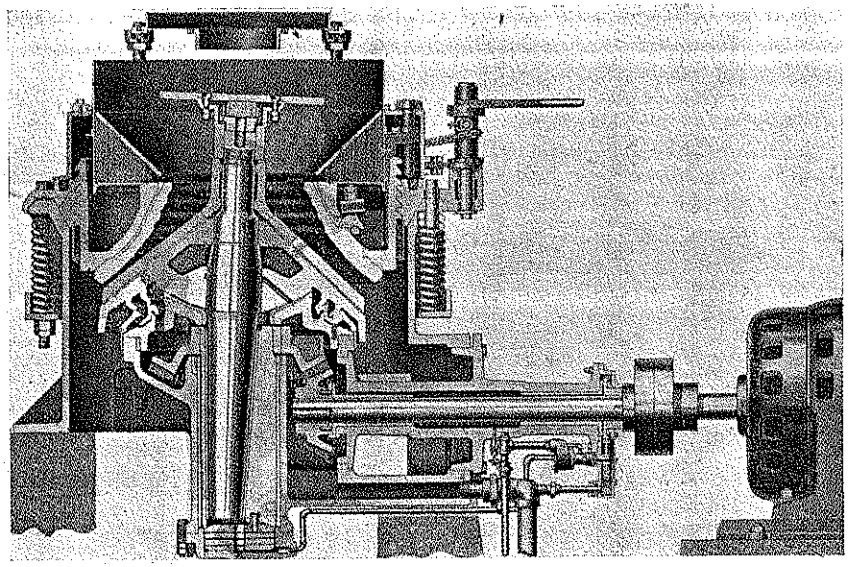


Fig. 42.

Giova notare che la pressione massima prodotta da queste molle, costituisce un fattore conosciuto, in relazione agli sforzi che si generano in tutte le parti dell'apparecchio, per cui queste sono calcolate in modo da essere evitato ogni pericolo di rottura.

L'unione con dentatura ad elica del sostegno circolare (reggente la corazzatura superiore) col robusto disco superiore (dominato dalle molle), fa sì che agendo sul sostegno stesso mediante il verricello a catena visibile nelle figure, si può (facendolo girare) sollevare od abbassare il sostegno stesso e regolare così il grado di macinazione secondo il bisogno. E ciò anche durante la marcia; allentando prima le sei chiavarde che si trovano nella parte superiore esterna della macchina e che sono destinate a bloccare il sostegno, sopprimendo qualunque giuoco fra le spire della dentatura ad elica. Dopo effettuata la variazione ritenuta necessaria, le sei chiavarde vengono di nuovo bloccate.

L'albero verticale porta superiormente un disco sul quale giunge il materiale da frantumare dalla bocca di carico sovrastante e regolabile e che il disco in virtù del suo movimento di rivoluzione distribuisce uniformemente alla camera di macinazione.

Mentre negli usuali frantoi rotativi la sommità dell'albero verticale

penetra (e vi è guidato) in uno speciale cuscinetto contenuto nel giogo superiore della macchina, nel nuovo frantoio la sommità dell'albero è libera ed assume un ampio movimento di rotazione che combinato colla alta velocità di funzionamento (che varia a seconda della grandezza della macchina da 350 a 580 giri al minuto) genera una speciale e più energica azione macinante sui pezzi da frantumare, dalla quale risulta la potenzialità rimarchevole dell'apparecchio ed il continuo e libero efflusso del materiale frantumato che sorte cadendo verticalmente dalla bocca inferiore.

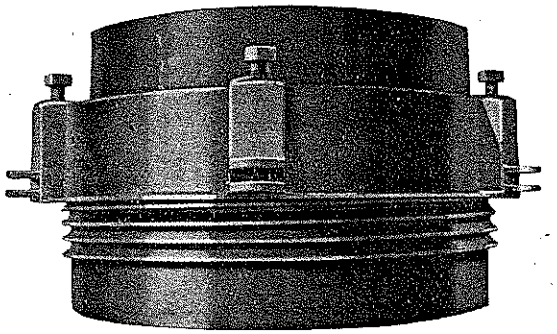


Fig. 43.

Le superfici del cono ruotante e della corazzatura fissa sono per un certo tratto parallele nella zona inferiore della camera di macinazione, il che fa sì che il cono può fare almeno una rivoluzione completa prima che il grano possa percorrerla interamente. Essendo il grano sottoposto in quella zona almeno due volte all'azione del cono macinante, ne risulta un prodotto uniformemente calibrato.

Tutte le superfici in moto ed a contatto sono perfettamente lubrificate con sistema a pressione continua mediante una pompa speciale mossa mediante ingranaggi dall'albero motore. Essa aspira l'olio da un serbatoio sottostante all'apparecchio e lo spinge in flusso continuo a circolare in tutti i punti della macchina da lubrificare, dopo di che rientra nel serbatoio per riprendere il suo giro. Il frantoio può essere comandato a cinghia o da motore direttamente accoppiato all'albero con giunto elastico.

Le caratteristiche principali di questa macchina sono: l'eccezionale produzione; il considerevole rapporto di riduzione, la uniforme e regolare calibratura del prodotto ed il consumo assai ridotto di energia.

I frantoi a cono Symons sono costruiti in cinque grandezze denominate: 2′, 3′, 4′, 5 ½′, 7′; numeri che si riferiscono al diametro in piedi inglesi del cono frantumatore, e possono essere forniti per frantumazione fine o grossolana. Il seguente specchietto indica la forza occorrente ed il numero dei giri al minuto primo per ognuno dei cinque tipi:

	2′	3′	4′	5 ½′	7′
HP richiesti	25÷30	50÷60	75÷100	150÷200	250÷300
Giri al 1′	575	580	485	485÷500	430÷350

La seguente tabella ne dà i dati di produzione:

PRODUZIONE DEI FRANTOI A CONO SYMONS IN TONNELLATE-ORA.

		Apert. di carico		3 mm.	5 mm.	6 mm.	10 mm.	13 mm.	16 mm.	19 mm.	25 mm.	32 mm.	38 mm.	57 mm.	64 mm.
2′	Fine	41 mm.	Tonnellate	6,25	8,9	12,5	17,8	22,3	—	—	—	—	—	—	—
	Grosso	76 mm.	Ton'nellate	—	—	—	—	22,3	26,75	31,25	40,2	44,6	53,5	—	—
3′	Fine	76 mm.	Tonnellate	12,5	17,8	22,3	31,25	35,7	—	—	—	—	—	—	—
	Grosso	114 mm.	Tonnellate	—	—	—	—	35,7	49,1	62,3	71,4	75,9	80,4	84,8	—
4′	Fine	114 mm.	Tonnellate	—	—	—	—	71,4	—	—	—	—	—	—	—
	Grosso	171 mm.	Tonnellate	—	26,75	35,7	53,6	71,4	89,3	107,1	133,9	151,82	—	165,2	—
5.5	Fine	216 mm.	Tonnellate	—	—	58,0	89,3	116,1	—	—	—	—	—	—	—
	Grosso	248 mm.	Tonnellate	—	—	—	—	116,1	142,9	178,6	245,6	267,8	—	334,8	401,8
7′	Fine	280 mm.	Tonnellate	—	—	—	142,9	200,8	250,0	—	—	—	—	—	—
	Grosso	355 mm.	Tonnellate	—	—	—	—	200,8	—	294,6	401,8	500,0	535,7	714,25	803,5

Short Head Crusher (*frantoio a testa corta*). — È una modificazione del frantoio ora descritto e destinata ad ottenere una macinazione più spinta.

Il sistema della macinazione non è mutato; ma come lo indica la denominazione, è più corto l'albero che porta il cono ruotante un po' più svasato, il che modifica la forma della camera di macinazione che è più stretta e nella quale è minore lo spazio fra cono girante e corazza fissa. Più acuto è l'angolo fra le due superfici macinanti e più lungo è il tratto inferiore in cui esse sono parallele. Alla sua estremità superiore l'albero verticale — invece di un disco — ha un distributore speciale che funziona anche da mescolatore del materiale da frantumare il che è utile, data la dimensione più ridotta degli elementi costitutivi del materiale da ridurre a grani di piccolissimo diametro.

È bene che da questo materiale da frantumare, un vaglio elimini la parte già sufficientemente fine prima che esso entri nell'apparecchio, ed è da raccomandare che la macinazione si compia a ciclo chiuso per ottenere il miglior rendimento.

Questo frantoio è costruito in quattro grandezze e lo specchietto seguente indica la forza ed il numero dei giri richiesti da ognuno dei quattro tipi:

	2′	3′	4′	5 ½′	7′
PH richiesti	—	75	150	200	300
Giri al 1′	—	580	485	485	430÷450

La seguente tabella ne dà i dati di produzione:

	Grani alimentati	Capacità in tonnellate all'ora per lavoro a ciclo chiuso				
	mm.	3 mm.	4,5 mm.	6,5 mm.	9 mm.	12 mm.
3′	38	20	30	40	50	60
4′	50	30	40	60	90	120
5 ½′	62	50	75	100	150	200
7′	75	75	120	150	240	325

CAPITOLO QUINTO

TRITURAZIONE E MACINAZIONE

Le macchine che servono a triturare o a macinare, secondo i casi, il materiale già spezzato dai frantoi o direttamente proveniente dalle griglie oppure i grani misti prodotti dagli apparecchi arricchitori sono: i frantoi speciali (tipi Dodge e Sturtevant) già descritti nel precedente capitolo; le cilindraie o cilindri trituratori; i pestelli o boccardi; i molini a palle; i molini Huntington ed una lunga serie di macine e polverizzatori che possono raggrupparsi in quattro distinte categorie a seconda che riducono la materia per sfregamento (arrastra, tine d'amalgazione dei minerali d'oro, macine propriamente dette, molini Heberle, ecc.), o per pressione (molino Schranz, polverizzatore Tustin, ecc.), o per urto contro un ostacolo (macinatore Vapart), o ancora per urto nello spazio (disintegratore Carr e simili).

Cilindri trituratori. — Una cilindraia si compone in massima di due cilindri massicci metallici *C C* (fig. 44) costretti a girare in senso inverso su due alberi *A A* e agenti radialmente sui grani che, come *G*, cadono fra le due superfici ruotanti dalle quali sono trascinati verso lo spazio più stretto che li divide e frantumati in virtù di una forza di compressione superiore alla resistenza dei grani stessi, per essere immediatamente abbandonati dopo la frantumazione. Quest'ultima condizione fa sì che fra gli apparecchi di macinazione i cilindri sono quelli che producono una minor quantità di farina.

Ognuno degli alberi *A A* è portato da due supporti *B′ B* sorretti a loro volta da un banco robusto *T T*.

Se i due supporti e per conseguenza i due cilindri fossero rigidamente connessi al banco e tenuti a distanza fissa, è evidente che ove un bollone, un dado, un pezzo di ferro o un corpo estraneo qualunque molto duro si interponesse fra i cilindri sarebbe inevitabile l'arresto brusco di essi e talora la rottura di un albero o di altro pezzo della macchina. Perciò uno dei supporti *B* è mobile sul banco ed una molla *M* (la cui tensione può regolarsi a volontà) lo tiene serrato verso il cilindro fisso *B′* dal quale si

mantiene alla distanza voluta con arresti spostabili a o con altro dispositivo qualunque.

Evidentemente il funzionamento di una cilindraia dipenderà dal diametro dei cilindri, dalla grossezza dei grani che l'alimentano e dal grado di macinazione che si vuol ottenere ossia dalla distanza alla quale verranno tenuti i due cilindri.

Se ora: $D = 2R$ è il diametro dei cilindri;
$G = 2r$ il diametro del grano G (supposto sferico);
$S = 2s$ la distanza $O\,O'$ fra i cilindri;
ω la metà dell'angolo formato dalle due tangenti condotte

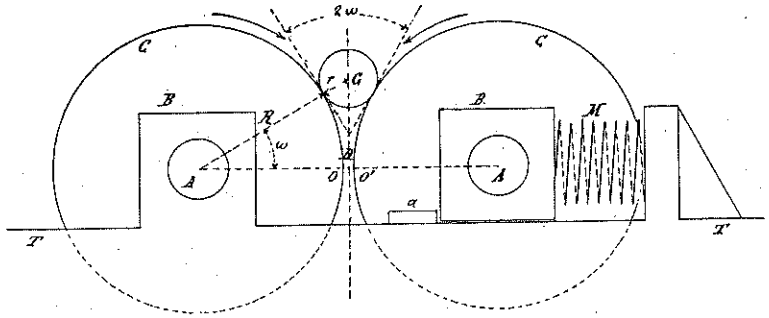


Fig. 44.

nei punti di contatto del grano G (supposto sferico) alle periferie dei due cilindri, avremo dal triangolo $A\,D\,G$:

$$\frac{R+s}{R+r} = \cos\,\omega \qquad \text{ossia} \qquad \frac{D+S}{D+G} = \cos\,\omega \qquad (1)$$

Il valore dell'angolo ω che chiameremo *angolo mordente* della cilindraia dipende quindi dal diametro dei cilindri, dalla loro distanza e dal diametro dei grani che devono essere triturati e cresce col crescere dei due primi e diminuisce col diminuire della grossezza dei grani.

La formula (1) permette di calcolare una qualunque delle grandezze D, S, G ed ω quando siano fissate le altre tre.

Se l'angolo mordente è maggiore dell'angolo d'attrito il grano G (supposto sferico) resta in equilibrio senza poter esser preso fra i cilindri. L'angolo d'attrito sarebbe quindi l'angolo limite per un conveniente lavoro dei cilindri.

Ora il coefficiente d'attrito fra pietra e metallo varia fra $f = 0{,}50$ ed $f = 0{,}30$ e quindi l'angolo d'attrito (*angolo tang f*) varierà fra 26° e 16°.

Praticamente è consigliabile di far sì che l'angolo mordente di una cilindraia non sia superiore ai 16°.

Una cilindraia che per il diametro dei suoi cilindri, per una data dimensione di grani da macinare, e per un dato scartamento dei cilindri lavora sotto un angolo mordente minore di 16° funziona evidentemente in condizioni più che favorevoli. Così si potrà dire che una cilindraia che abbia per esempio 500 mm. di diametro e per la quale lo scartamento dei cilindri sia per esempio di 8 mm. potrà trattare dei grani di 25 mm. di diametro con un angolo mordente di circa 14°30', mentre un'altra cilindraia di 600 mm. e collo stesso scartamento potrà trattare gli stessi grani sotto un angolo di soli 13° e quindi in condizioni migliori. E ancora, mentre per esempio una cilindraia di 750 mm. potrà trattare dei grani di 38 mm. con una distanza fra i cilindri di 6 mm. sotto un angolo mordente di circa 16°30', in eguali condizioni una cilindraia di 500 mm. non potrà passare quei grani che sotto un angolo di 20° e lavorerà quindi in condizioni sfavorevoli.

Nasce qui naturale la domanda: quale sarà lo scartamento conveniente dei cilindri onde ottenere dopo macinazione dei grani di diametro massimo g, triturando dei grani di un diametro massimo iniziale G?

Se i due cilindri fossero fissi evidentemente sarebbe $g = S$; ma essendovi un cilindro mobile e non verificandosi quasi mai in pratica il fatto che le molle M abbiano la tensione limite che permetterebbe loro di non entrare in funzione che quando la resistenza allo schiacciamento raggiunga il limite massimo, come teoricamente dovrebbe essere, ne viene che lo scartamento fra i cilindri dovrà essere necessariamente minore del grano massimo che si vuole ottenere. Nella maggior parte dei casi si potrà ottenere un risultato praticamente soddisfacente fissando $S = 0{,}75\ g$ e variando poi tale distanza fra i cilindri per tentativi a seconda della durezza del materiale, della tensione che si vuol dare alle molle e della quantità di materiale che si vuole far passare fra i cilindri stessi.

In qualche laveria si usa tenere i cilindri a contatto lavorando colle molle molto serrate, ma con tale sistema si ha una macinazione incerta, si produce molto maggior quantità di farina aumentando poi le perdite, mentre il lavoro continuo e forzato delle molle le guasta ed aumenta il consumo dei cuscinetti e delle guide.

Il sistema di lavorare coi cilindri a contatto e con molle convenientemente serrate dovrebbe essere riservato per la macinazione finissima.

L'angolo mordente dovrà in generale essere minore per i minerali molto duri o per quelli untuosi e scorrevoli, mentre potrà arrivare anche al di là di 16° per materiali a superficie molto scabra o per grani che siano mescolati a parti sabbiose ed umide o che non siano a grani tondeggianti.

Il diametro dei cilindri varia in generale da noi fra 500 e 750 mm., solo in casi eccezionali si scende sotto il limite minimo anzidetto o si oltrepassa il detto limite massimo.

In alcune laverie americane si hanno dei cilindri di 900 mm. e di 1 metro di diametro.

Evidentemente, per quanto fu detto finora, il diametro dei cilindri dovrà essere tanto maggiore quanto più grossi sono i grani da triturare e quanto più fino deve essere il prodotto della macinazione.

Giova anche notare che un paio di cilindri che abbiano un diametro più grande di ciò che sarebbe strettamente necessario data la grossezza dei grani alimentati, daranno una triturazione più graduale, lasceranno passare la materia triturata più facilmente e produrranno minori vibrazioni.

Ne nasce che, ove non si deva assolutamente tener conto della maggior spesa d'impianto, è giustificata la tendenza che si ha ad adottare l'uso di cilindri di diametro maggiore di quello che la teoria indicherebbe.

Tuttavia quando si tratta di ridurre del minerale in grossi grani a grani molto fini è talora preferibile di far compiere tale lavoro anzichè tutto d'un tratto da una coppia di cilindri di forte diametro, da due coppie di cilindri di diametro minore agenti successivamente sui grani, tenendo cioè maggiore lo scartamento nella prima cilindraia ed adottandone invece uno minore nella seconda con molle ben serrate.

Supponiamo per esempio di dover ridurre coi cilindri dei grani di 30 mm. di diametro a grani di un diametro massimo di 7 mm.

Secondo quanto fu detto converrà dare ai cilindri uno scartamento di circa 5 mm. e, se adottiamo dei cilindri di 750 mm. di diametro si vede che, applicando la formula (1), potremo fare la riduzione richiesta da 30 a 5 mm. in una sola operazione e con un angolo mordente di 15° circa.

Adottando il secondo sistema invece, ossia usando due cilindraie di 550 mm. di diametro lavoranti in serie, si potrà avere colla prima cilindraia una riduzione da 30 a 20 mm. tenendo lo scartamento dei cilindri di circa 16 mm. e compiendo la macinazione a meno di 7 mm. colla seconda nella quale i cilindri siano tenuti a 5 mm. di distanza. In queste condizioni le due cilindraie lavoreranno entrambe sotto un angolo mordente di soli 13°.

La spesa d'impianto sarà un po' maggiore, ma si avrà un lavoro più proficuo, sia perchè sarà minore l'usura delle superfici macinanti, sia perchè si produrrà meno farina specialmente se fra le due cilindraie si interponga uno staccio che elimini la parte sufficientemente macinata dalla prima cilindraia e che mandi alla seconda solo il rifiuto dello staccio stesso. Questa considerazione può avere una importanza capitale quando trattisi di minerali fragili e per i quali non si richieda una macinazione molto fina.

Un elemento importantissimo che influisce largamente sulla potenzialità e sul buon funzionamento delle cilindraie è la velocità che si adotta per la marcia dei cilindri.

Evidentemente la quantità che una cilindraia può trattare crescerà col crescere della velocità periferica dei cilindri; ma quando si tratta di triturare dei grossi grani il numero dei giri dei cilindri non dovrà essere troppo grande onde evitare urti e vibrazioni troppo forti e troppo frequenti. Questa considerazione unitamente alla convenienza già notata di avere un angolo mordente limitato indicano il perchè nella macinazione delle granaglie si dia la preferenza ai cilindri a marcia lenta e di forte diametro.

Per lo più il numero dei giri per le cilindraie usuali alimentate con grani tra i 50 ed i 25 mm. è compreso fra 25 e 60 al minuto primo. Si vede che in tali condizioni e se per esempio si tratta di cilindri di 750 mm. di diametro si avrà una velocità periferica che varierà fra 60 e 140 m. al minuto primo.

Per i grani minori si avrà senza dubbio un notevole vantaggio adottando velocità dei cilindri sempre più forti quanto più è piccolo il diametro dei grani da alimentare e quanto maggiore è la riduzione che si vuole ottenere; e ciò perchè variando la velocità varia in ragione diretta dei quadrati la forza viva acquisita che viene in aiuto della macinazione, unendosi all'azione delle molle nei momenti in cui i grani sono presi fra i cilindri.

Non bisogna tuttavia spingersi troppo oltre, poichè bisogna tener conto che se la velocità periferica dei cilindri è di molto superiore a quella che i grani hanno acquisito per la loro caduta dall'alimentatore fra i cilindri stessi, una parte dell'attrito andrà speso perchè i grani raggiungano la velocità periferica dei cilindri e vi sarà un ritardo nella presa dei grani stessi, il che potrà tradursi in una maggior usura delle parti macinanti.

Per le macinazioni comuni non si adottano quasi mai velocità periferiche dei cilindri superiori ai 300 metri al minuto primo: tuttavia per grani molto tenui e per riduzione finissima si può anche andare più oltre.

Dal lato puramente meccanico la convenienza e talora la possibilità di adottare un andamento più o meno rapido dei cilindri dipende, oltre che dalla durezza della sostanza da triturare, dal tipo e dalla costruzione della cilindraia prescelta o di cui si dispone.

A seconda del sistema adottato per la trasmissione del movimento le cilindraie possono dividersi in due grandi categorie: cilindraie ad ingranaggi e cinghie e cilindraie a sole cinghie.

L'una e l'altra offrono tipi e disposizioni svariatissime, ma in generale la prima categoria (limitata in tutti i casi ai cilindri destinati alla macinazione grossolana e quindi animati da un moto lento di rotazione) sparisce nei nuovi impianti sia per il forte attrito inerente alla trasmissione per ingranaggi, sia per le rotture non infrequenti dei denti quando o per un ingorgo della cilindraia o per l'arrivo di un corpo duro fra i cilindri avvenga un arresto brusco della macchina. Bisogna anche aggiungere a questi svantaggi il peso maggiore e quindi il costo più elevato dell'apparecchio, la sua maggior complicazione ed il maggior ingombro.

Le figg. 45 *a*, 45 *b* e 45 *c*, rappresentano alla scala di 1:25 una cilin-

draia senza ingranaggi progettata molti anni or sono da chi scrive per le laverie della Società Malfidano e costruita a suo tempo dalla Casa A. Bernard & C. di Carloforte.

Fusi col banco B vengono di getto i due supporti C del cilindro fisso

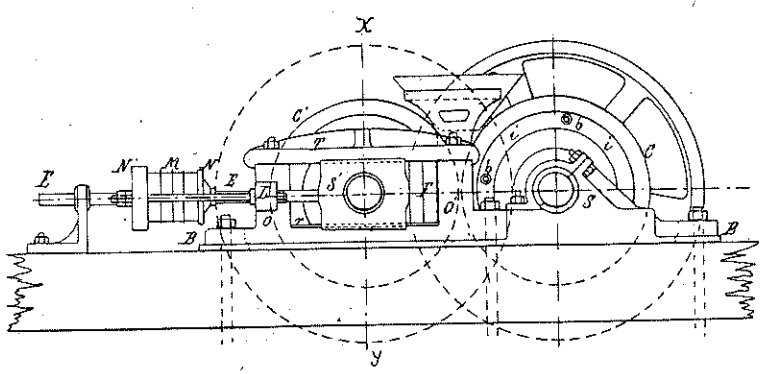


Fig. 45 *a*.

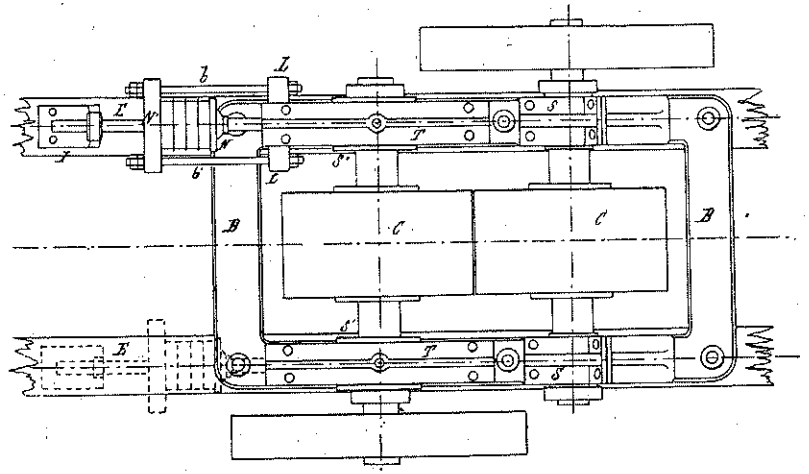


Fig. 45 *b*.

C ed i montanti $O\,O$ ove slittano i supporti mobili S' dell'altro cilindro guidati dalle slitte r riportate sul banco e ricambiabili e dai cappelli $T\,T$ che collegano i montanti $O\,O'$ ai quali sono solidamente fissati con bolloni prigionieri. I supporti S' sono d'un solo pezzo e portano i cuscinetti entro i quali gira l'albero, cuscinetti che possono essere costituiti ognuno da una bussola di bronzo ricambiabile o da un anello di metallo antifrizione che vi si cola mediante un mandrino. I due supporti sono simmetrici

secondo i due piani mediani verticale e orizzontale, dimodochè sono invertibili e capovolgibili.

Le molle M che agiscono sui supporti mobili sono in questa cilindraia formate da dischi di cautchouc e di lamiera attraversati liberamente dalle aste E che sono guidate dai fori praticati nei montanti O e da altri esistenti nelle squadre I, e che mediante i dischi di ghisa N agiscono sulle molle. I bolloni $b\,b_1$ che traversano le due espansioni L laterali dei montanti O servono a serrare convenientemente le molle mediante il pezzo di ghisa N'.

Gli arresti F che si interpongono fra i supporti mobili ed i montanti

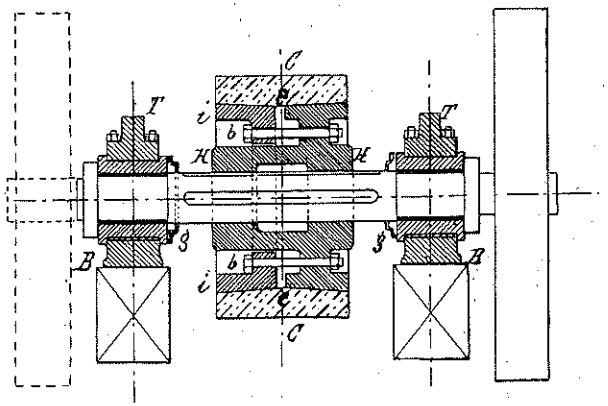


Fig. 45 *c*.

O' servono a mantenere la distanza voluta fra i cilindri e ad attutire l'effetto degli urti e delle vibrazioni. Essi possono essere formati da due o più piastre di gomma alternate con una o più piastre di lamiera secondo lo scartamento che si vuol dare ai cilindri.

Ognuno degli alberi dei cilindri porta una puleggia la cui corona ha uno spessore e quindi un peso sufficiente a che possa ognuno funzionare da volano. Una delle pulegge riceve il moto per cinghia dritta e l'altra per cinghia incrociata onde i due cilindri girano in senso inverso senza bisogno di ingranaggi d'accoppiamento anche quando i cilindri non lavorano a contatto.

La macchina è così ridotta alla massima semplicità, al minimo peso ed è di poco ingombro e facilmente smontabile.

In America si costruiscono numerosi e svariati tipi di cilindraie le quali hanno tutte per carattere comune una gran compattezza d'insieme, una robustezza a tutta prova, ma spesso un peso esagerato e quindi un prezzo elevatissimo. Conviene aggiungere tuttavia che molto accurati ne sono i dettagli ed in generale buonissimo è il materiale impiegato per costruirle.

Si ritiene utile di dare qui un cenno sommario di qualcuno di questi tipi di macine a cilindri.

Nella fig. 46 si ha una vista prospettica della cilindraia *Argatt* come è costruita dalla F. M. Davis Iron Works C. di Denver (Colorado).

In essa il cilindro mobile gira entro due supporti che fanno parte di un pezzo solidissimo di ghisa foggiato ad U, il quale può slittare avanti e indietro su rulli sottostanti guidati nel banco. Si hanno due tiranti per parte che traversano superiormente ed inferiormente i detti supporti.

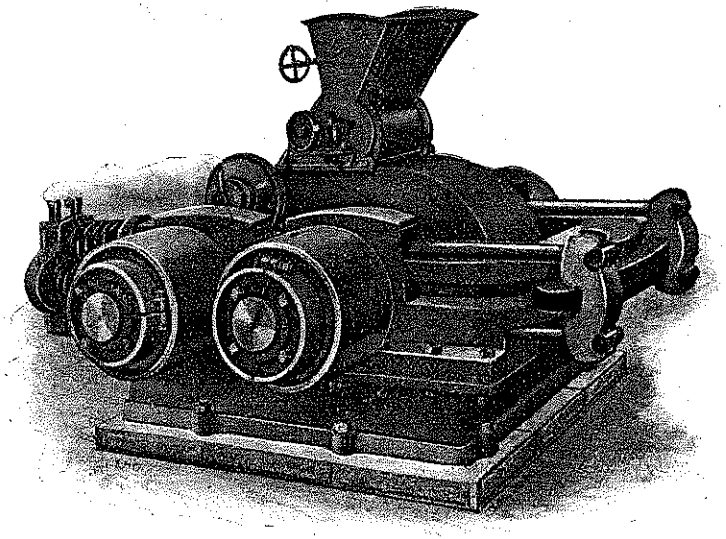


Fig. 46.

Questi tiranti sono collegati mediante una leva compensatrice che abbraccia il pezzo ad U nella sua parte esterna e che riporta al centro l'azione delle molle e gli sforzi che avvengono fra i cilindri. Si ottiene così il parallelismo continuo dei cilindri anche se il materiale alimentato cade più da una parte che dall'altra o se si verifica una ineguale pressione delle molle. Perchè i cilindri si mantengano inoltre bene allineati, gli spostamenti laterali sono contrastati da supporti speciali a biglie, fissati agli alberi con appositi collari.

Il movimento può essere dato all'apparecchio nei modi già indicati, ovvero (quando si tratti di velocità molto forti per macinare finissimo) con quattro pulegge di diametro minore di quello dei cilindri come è indicato nella figura.

Da ogni lato e col soccorso di un rullo esterno una sola cinghia si avvolge sulle due pulegge in modo da farle girare in senso inverso.

Molti altri tipi di cilindraie di grande potenzialità sono messi in commercio da numerosi costruttori americani, fra le quali si dà qui nella fig. 47 la vista prospettica di uno dei tipi di queste macchine di costruzione della nota Casa Allis Chalmers che sono costruite con diametri dei cilindri di mm. 600, mm. 750 e mm. 900, e con larghezze di 300, 350 fino a 400 mm. funzionanti a velocità corrispondenti a un numero di giri che va da 150 a 90.

Per grandi macinazioni la stessa Casa costruisce delle cilindraie potentissime di m. 1, m. 1,20, m. 135, e fino a m. 1,80 di diametro e con larghezza di 400, 500 e 600 mm. che compiono da 100 a 50 giri al minuto.

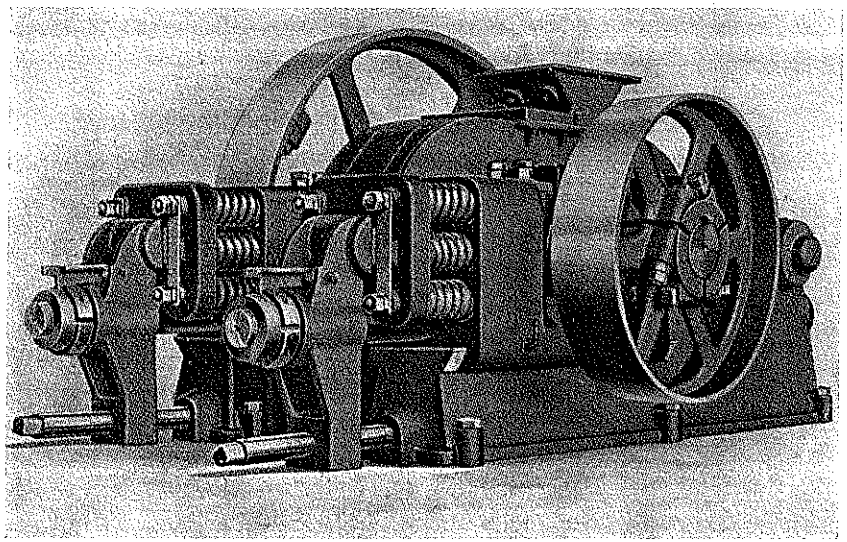


Fig. 47.

Gli anelli o camicie sono di acciaio al manganese o al cromo.

La pressione fra i cilindri è assicurata da gruppi di molle potenti, il cui insieme è preparato alla pressione occorrente, che può variare dagli 800 a 3500 kg., per cm. corrente di larghezza dei cilindri, mediante compressione idraulica. La variazione della distanza fra i cilindri ha luogo mediante arresti mobili o con spessori messi sui tiranti di tensione tra i supporti del cilindro fisso e le basi dei supporti del cilindro mobile; ovvero mediante bolloni che passano a traverso il banco, sotto i supporti fissi ed il cui estremo va a premere contro le basi dei supporti slittanti del cilindro mobile. Per evitare un'anormale usura degli anelli d'acciaio, per differenza eventuale di velocità fra due cilindri, il movimento è dato alla macchina da una puleggia a larga fascia calettata sull'albero del ci-

lindro fisso, onde ricevere una cinghia capace di trasmettere la forza necessaria al lavoro da compiere.

Il cilindro mobile invece è munito di una puleggia più piccola ed a fascia più stretta, la cui cinghia non fa che mantenere in movimento il cilindro mobile *quando il materiale non arriva fra i cilindri*. Mentre avviene la macinazione il cilindro mobile è trascinato dal cilindro fisso assumendo la stessa velocità di questo.

Cilindraia Sanna o macina a cilindri equilibrati e soppesi. — Questa macchina, che si raccomanda specialmente per la macinazione media e fina, fu studiata da chi scrive ed è correntemente costruita dalla Società *Meccanurgica* di Carloforte (Sardegna).

Come si rileva dalle figg. 48 *a* e 48 *b*, gli alberi dei due cilindri girano entro supporti muniti di cuscinetti di bronzo speciale o di ottimo metallo antifrizione e situati all'estremità inferiore dei bracci *G* che imperniati alla estremità superiore, e quindi liberamente oscillanti, fanno sì che — data l'inclinazione dei bracci stessi (di circa 60°) — la metà circa del peso dei pezzi in moto (bracci, alberi, corpo dei cilindri, pulegge-volano) entra in giuoco per la macinazione, con notevole economia di energia.

Due tiranti *H* (uno per parte) che lavorano per tensione, traversano la parte inferiore dei due bracci o bielloni *G* e serrano le molle *M M'* contro le appendici *N* venute di fondita coi bracci stessi.

La distanza fra i cilindri può essere regolata a volontà mediante i cuscinetti elastici *x x'* messi su pezzi scorrevoli entro guide nell'interno di ognuno dei due montanti laterali *F* e comandati entro ognuno di questi da un cuneo che può essere alzato od abbassato per mezzo delle viti *v*.

I bielloni sono d'acciaio fuso ed il banco è in quattro pezzi, due longitudinali e due trasversali, solidamente uniti da bolloni.

I caratteri distintivi di questa macina sono quindi i seguenti:

a) cilindri che girano in supporti liberamente oscillanti e non appoggiati o slittanti;

b) assi dei supporti inclinati di 30° sulla verticale, per cui la metà del peso dei cilindri, alberi, supporti e pulegge concorre alla macinazione;

c) cilindri entrambi mobili ed equilibrati da molle di pressione sui due cilindri.

I vantaggi che presenta sugli altri tipi sono i seguenti:

1° Essendo ridotte al minimo le vibrazioni e soppresse tutte le parti slittanti si può lanciare l'apparecchio a grande velocità e quindi a parità di diametro si può ottenere un rendimento molto più forte.

2° Il consumo di forza, a parità di rendimento, è ridotto di più del 20 % perchè spariscono gli attriti delle parti slittanti.

3° La metà del peso dei pezzi in moto concorre alla macinazione.

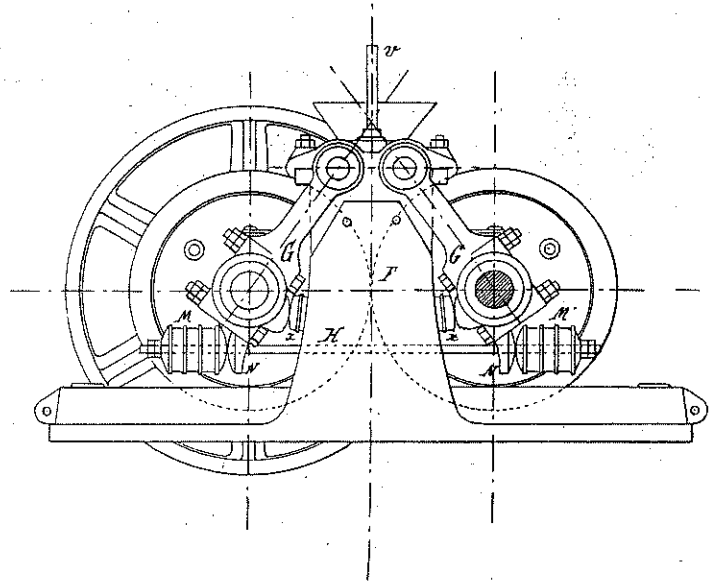


Fig. 48 *a*.

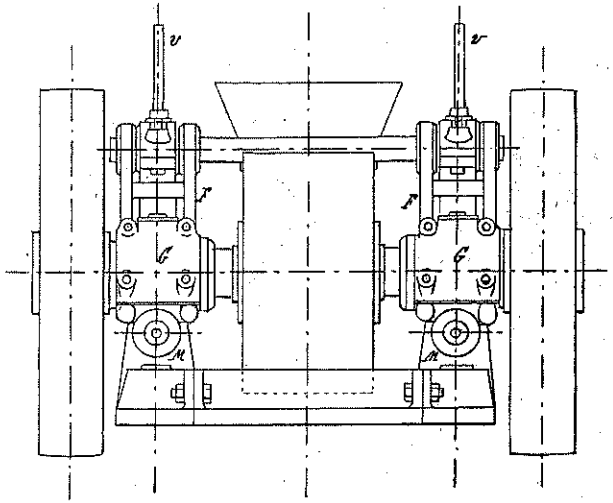


Fig. 48 *b*.

4° L'usura dei pezzi è ridotta a quella solita ed inevitabile degli anelli di ghisa o d'acciaio, diventando insignificante quella dei cuscinetti (data la lunghezza dei collari che è di circa due volte e mezzo il diametro dell'albero), purchè sia curata l'oliatura.

5° La sicurezza della macchina è assoluta, dato che se un corpo duro arriva fra i cilindri si spezzano tutt'al più i due tiranti che serrano le molle (rapidamente ricambiabili) ed ogni altro danno è scongiurato. Il numero dei giri dei cilindri può quindi essere spinto a limiti anche maggiori dell'ordinario senza preoccupazione alcuna.

6° La costruzione stessa dell'apparecchio assicura un perfetto parallelismo fra i cilindri, circostanza questa assai importante per la macinazione fina.

Si crede interessante il dar qui un paragone dei risultati di macinazione fra una cilindraia senza ingranaggi del tipo usuale ed una del tipo a cilindri oscillanti, fatto in condizioni del tutto identiche.

I cilindri delle due macchine avevano le stesse dimensioni (650×350 mm.): — funzionavano ad eguale velocità (72 giri al minuto): — erano alimentate entrambe con grani misti calaminari compressi fra 6 e 18 mm.; — l'alimentazione per entrambe era regolata in modo da ottenere nei due casi T . 2 ½ all'ora di prodotto essendo la macinazione regolata a meno di 5 mm. mediante vaglio di controllo e rimacinazione dei grani maggiori di 5 mm.

La forza richiesta poteva essere misurata con sufficiente approssimazione essendo i due apparecchi messi in azione da un motore elettrico.

I risultati ottenuti nei due casi sono riuniti nella seguente tabella:

Cilindraia usuale Forza ordinaria 6 HP	Stacciatura		Macina a cilindri oscillanti Forza richiesta 4,5 HP
6,18	mm.	4÷5	5,14
14,25	»	3÷4	25,33
14,72	»	2÷3	16,08
12,58	»	1½÷2	12,15
11,88	»	1÷1½	10,75
13,78	»	½÷1	9,25
6,18	»	¼÷½	6,82
20,43		< ¼	14,58
100,00			100,00

Ecco anche un esempio di macinazione su grani misti (calcare e calamina) provenienti dai crivelli, effettuata colla macina a cilindri sospesi di 650×350 alla velocità di 110 giri al minuto e con molle non eccessivamente serrate.

Pei grani alimentati di diametro fra 3 a 6 mm. e con alimentazione regolata in ragione di circa 8 tonnellate all'ora, il consumo d'energia saliva a 7 ½ HP. Circa il 50 % del prodotto macinato era composto di grani < 2 mm. e solo il 9 % era allo stato di farina a particelle di diametro < ¼ di mm.

Per grani alimentati di diametro fra 6 e 18 mm. alla velocità di 110 giri e con alimentazione regolata in ragione di 7 tonnellate all'ora la forza richiesta era di cav. 6 ½. Alla velocità di 140 giri si arrivava ad alimentare in ragione di tonn. 8 ½ all'ora con un consumo di forza di cav. 8.

In tutti e due i casi oltre il 45 % del prodotto suaccennato era composto di grani < 3 mm. e solo l'11 % allo stato di particelle fini < ¼ di mm.

Si dànno pure due esempi di macinazione di grani quarzosi eseguiti con molle serrate ed alla velocità di 110 giri al minuto.

Per grani alimentati di 6 a 18 mm. di diametro, con alimentazione regolata a tonn. 3,5 all'ora, la forza richiesta era di cavalli 4 ½. Circa il 70 % era composto di grani > 2 mm.

Per grani alimentati da 3 a 6 mm. di diametro con alimentazione regolata a 2 ½ tonn. all'ora e con molle molto serrate, la forza richiesta era di 4 cav.

Il 93 % del prodotto macinato era a grani < 2 mm.

La macina a cilindri sospesi ha subìto poi alcune modificazioni che l'hanno resa più semplice e comoda.

Un altro vantaggio che presenta questa macchina è quello di avere entrambi i cilindri mobili il che riduce al minimo le vibrazioni e gli urti che sono inevitabili specialmente quando si devono alimentare i cilindri con grani non molto piccoli.

Consideriamo infatti due cilindraie di pari massa, di eguale diametro, d'eguale scartamento fra i cilindri, d'eguale velocità ed alimentate cogli stessi grani. Una di esse abbia uno solo dei cilindri mobili e l'altra invece li abbia mobili entrambi.

Lo stesso spostamento prodotto dal passaggio dei grani si effettuerà tutto da una parte nella prima cilindraia, mentre nella seconda avrà luogo metà da una parte e metà dall'altra. Il cilindro mobile del primo apparecchio percorrerà quindi uno spazio doppio di quello percorso nello stesso tempo da ognuno dei cilindri del secondo. La forza viva quindi che nel primo caso si trasforma in deformazione delle molle dell'unico cilindro mobile sarà $m\,v^2$; mentre nel secondo caso sarà per ognuno dei cilindri mobili $m\left(\frac{v}{2}\right)^2$ ossia $\frac{m\,v^2}{4}$ e gli urti e le vibrazioni saranno necessariamente ridotti al minimo possibile.

Dettagli di costruzione delle cilindraie. — Le parti principali di cui si compone una cilindraia sono: il banco, i supporti, gli alberi, i cilindri e le molle, oltre gli organi di trasmissione del movimento ed alcuni accessori quali la *tramoggia di carico*, le *fiancate* che chiudono lateralmente il vuoto lasciato fra i cilindri ed i *raschietti* che servono a staccare dalla superficie esterna dei cilindri le parti fine che vi aderiscono e che lasciate stare formerebbero delle vere croste compatte.

Il *banco* è ordinariamente tutto d'un pezzo ed assai robusto e massiccio per ammortire colla sua massa le vibrazioni dell'apparecchio. È munito di sei od otto fori per il passaggio dei bolloni che servono a fissarlo alla fondazione in muratura od alle travature e che hanno un diametro variabile dai 25 ai 35 mm. a seconda delle forza della macchina.

Per le cilindraie di piccolo diametro, o talora per agevolare il trasporto, il banco si compone di due pezzi longitudinali ciascuno dei quali porta due supporti e che sono collegati alle due estremità da grossi tiranti che li serrano fra loro e li mantengono alla distanza voluta.

I *supporti* del cilindro fisso sono in generale fusi col banco, ma in alcuni modelli sono a questo fissati con bolloni. Il primo sistema è preferibile sotto ogni rapporto.

I *supporti* del cilindro mobile possono essere in due pezzi (supporto e cappelletto) ovvero in un solo pezzo massiccio e senza bolloni. Nel primo caso i bolloni d'unione devono essere muniti di dado e controdado per evitare che si allentino per le continue vibrazioni.

I *cuscinetti* entro i quali girano gli alberi possono essere in un solo pezzo della forma di un tubo (fig. 45), od in due pezzi che combaciano secondo un piano verticale, ovvero in due pezzi combacianti secondo un piano inclinato di 45° a 50° onde lo sforzo si eserciti secondo la risultante del peso dei cilindri e della pressione esercitata per effettuare la macinazione.

Qualunque sia la loro costruzione devono essere facilmente ricambiabili.

La materia di cui sono formati è il bronzo (da preferirsi il bronzo fosforoso) ovvero il metallo bianco di buona qualità e capace di resistere a forti pressioni.

La lunghezza o portata dei cuscinetti, a seconda delle dimensioni e della forza della macchina, varia tra una volta e mezza e due volte e mezza il diametro dell'albero, il quale può a sua volta variare fra i 100 ed i 150 mm.

È bene il ricordare che se una estesa superficie di contatto fra albero e cuscinetto non diminuisce lo sforzo d'attrito diminuisce tuttavia sensibilmente il consumo delle parti a contatto ed è quindi favorevole alla buona manutenzione della macchina.

Ciò che contribuisce a logorare i cuscinetti e anche un po' gli alberi è il pulviscolo o la fanghiglia tenuissima che riesce a penetrare talora nei cuscinetti stessi. È bene perciò di ovviare a tale inconveniente munendo la parte interna dei supporti di apposite scatole o boccole di difesa dalle quali si scorge un esempio in *g g* nella fig. 45 *c* della cilindraia tipo Maldano. Il vuoto lasciato intorno all'albero che le attraversa è accuratamente riempito con una buona treccia di cotone ingrassata.

Gli *alberi* devono essere di buon acciaio e torniti colla massima cura. Il diametro loro, che nei collari può variare, come si disse, fra 100 e 150 mm., viene un po' aumentato nel tratto che porta i cilindri e varia fra 120 e 160 mm. Nelle più grosse cilindraie si oltrepassano anche queste dimensioni. Si evitano i possibili spostamenti laterali degli alberi con collari d'arresto formati colla tornitura sugli alberi stessi o fissati a questi con viti di pressione.

I *cilindri*, del cui diametro si è già parlato sufficientemente nella prima parte di questo capitolo, si compongono ognuno di due parti: un pezzo fisso o *mozzo* di ghisa che può essere in uno o due pezzi ed un *anello* o *camicia* ricambiabile di metallo più duro, che forma la superficie macinante. Ai cilindri si dà una larghezza che può oscillare fra i 200 ed i 350 mm., non oltrepassando questo limite che in casi rarissimi, poichè per larghezze maggiori diventerebbe difficilissimo l'alimentarli uniformemente su tutta la larghezza.

Un *mozzo* in un pezzo solo è rappresentato nelle figg. 49 *a* e 49 *b*. Solidamente calettato sull'albero, esso ha la superficie esterna tornita a tronco di cono con una inclinazione delle generatrici che può essere del 6 all'8 %. La *camicia C* ha la parte interna tornita con eguale conicità e con diametro tale che essa non possa completamente adattarsi sulla superficie esterna del mozzo che serrando fortemente i bolloni che attraversano il mozzo in appositi fori o scanalature *S*. Questi bolloni *b* hanno la testa foggiata a robusto dente che appoggia sulla faccia laterale dell'anello dalla parte del diametro minore del cono; serrando i dadi *d* si obbligano le due superfici coniche a scorrere una sull'altra.

L'aderenza fra le due vaste superfici a contatto impedisce in generale all'anello di girare sulla superficie del mozzo; ma talora per un allentarsi accidentale dei bolloni questo fatto avviene ed allora il logorio è rapido e compromettente; tal'altra invece (specialmente quando si macina coll'acqua, e quando gli anelli non devono essere ricambiati che a lunghi intervalli) si ha una tale aderenza fra le due superfici coniche che riesce malagevole il disgiungerle per cambiare l'anello, anche scaldando la parte esterna per provocare una ineguale dilatazione.

Onde evitare questi inconvenienti si adottarono dei mozzi formati di due pezzi, uno fisso sull'albero e l'altro mobile sul primo.

Il tipo di mozzo ora più diffuso e che meglio risponde a tutte le esigenze del lavoro, ossia grande aderenza coll'anello esterno, sicurezza contro qualunque spostamento laterale dell'anello stesso e facilità di ricambio, è quello che si vede chiaramente nelle figg. 45 *a* e 45 *b*.

Tanto la parte fissa del mozzo *H H* quanto il disco mobile *i i* hanno le superfici periferiche esterne tornite conicamente in senso inverso con una inclinazione delle generatrici che può variare dal 7 al 9 % e che si adattano esattamente alle superfici coniche corrispondenti della parte

interna dell'anello *C*. Fra i due piani interni di combaciamento del pezzo fisso e del pezzo mobile del mozzo si lascia uno spazio libero *e* in modo che serrando i bolloni *b* di collegamento delle due parti si ottiene l'aderenza necessaria a tener fissa la camicia sul mozzo.

Qualunque sia il tipo di mozzo adottato è indispensabile che esso sia reso ben solidale coll'albero. Ottima è la calettatura con due lunghe chiavette disposte secondo due piani normali fra loro, come è indicato per esempio nella fig. 45 *c*. Se si dà alle due chiavette una leggera rastremazione e se ne forma l'entrata una da una parte e l'altra dall'altra del mozzo si è quasi garantiti contro qualsiasi spostamento laterale del mozzo stesso.

Gli anelli o camicie possono essere di ghisa dura, d'acciaio fuso o meglio d'acciaio speciale al manganese o al cromo.

Per materiali non molto duri l'acciaio fuso fa buon servizio e così pure le camicie di ghisa dura, che hanno però lo svantaggio di essere di difficile tornitura, di consumarsi spesso inegualmente formando solchi profondi ed inoltre, se la ghisa non è di ottima qualità, scagliano facilmente verso i bordi laterali.

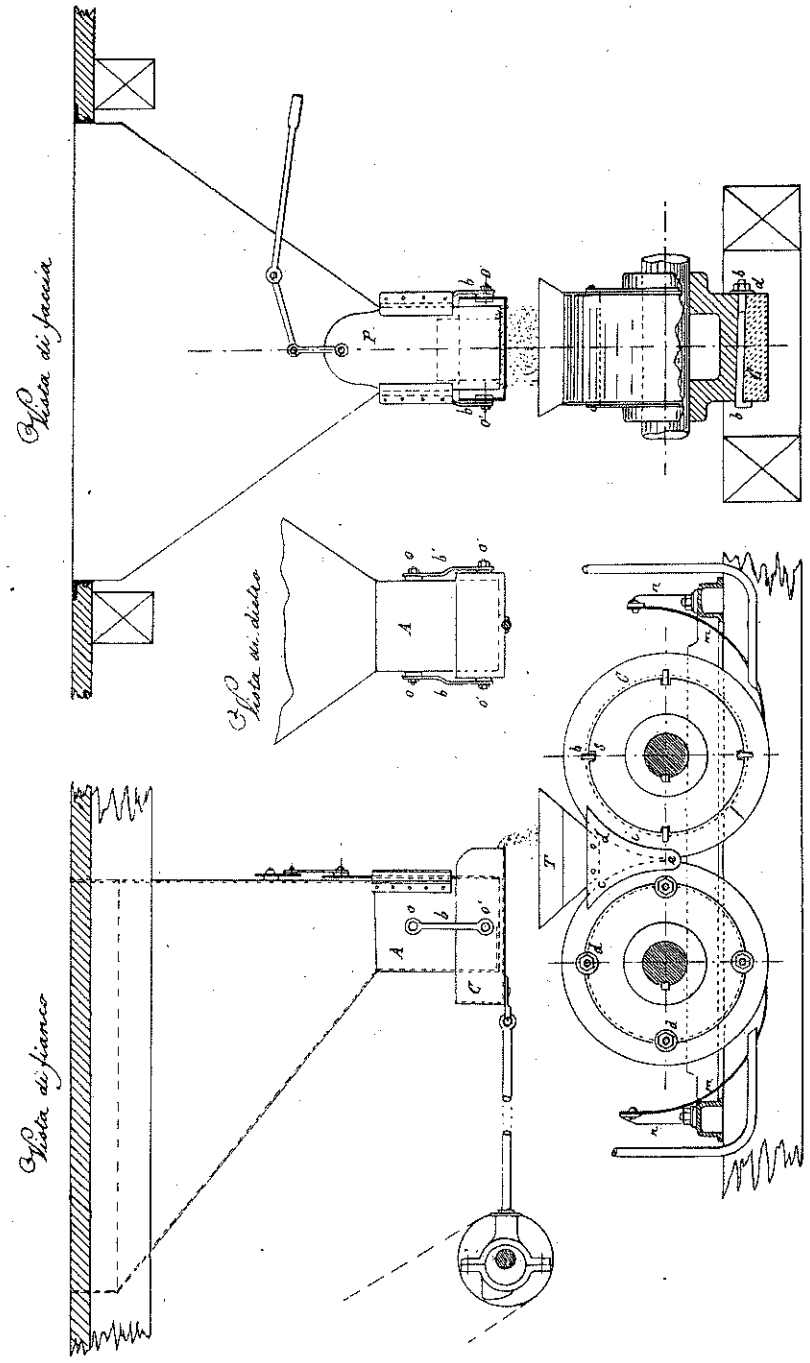
Attualmente il metallo più usato per gli anelli delle cilindrate è l'acciaio al manganese e, nel caso di macinazione di minerali di considerevole durezza, l'acciaio al cromo.

Lo spessore medio che si dà agli anelli dei cilindri è compreso in generale fra i 50 ed i 100 mm. Il loro consumo varia assai e dipende prima di tutto dalla bontà del materiale di cui sono formati e dalla durezza e tenacità dei grani alimentati. Per minerali molto teneri e friabili (es. galena e calcare tenero) si sta talora al disotto di 10 grammi per tonnellata macinata; si va dai 10 ai 70 grammi per minerali di durezza media; si oltrepassano spesso i 100 gr. per minerali quarzosi e si arriva talora ad un consumo di oltre 200 grammi per certi minerali misti durissimi e ad elementi angolosi e taglienti.

Il consumo degli anelli o camicie, a parità di qualità o di durezza del materiale da macinare, dipende in gran parte dalla cura che si ha nel fare arrivare i grani fra i cilindri in modo più uniforme che sia possibile, in tutta la loro larghezza.

Una buona e regolare alimentazione fa risparmiare nella manutenzione, nella forza motrice e nel rendimento della macchina; poichè è evidente che le interruzioni nell'alimentazione equivalgono a perdite di tempo e d'energia, e gli arrivi subitanei di una troppo grande quantità di minerale fra i cilindri si traducono in tanti sforzi anormali inutili, in una macinazione difettosa e talora in ingorghi che obbligano a fermare l'apparecchio.

Un tipo d'alimentatore semplicissimo, molto adatto per cilindri e facile costruirsi dovunque è quello disegnato in scala di 1:25 nelle figure 49 *a*,



Figg. 49 *a*, 49 *b*, 49 *c*.

49 *b* e 49 *c*. Esso è molto usato in Sardegna e si può adattare al basso di qualunque tramoggia, la quale termina così con un tratto *A* verticale a sezione rettangolare o quadrata e col fondo chiuso solo in parte. Un tiretto *C* sospeso mediante i due bracci *b b'* uniti a snodo alla tramoggia ed al tiretto, può oscillare intorno ai perni *o o'* ed assume un movimento di va e vieni mediante il tirante *D* comandato da un eccentrico o da una manovella. Nella facciata anteriore della parte *A* si ha un'apertura la cui altezza è regolabile a volontà mediante una portina *P* scorrevole in due coulisses laterali e che si può maneggiare e fissare all'altezza voluta mediante una vite o mediante una leva a snodo come è indicato nella fig. 49.

Variando l'altezza libera dell'apertura anteriore, la corsa dell'eccentrico (fra 20 e 50 mm.) ed il numero d'oscillazioni del tiretto (fra 80 e 120 al minuto) si può ottenere che una lama quasi continua di materiale cada fra i cilindri per mezzo della piccola tramoggia *T* che è fissata al banco mediante sostegni di forma variabile, in modo da essere facilmente smontabile.

Le aperture *c d e* di forma triangolare mistilinea che resterebbero fra i due orli circolari dei cilindri e lo spigolo inferiore della tramoggia *T* da una parte e dall'altra dei due cilindri, vengono chiuse mediante due appendici *i* in lamiera dette *fiancate*, che si possono fissare con piccoli bolloni alla tramoggia stessa o altrimenti, onde impedire ai grani di sfuggire lateralmente alla macinazione.

Se si tratta di macinazione grossolana è spesso conveniente di tenere tali fiancate un po' distaccate dalle due faccie piane laterali dei cilindri, perchè se fossero a contatto i grossi grani non potrebbero essere presi fra i cilindri che ad una distanza eguale a circa la metà del loro diametro dall'orlo dei cilindri stessi e si finirebbe per avere alle due estremità degli anelli delle flangie o bordi sporgenti che non si possono togliere che colla tornitura. Se invece si tratta di triturare dei grani piccoli per ridurli a sabbia allora è indispensabile che le fiancate siano accuratamente serrate contro i piani laterali dei due cilindri, ricambiandole spesso perchè rapidamente si logorano.

Quando si devono triturare delle sostanze che dànno molto fino vi è una tendenza a che queste particelle tenuissime aderiscano alle superfici dei cilindri, vi si impastino e poi si stacchino allo stato di vere croste indurite. È perciò molto indicato l'uso dei così detti *raschietti* di lamiera i cui orli sfregano contro i cilindri, preferibilmente nella parte bassa dei medesimi. Una disposizione semplice e comoda di tali appendici è indicata nella fig. 49 *a*. Un pezzo di ferro *n* piatto (50×10) mediante opportuna ripiegatura è fissato al banco e porta un pezzo di lamiera (di 4 mm. di spessore) ripiegato in curva in modo che il suo orlo inferiore è premuto contro la superficie del cilindro. Un po' più in alto del contatto vi è nella lamiera una larga feritoia nella quale penetra un tubetto di 20 mm. di

diametro interno che porta un getto d'acqua il quale urtando contro la superficie del cilindro spande l'acqua lateralmente asportando le particelle che il raschietto ha staccato per sfregamento. La superficie dei cilindri si mantiene così tersa e bagnata.

Si è visto che per mantenere serrati fra loro i cilindri è necessario l'uso di molle alle quali si dà la compressione voluta onde la loro azione non si esplichi che quando lo sforzo che si esercita fra i cilindri è superiore alla resistenza che oppongono i grani allo schiacciamento, resistenza che in generale non oltrepassa i 2500 kg., mentre la pressione delle molle può arrivare anche al decuplo ove si serrino i bolloni di pressione.

Come si è detto, tali molle possono essere di caoutchouc o d'acciaio a spirale, specialmente indicate queste ultime per cilindraie molto potenti.

Le molle di caoutchouc, perchè abbiano la flessibilità necessaria si fanno multiple, ossia con più dischi elastici sovrapposti e separati da piastrelle di ferro onde gli anelli di gomma non si saldino fra loro. Le piastre metalliche devono avere un diametro un po' maggiore dei dischi di caoutchouc ed il foro centrale di questi per l'attraversamento dell'asta di spinta deve essere un po' maggiore del diametro dell'asta stessa. È bene poi che tutto l'insieme sia chiuso e protetto da un involucro di lamiera.

Le molle a spirale sono per lo più d'acciaio tondo di ottima qualità e ordinariamente si riuniscono in batterie di tre per ottenere la necessaria forza di compressione e vengono simultaneamente serrate tra due grosse piastre di ghisa con bolloni speciali. Una di tali batterie quando la sua lunghezza normale allo stato di riposo venga ridotta serrando i bolloni di circa 10 mm. esercita subito sul cilindro compressione dai 2000 ai 4000 chilogrammi a seconda delle dimensioni dell'acciaio e del diametro delle molle. Serrando i bolloni la pressione esercitata sul cilindro da ogni batteria cresce quasi proporzionalmente alla riduzione di lunghezza.

I cilindri, quando si tritura il materiale a secco o quando si fanno funzionare a velocità molto grande, specialmente per la macinazione fina, si chiudono entro involucri di lamiera per evitare, come già si disse, la polvere o le proiezioni di fanghiglia.

Capacità delle cilindraie e forza richiesta. — La capacità o potenzialità di una cilindraia è la quantità di materiale che essa può triturare riducendo i grani da una dimensione data ad un'altra minore. Essa si precisa indicando quante tonnellate all'ora vengono triturate: specificando inoltre la grossezza dei grani alimentati ed il grado di riduzione che si vuole ottenere.

La potenzialità di una cilindraia sarà data in altre parole dal quantitativo in tonnellate di materiale triturato che può passare a traverso un vaglio i cui fori abbiano la dimensione massima che si vuol tollerare nei grani.

Si supponga, per dare un esempio, che una cilindraia colle molle

convenientemente serrate possa passare 4 tonnellate all'ora di grani a diametro medio compreso fra 25 e 40 mm. dando:

88 % di grani che possono passare a traverso un vaglio a fori di 18 mm.;

e soli:

50 % di grani che possono passare a traverso un vaglio a fori di 5 mm.

si dirà che quella cilindraia ha una potenzialità di tonn. 3,5 all'ora per macinare a meno di 18 mm. i grani compresi fra 25 e 40 mm., ed una potenzialità di 2 tonnellate all'ora per macinarli a meno di 5 mm.

La capacità di una cilindrata dipende quindi evidentemente dalla riduzione che si vuole ottenere e per una data riduzione dalla larghezza dei cilindri e dalla velocità periferica di essi: notando tuttavia che per la prima non conviene oltrepassare i 350 mm. perchè altrimenti è difficile che l'alimentazione sia uniforme e per la seconda non bisogna oltrepassare un certo limite (che per un dato materiale solo la pratica corrente può caso per caso indicare) oltre il quale il logorarsi della camicia diventa eccessivo.

Così per esempio in una laveria d'America fu constatato che una cilindraia la quale triturava un minerale composto di pirite con galena e blenda, a ganga di quarzo e porfido, quando funzionava con velocità periferica di 195 metri al minuto primo presentava un'usura eccessiva delle camicie. Ridotta la velocità a 175 m. diede un'usura praticamente tollerabile.

Il consumo di energia dipende dalla costruzione della macchina, dalla quantità trattata, dalla grossezza dei grani alimentati e dalla riduzione richiesta.

Per dare un'idea della capacità di una cilindraia si può supporre che si faccia arrivare fra i cilindri in moto una pasta che ne esca sotto la forma di un lungo nastro. Il volume del nastro svolgendosi in un minuto primo sarà dato da $V \times L \times s$, se V è la velocità periferica dei cilindrici al minuto, L la larghezza ed s lo spazio fra i cilindri; ed il suo peso si avrà moltiplicando il volume per la densità della materia costituente la pasta.

Nel caso della macinazione pratica però si fa arrivare all'apparecchio non un materiale plastico, ma una corrente di grani, per la quale il volume del materiale macinato non pesa che poco più del 50 % del peso che avrebbe avuto se fosse stato compatto. Ne consegue che il massimo che si possa ottenere in pratica è il 50 % del nastro solido teorico che si avrebbe da un materiale plastico di eguale densità; mentre l'impossibilità di ottenere un arrivo uniforme e costante di grani fra i cilindri tenderà ad abbassare il rendimento totale che si vuole da molti ritenere di circa il 20 %.

Applicando tuttavia questa percentuale si ottengono per lo più ca-

pacità superiori a quelle ammesse nella pratica del lavoro corrente, e si ritiene quindi prudente consiglio il ridurre questo coefficiente al 10 o 12 % al massimo.

Consideriamo ad esempio una macina a cilindri di 500 mm. di diametro e di 350 mm. di larghezza che con velocità periferica di 107 m. al minuto (82 giri) deve ridurre grani di 30 mm. a grani di 8 mm. Il nastro ipotetico (per le dimensioni espresse in decimetri) darebbe un volume all'ora di:

$$60 \times 3{,}5 \times 0{,}08 \times 1287 = \text{dm}^3\ 24{,}450$$

pari a tonn. 73,350 per una densità del minerale eguale a 3.

Adottando il coefficiente del 10 % di rendimento, la capacità della cilindraia può ritenersi di tonn. 7,3 all'ora.

Per una riduzione da 20 a 5 mm., lo stesso calcolo dà una capacità di tonn. 5,3 circa e di tonn. 2,1 per una riduzione da 8 a 2 mm.

Contando per il primo caso un consumo pratico di forza di circa HP 1,3 per tonn., di HP 1,5 per il secondo caso e di HP 2 ½ per il terzo: si ha che la prima cilindraia richiederà circa 11 HP cavalli, la seconda circa 8 e la terza 5, e non si sarà lontani dal vero.

È bene ricordare che fu dimostrato il così detto angolo mordente ω, che corrisponde alla metà dell'angolo formato dalle due tangenti condotte nei punti di contatto del grano (supposto sferico) alla periferia dei due cilindri, esso dipende dal diametro dei cilindri, dalla loro distanza e dal diametro dei grani che devono essere triturati e cresce col crescere dei due primi e diminuisce col diminuire della grossezza dei grani. Ora nella tecnica moderna si preferisce di dare il nome di angolo mordente di una cilindrata all'angolo $2\,\omega$ formato dalle due tangenti anzidette e si consiglia di non adottarlo maggiore di 32°.

Diamo qui il diametro massimo dei grani che possono essere inviati alle cilindraie:

Diametro	dei	cilindri	450	mm.	massimo	diametro	dei	grani	18
»	»	»	600	»	»	»	»	»	24
»	»	»	650	»	»	»	»	»	26
»	»	»	750	»	»	»	»	»	30
»	»	»	900	»	»	»	»	»	40

Naturalmente nel dare la capacità di una cilindraia (come fu indicato precedentemente) è stato implicitamente considerato il caso in cui il prodotto, tale quale esce dallo spazio compreso fra i cilindri va all'ulteriore trattamento senza altra limitazione di riduzione.

Ora conviene anche considerare il caso in cui il prodotto della macinazione sia controllato da un vaglio che limita la macinazione non la-

sciando andare all'ulteriore trattamento che il prodotto a grani inferiore alla perforazione del vaglio (ossia ciò che con parola espressiva inglese è detto *undersize*), mentre il rifiuto del vaglio a grani maggiori dei fori di quello (l'*oversize* degli americani) è riportato da un elevatore alla cilindraia in unione al materiale iniziale [1].

Nel primo caso si dice che la macinazione avviene a ciclo aperto; nel secondo caso la cilindraia lavora a ciclo chiuso; e ciò che si è detto per la cilindraia vale anche per gli altri apparecchi di macinazione, Ball-mills, Tube-mills, ecc.

Considerando il caso di una cilindraia che lavora a ciclo chiuso, si ha un insieme di grani di diametro medio iniziale d, da ridurre a grani di diametro massimo d' controllato da un vaglio. Se questo dà un rifiuto od oversize del 20 %, si dice che la riduzione r ottenuta è stata dell'80 % e il di più (il 20 %) torna alla cilindraia.

Sia P la quantità inizialmente alimentata nell'unità di tempo t in un primo passaggio. Dopo un altro tempo t si sarà trattata una quantità:

$$P_1 = P + (1 - r)\ P$$

ossia la quantità alimentata inizialmente più l'*oversize* tornato alla macinazione. La quantità P_1 sarà a sua volta ridotta nelle stesse proporzioni e dopo un tempo $2\,t$ l'*oversize* corrispondente sarà tornato alla cilindraia, che riceverà allora:

$$P_2 = P + (1 - r)\ P + (1 - r)^2\ P.$$

Ed alla fine del tempo $n\,t$ si avrà:

$$Pn = P + (1 - r)\,P + (1 - r)^2\,P \ldots\ldots (1 - r)^{n-1}\,P.$$

Progressione geometrica decrescente la cui ragione è $(1 - r) < 1$.

La serie è convergente e la somma dei termini è al limite $Pn = \dfrac{P}{r}$.

La quantità che riceverà la macina sarà tanto maggiore quanto più diminuisce il rendimento r; essa dovrà quindi essere prevista per una

---

[1] Siccome occorrerà di servirci di questi termini che non si possono tradurre che con delle circonlocuzioni, così è bene precisarne il significato generale:

OVERSIZE. — Insieme composto di elementi di dimensione maggiore di quella fissata dai fori di un vaglio, o dalla corrente ascensionale di un idrovaglio o dalla corrente qualunque essa sia di un bacino o cassa. Quindi è oversize il rifiuto di un vaglio; il materiale che esce dal bocchino di un idrovaglio o da quello di una cassa o cono di deposito, ecc.

UNDERSIZE. — Materiale che ha attraversato un dato vaglio o che, vinto da una corrente orizzontale o da entrambe, va ad altro apparecchio o va via da uno sfioratore.

capacità molto maggiore della quantità del prodotto iniziale da triturare e naturalmente bisognerà che sia regolata in modo che in un primo passaggio dei grani d il rendimento sia molto alto, senza di che al limite sarebbe esclusa la possibilità di marciare a ciclo chiuso.

Il miglior rapporto di riduzione non deve essere superiore al 4 a uno. Ove occorra una riduzione maggiore bisognerà provvedere, come già fu detto, ad una macinazione progressiva.

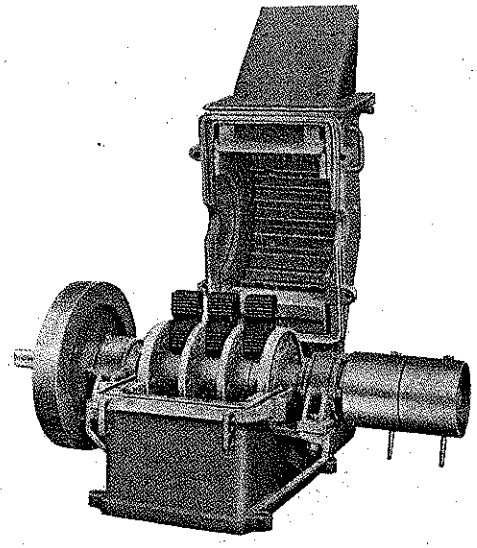


Fig. 50 *a*.

Mulini a martelli. — I mulini a martelli non sono molto in uso nella preparazione meccanica propriamente detta; ma possono talora — in casi speciali — trovarvi utile impiego.

Il loro funzionamento è basato sull'effetto d'urto di masse rotanti ad elevata velocità. Il loro rendimento dipende dal completo sfruttamento dell'energia dell'urto conseguito da una miglior forma prescelta per la camera di frantumazione e della corazzatura. Il tipo di molino (riprodotto da un catalogo della Ditta Loro & Parisini) è rappresentato aperto dalla fig. 50 *a* ed in sezione schematica nella fig. 50 *b*. La sua corazzatura interna occupa quasi tutta la parte superiore della camera di macinazione; è in tre pezzi, convenientemente dentata ed è fatta d'acciaio ad alto tenore di manganese.

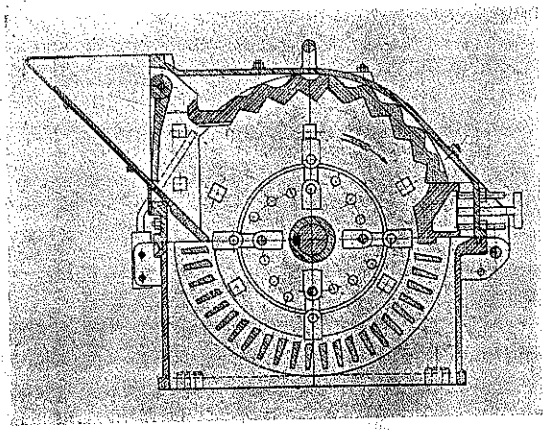


Fig. 50 *b*.

La bocca di carico è protetta da una griglia speciale di barrotti d'acciaio che evitano qualunque proiezione di frantumi all'esterno.

La carcassa d'acciaio in due pezzi è facilmente scomponibile per rendere

agevoli visite e ricambi. Pure in acciaio è il tamburo per martelli. L'albero è d'acciaio al cromo e nichelio e gira entro supporti con cuscinetti a rulli tali da consentire senza rischi velocità di 2500 giri al 1′ e più.

La griglia inferiore che fissa il grado di frantumazione è pure d'acciaio al manganese.

I martelli d'acciaio al cromo e pesantissimi sono rivoltabili e capovolgibili nonchè regolabili.

L'ultimo elemento della corazzatura è mobile con comando esterno in modo da rendere possibile il regolare la sua distanza dai martelli.

Sono costruiti in 5 tipi o grandezze, aventi capacità che vanno dai 1500 kg. ai 20.000 kg. all'ora con energia assorbita dai 4 ai 50 cav.

Pestelli. — Consistono in una serie di aste *a* (fig. 51) che sono sollevate successivamente od in un ordine prestabilito dalle palmole *B* di cui è munito un albero longitudinale, per essere poi abbandonate a libera caduta in modo che battendo sulla materia sottostante contenuta in una cassa *M* detta *mortaio* ne producono l'infrangimento in virtù del proprio peso e di quello della testa.

L'asta *a* è scorrevole fra le guide *G G* fissate alle due traverse del telaio e porta inferiormente un blocco cilindrico o *testa* con zoccolo *d* che è ricambiabile, come pure lo è il *dado* o *incudine* e che è posto sul fondo del mortaio, il quale riceve il minerale dall'apertura *g* mediante il distributore automatico *D* il cui funzionamento è comandato dall'asta del pestello per mezzo di un dente che ad ogni colpo urta contro la leva *i*. Il distributore è a sua volta alimentato dalla tramoggia o cassa di deposito *C*.

Insieme al minerale si fa arrivare nel mortaio dell'acqua la quale trascinando con sè il materiale triturato va schizzando per gli urti del pestello sull'incudine traversando i fori di una lamiera forata o di una tela metallica tesa su di un telaio *h* che occupa una parte della parete anteriore del mortaio opposta a quella da dove arriva il minerale.

Il *manicotto O* che è fisso sull'asta *a* e che fa da bocciuolo è fatto girare dalla palmola *B* che lo solleva e con esso gira l'asta e l'unito zoccolo *d* per il che è resa più uniforme l'usura di esso e del dado sottostante.

I pestelli possono lavorare anche a secco ma il caso è rarissimo ed allora la materia pestata è fatta uscire con la pala dalla cassa per una apertura esistente sul davanti e l'operaio getta tale materia su uno staccio vicino per separarne il grosso da ripassare all'apparecchio.

L'insieme di cinque aste che lavorano in uno stesso mortaio costituisce una *batteria* (fig. 52).

È indispensabile che la fondazione di una batteria di pestelli sia stabilita su solida base per evitare gli scuotimenti e le forti vibrazioni che potrebbero compromettere la solidità dell'insieme e generare perdite considerevoli d'energia.

Per farne l'impianto si apre quindi una trincea di lunghezza e larghezza pari a quella del mortaio aumentata di circa 60 cm. in tutti i sensi e se ne livella il fondo con uno strato di sabbia o di calcestruzzo.

Sul fondo così livellato si dispongono dei grossi travi longitudinali

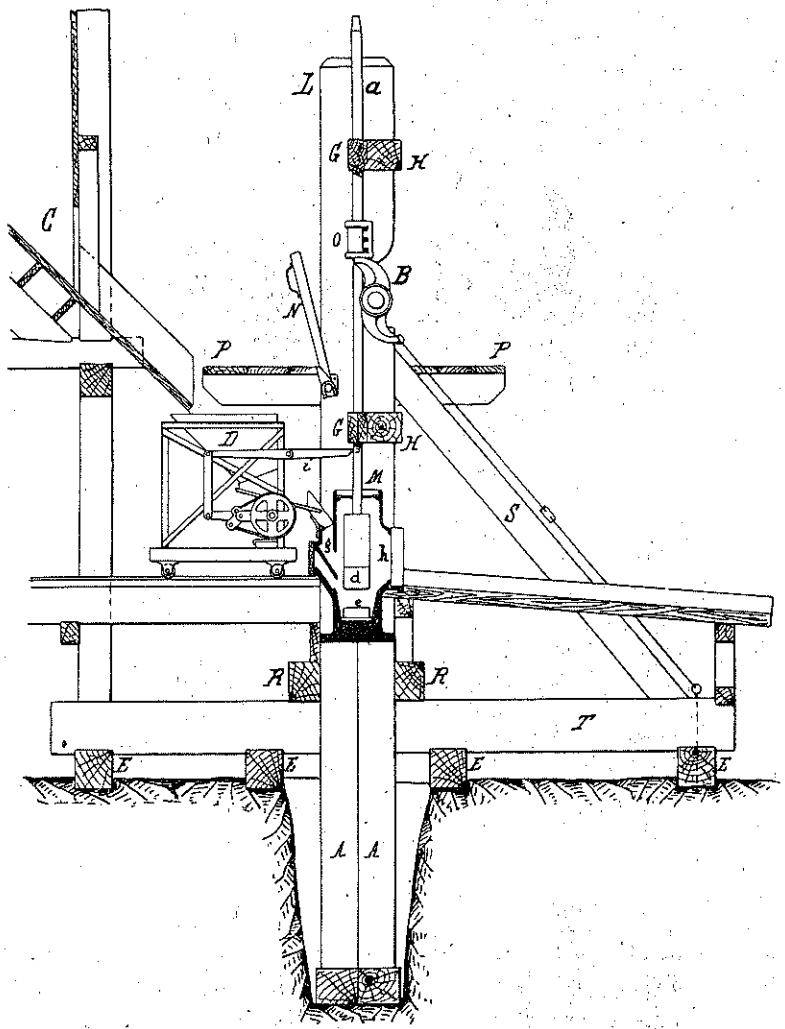


Fig. 51.

ovvero alcuni strati di tavole inchiodate solidamente fra loro e su questi si eleva la *base* o *blocco del mortaio* che consiste in un insieme di travi ritti *A A* di forte squadratura perfettamente squadrati e solidamente collegati fra loro con bolloni. L'altezza di questo blocco varia secondo la

profondità della trincea e secondo l'altezza alla quale si vuol mettere il mortaio sul suolo. La parte superiore del blocco che deve essere perfettamente piana, avrà le stesse dimensioni della base del mortaio.

In officine composte di parecchie batterie tutti i blocchi sono perfet-

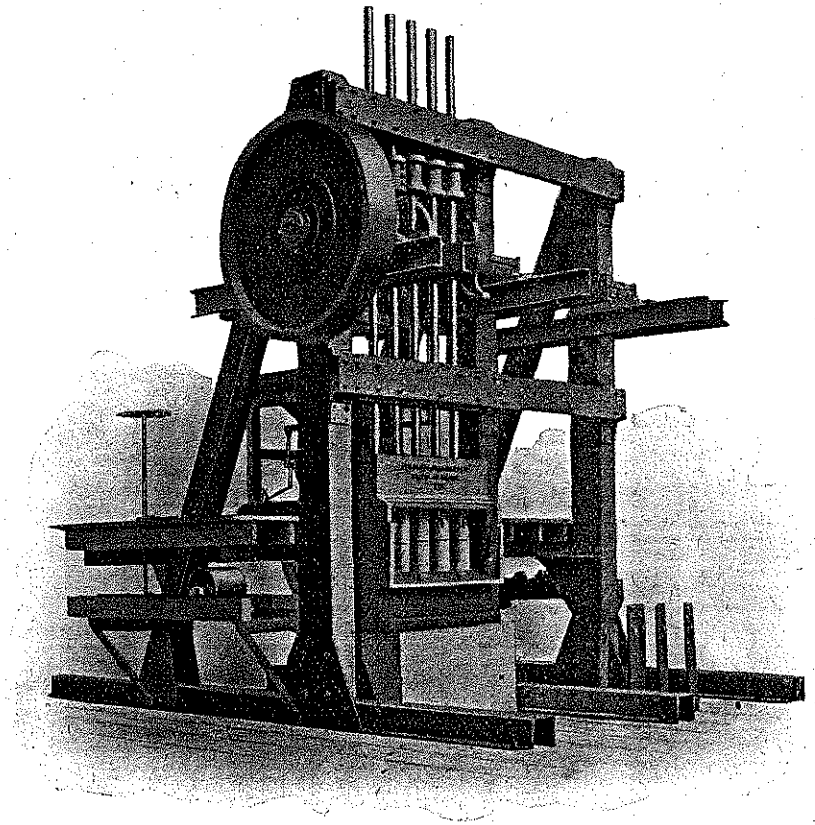


Fig. 52.

tamente allineati ed il vuoto rimanente nella trincea è riempito con pietrisco a strati di poca altezza ed accuratamente compresso.

Sulla superficie superiore del blocco si colloca quindi il mortaio interponendo fra la sua base ed il legno due o tre strati di grosso tessuto da coperte ben incatramato, ovvero uno spessore di circa 10 mm. di tessuto di tela a diversi strati con inserzione di caoutchouc il che vale ad attutire gli urti e le vibrazioni.

Il mortaio si fissa ai travi *A A* del blocco con sei od otto bolloni della lunghezza di circa un metro e del diametro di 35 a 40 mm.

In alcuni impianti moderni si sostituisce talora al blocco di travi un massiccio di calcestruzzo formato con una parte di cemento, due di sabbia e 5 di pietrisco. Il calcestruzzo è disposto a strati orizzontali e le dimensioni dei grani del pietrisco adoperato vanno gradatamente diminuendo. L'altezza totale raggiunge talora 2 metri.

In qualche grande impianto il mortaio è fatto appoggiare su un grosso blocco di ghisa di parecchie tonnellate annegato in un masso di calcestruzzo di cemento.

L'intelaiatura che serve a portare l'albero e le guide dei pestelli può essere di legno, di ghisa o di ferro e acciaio. Quando è di legno, come quella indicata nella fig. 50 essa comprende le longherine longitudinali di base *E*, le traverse *T*, i montanti *L*, i rinforzi *R*, i travi portaguide *H* e le saette *S*.

Le longherine longitudinali sono per lo più quattro ed hanno una squadratura non inferiore a 30×30; si estendono su tutta la lunghezza delle batterie e poggiano spesso su un piano di muratura. Due sono disposte lungo i due lati del blocco ed a poca distanza da esso; le altre variano di posizione a seconda della forma dell'intelaiatura stessa.

Le traverse *T* normali alle precedenti e solidamente incastrate e bollonate con esse, hanno una squadratura non inferiore a 30×40 cm., e portano ognuna uno dei montanti *L* la cui altezza varia dai 5 ai 6 metri e che hanno una squadratura complessiva di 30×60 ottenuta riunendo solidamente due travi di 30×30.

Al piede dei montanti e lateralmente al blocco si estendono sulle traverse *T* i due travi di rinforzo *R* di squadratura 25×25.

I montanti sono per lo più rinforzati da saette *S* che li collegano alle traverse *T* in senso inverso allo sforzo prodotto dalla cinghia di trasmissione: essi portano i supporti dell'albero motore e due tiranti *H H* ai quali si fissano le guide *G* dei pestelli. Questi due travi della squadratura di 35 cm. si estendono per la lunghezza di due o più batterie e sono disposti il superiore presso il sommo dei montanti e l'inferiore a circa 35 cm. dall'orlo dei mortai.

Fig. 53.

Ad una certa altezza dal suolo, tale che si possano lubrificare le guide ed i cuscinetti nonchè visitare le palmole e manicotti, i montanti portano la piattaforma *P* che si estende lungo tutte le batterie dell'opificio.

Alle intelaiature di legno ora tendono sempre più a sostituirsi quelle metalliche, meno ingombranti, più eleganti, più solide e meno soggette a dislocamenti ed a riparazioni.

Come un'altra macchina qualunque esse poggiano su di un massiccio

di calcestruzzo di cemento e vi si fissano con bolloni di fondazione opportunamente ripartiti.

Una di tali intelaiature è quella della batteria rappresentata nella fig. 52.

Come si disse ogni pestello o *freccia* si compone dell'asta, del manicotto, della testa e dello zoccolo.

L'asta (fig. 53) è di ferro tondo ed accuratamente tornito. È leggermente conica ai due estremi e simmetrica onde poter essere capovolta e servire due volte nel caso di rotture che sogliono avvenire quasi sempre in vicinanza della testa. Le aste hanno ordinariamente un diametro di 70 a 80 mm. ed una lunghezza di 4 a 4,50 m.

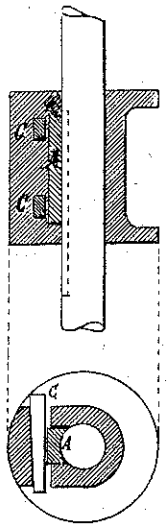


Fig. 54.

Il manicotto o bocciuolo, quale lo si vede indicato nella fig. 54 è di ghisa ed ha un foro centrale per il passaggio dell'asta che si fissa ad esso nel modo seguente.

Messo il manicotto all'altezza voluta si fanno penetrare nelle due aperture corrispondenti i due cunei *C* i quali serrano contro l'asta il pezzo di ferro *A* che è largo circa 50 mm. e che non può uscire dal manicotto perchè fu introdotto nella forma prima della fusione. Esso ha la superficie interna di eguale curvatura dell'asta e la parte esterna piana per ricevere bene la pressione dei cunei. Basta dare qualche colpo di martello ai cunei *C* perchè l'asta possa essere estratta e capovolta o cambiata.

La testa (fig. 55) è un cilindro di ghisa di circa 250 mm. di diametro su 400 a 500 di lunghezza, che alle due estremità presenta due fori conici centrali per ricevere l'asta del pestello e lo zoccolo.

Al fondo di ognuno dei fori il cilindro è attraversato da una apertura nella quale si può introdurre un cuneo d'acciaio e forzarlo onde poter estrarre l'asta o lo zoccolo quando siano consumati o rotti.

Lo zoccolo (fig. 56) di ghisa o d'acciaio è alto in totale da 250 a 300 mm. ed ha una base di circa 250 mm. La parte conica ha diametro ed altezza di circa 120 mm. e può penetrare nella corrispondente apertura della testa con un leggero giuoco di qualche millimetro.

Per mettere a posto lo zoccolo si fissano attorno alla parte conica dei pezzetti di legno legati con uno spago; si mette lo zoccolo sul dado del mortaio e poi si lascia cadere asta e testa di già unite sullo zoccolo dando qualche colpo di martello sull'asta per facilitare l'unione. Lo spessore di legno deve essere tale che il bordo superiore dello zoccolo sia un po' staccato dal bordo inferiore della testa.

Lo zoccolo batte sul dado o incudine che ha per lo più la forma indicata nella fig. 57 e che si adagia sul fondo del mortaio.

Le guide entro le quali scorrono le aste possono essere di legno o metalliche. Le più semplici sono formate da due tavoloni (da 75×300 a 200×450) uniti fra loro in modo che i fori di passaggio per le aste

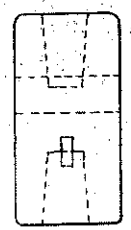


Fig. 55.

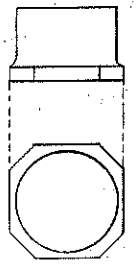


Fig. 56.

Fig. 57

siano metà nell'uno e metà nell'altro pezzo (fig. 58). Il tutto si fissa ai travi porta-guida con bolloni. Il legname preferito è quello di quercia.

Talora si usano guide formate da una incastellatura di ghisa che porta un cuscinetto di legno per ogni asta (fig. 59).

Talaltra ogni asta ha una guida metallica a forma di cuscinetto.

Le guide devono essere lubrificate o con grasso o con miscugli di sego e catrame.

I cuscinetti bollonati ai montanti portano l'albero longitudinale sul quale sono fissate le palmole la cui forma più comune è quella indicata nella fig. 60. La curvatura esterna delle palmole ha per direttrice l'evolvente di un circolo di raggio eguale alla distanza che intercede fra l'asse dell'albero ed il piano verticale che contiene l'asse delle aste.

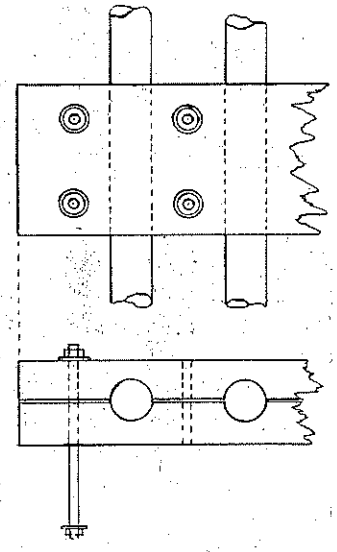


Fig. 58.

La superficie curva esterna delle palmole, la cui sezione trasversale è fatta a T, ha una larghezza di circa 50 mm. e può essere a destra od a sinistra del mozzo che ha una larghezza quasi doppia. L'attrito fra la palmola ed il piano inferiore del manicotto obbliga, come si disse, il pestello a girare su se stesso rendendo così l'usura dello zoccolo e del dado più uniforme; ma in questo movimento si generano degli sforzi laterali. Alternando convenientemente le palmole coi bracci a destra od a sinistra si rimedia in gran parte a questo inconveniente.

La superficie esterna delle palmole deve essere lubrificata o con grasso ovvero con un miscuglio di sapone e grafite.

Le palmole sono fissate con chiavette o con sistemi speciali sull'albero e disposte in modo che le aste siano successivamente sollevate secondo un ordine prestabilito. Onde poter facilmente visitare e riparare o ricambiare i pezzi dei pestelli si hanno i così detti *arresti N* (fig. 51).

Un arresto è formato da un'asta di legno munita all'estremo di un pezzo di ferro semicilindrico che riposa su un albero di ferro fissato ai montanti della batteria.

Per tenere sospesa un'asta basta introdurre tra il manicotto e la palmola uno spessore di legno in modo da sollevare il primo, e quindi avanzare l'arresto contro l'asta e lasciare appoggiare il manicotto sull'arresto stesso girando poi l'albero principale a mano finchè la palmola l'abbandona. Ogni pestello ha il suo arresto che durante la marcia è rovesciato indietro.

Il mortaio è di ghisa ed ha per lo più una lunghezza media di m. 1,40 ed un'altezza di m. 1,20 circa.

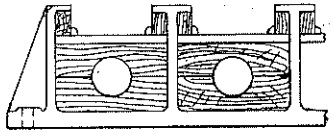


Fig. 59.

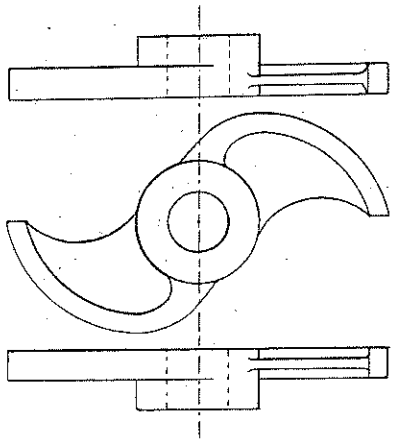


Fig. 60.

L'apertura destinata all'introduzione del minerale ha circa 10 cm. di larghezza e si estende su tutta la lunghezza del mortaio. È bene che il fondo del canale d'arrivo si prolunghi un po' in avanti entro il mortaio onde i grani alimentati cadano verso il centro del dado

Sul fondo del mortaio poggiano i dadi della forma indicata nella fig. 56 e che sono ordinariamente d'acciaio speciale o di ghisa dura.

Per forti lavori e per materiali molto duri si sogliono rivestire di placche di ghisa ricambiabili le parti interne del mortaio più esposte all'usura.

La fig. 61 rappresenta un mortaio che ha la griglia di scarico sulla sola faccia anteriore. Come si vede chiaramente dal disegno la tela metallica o la lamiera forata è tesa e fissata in un telaio di legno che è tenuto contro la parete da appositi cunei. Si vede che si può facilmente modificare l'altezza che passa tra l'orlo inferiore della parte forata e la superficie superiore del dado che ha una grande importanza nel lavoro dei pe-

Per una buona macinazione questa dovrebbe tenersi costante quanto è possibile ad onta dell'usura del dado. Vi si può riuscire abbassando ogni tanto il telaio dello staccio di sortita col cambiare i pezzi inferiori d'appoggio del telaio stesso, ovvero rialzando i dadi con spessori d'altezza variabile.

Si hanno anche dei mortai con griglie di scarico sulle due pareti longitudinali opposte della batteria quando si tratta di macinazione abbondante.

I telai che portano il vaglio frontale possono essere o inclinati come quello della fig. 61 o verticali. La prima disposizione è più favorevole alla rapida sortita dell'acqua e della fanghiglia.

L'acqua occorrente per la macinazione arriva da una tubazione che corre parallelamente ai mortai e che ha tante diramazioni quante sono le freccie. Ogni diramazione è fornita di valvola che ne regola l'erogazione la quale può variare entro limiti assai discosti ossia fra 5 e 30 litri per freccia e per minuto primo. L'altezza dell'acqua nell'interno del mortaio dipende per lo più dall'altezza di scarico. Tuttavia se ne tiene talora più basso il livello perchè se il pestello sorte fuori dell'acqua nel cadere fa schizzare l'acqua con maggior violenza contro la tela metallica e rende così più attiva la sortita del prodotto macinato.

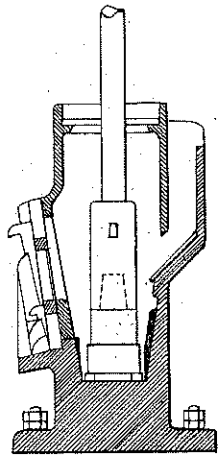


Fig. 61.

Modo di funzionare dei pestelli. — L'Ing. T. A. Rickard nella sua opera *The Stamp Milling of Gold Ores* rileva la somiglianza tra il lavoro del pestello e quello che si fa a mano col martello.

Lo zoccolo sarebbe la testa dell'utensile, l'asta ne è il manico ed il dado rappresenta l'incudine. In entrambi i casi il lavoro è intermittente e l'intervallo fra due colpi successivi è utilizzato nel secondo caso per muovere e girare il pezzo da forgiare e nel primo caso se ne trae partito per effettuare l'uscita del materiale frantumato a traverso alla tela metallica mediante l'acqua introdotta nel mortaio, la quale copre il dado ed il minerale e, come si disse, sotto l'azione del colpo del pestello è soggetta a violenti pulsazioni che la spingono verso la griglia di sortita.

Il lavoro del pestello (dovuto unicamente alla forza viva acquisita nella caduta) dipenderà naturalmente dal numero dei colpi, dall'altezza di caduta, dall'altezza di scarico e dalla dimensione dei fori della griglia d'evacuazione.

Quando il minerale è sparso grossolanamente nella ganga il processo di macinazione non ha bisogno di essere spinto tanto oltre quanto sarebbe richiesto se il minerale fosse finamente disseminato nella ganga stessa.

Ci si potrà quindi contentare nel primo caso di una macinazione più rapida e più economica, adottando peso forte del pestello, forte numero

di colpi ed altezza limitata di caduta; mentre nel secondo caso invece si diminuirà il peso, si ridurrà il numero dei colpi, ma si aumenterà l'altezza di caduta.

Inoltre devesi notare che più a lungo una particella di minerale rimarrà dentro il mortaio più a lungo riceverà i colpi del pestello e più aumenterà il grado di finezza a cui sarà ridotta. Ora evidentemente il minerale resterà un tempo tanto più lungo sotto l'azione del pestello quanto più profondo sarà il mortaio e quanto più piccoli saranno i fori della griglia di sortita.

Quindi per la macinazione grossolana bisognerà avere griglia larga e leggera altezza di scarico (distanza tra l'orlo inferiore dello staccio e la sommità del dado), ed invece più la macinazione dovrà essere fina e più dovrà essere aumentata l'altezza di scarico e più dovrà essere fino lo staccio d'evacuazione.

Un esempio classico è dato dal paragone nel modo di funzionare dei pestelli per la macinazione (ed amalgamazione) dei minerali d'oro nelle miniere della California e del Colorado.

Per lo più in California l'oro è grossolanamente sparso nella ganga quarzosa e pochissima vi è la pirite: — per contro nel Colorado il minerale contiene oltre il 15 % di pirite e l'oro è finamente disseminato in questa e nella ganga quarzosa. — Occorre nel primo caso una macinazione grossolana e nel secondo una macinazione fina.

Ecco i dati medi di lavoro dei pestelli nei due casi tipici:

	California	*Colorado*
N. dei colpi al 1°	90	30
Peso medio di un pestello	385 kg.	250 kg.
Altezza di caduta	m. 0,10	0,40
Altezza di scarico	m. 0,10	0,35
Fori della tela	mm. 0,4 (30 maglie)	mm. 0,2 (50 maglie)

Il lavoro meccanico compiuto nei due casi è quasi lo stesso, ma nel primo caso si ottiene un prodotto di oltre 2500 kg. per ogni freccia nelle 24 ore, mentre nel secondo caso non si arriva che ad una tonnellata per freccia nello stesso tempo.

Come per tutti gli apparecchi di macinazione l'alimentazione dei pestelli deve essere accuratissima e regolare se si vuole avere un buon rendimento. Deve quindi essere affidata ad operaio intelligente e pratico il quale senz'altro dal rimbalzo del pestello, dal suono stesso prodotto dall'urto si accorge subito se il materiale fornito alla batteria è scarso od esuberante e provvede in conseguenza.

I pestelli possono spezzare e triturare anche dei pezzi relativamente grossi e si hanno casi di macinazione diretta di grani di circa 10 cm. di diametro; ma ciò non è consigliabile ed in quei casi è sempre preferibile il far precedere i pestelli da un frantoio.

Lo strato di materiale sul dado non dovrebbe essere di spessore soverchio perchè se no la macinazione è irregolare e l'effetto utile è ridotto assai: nè deve essere troppo sottile perchè se no aumenta di molto l'usura dello zoccolo e del dado. Lo spessore medio praticamente riconosciuto migliore è quello di 25 mm. Ora la condizione migliore di macinazione si raggiungerebbe se sul dado vi fosse uno strato solo dei grani alimentati, quindi se ne può dedurre che la dimensione di 25 mm. è quella dei grani che meglio si lavoreranno ai pestelli.

Il mezzo migliore per ottenere una buona distribuzione del materiale sui dadi è quello di disporre convenientemente l'ordine dei colpi delle frecce in modo che non se ne abbiano mai due di una stessa batteria che siano sollevate contemporaneamente. Bisogna cioè che quando un pestello batte i suoi vicini siano in alzata in modo che il materiale si porti sui dadi corrispondenti.

Per intendersi sul numero d'ordine delle frecce si conviene che sia contato dalla sinistra alla destra di un osservatore che collocato dalla parte dell'alimentatore guardi la batteria.

La pratica ha sanzionato come convenienti nella maggior parte dei casi i due seguenti ordini di caduta dei pestelli in una batteria di cinque frecce:

1 . 3 . 5 . 2 . 4
ovvero
1 . 5 . 2 . 4 . 3

Si hanno tuttavia esempi di altre disposizioni.

Se verso l'estremità del mortaio il materiale fino tende ad accumularsi si ricorre all'espediente di dare una maggior caduta all'ultimo pestello producendo così una pulsazione più violenta dell'acqua che faciliterà la evacuazione del materiale che tendeva ad accumularsi negli angoli.

Quando due batterie sono comandate da uno stesso albero le palmole sono disposte in modo che il 1° pestello della prima batteria sia seguito dal 1° della seconda, il secondo dal secondo, ecc...

Dati pratici. — Il peso di una freccia completa può variare fra i 100 ed i 400 kg. a seconda dell'importanza del genere di lavoro che le si richiede.

Il peso del mortaio varia inversamente da circa 10 volte a 5 volte il peso di una freccia completa.

Il numero dei colpi va dai ..... 30 ai 100
L'altezza di scarico varia da .... 0 a 350 mm.
L'altezza di caduta varia da .... 100 a 350 »

Il prodotto può oscillare fra limiti molto discosti, ossia da 40 a 240 kg. per freccia e per ora a seconda del grado di triturazione che si vuol raggiungere e della durezza del minerale.

La forza occorrente varia da ½ a 2 cav. vap. per freccia a seconda del peso e del numero di colpi.

Conoscendo il peso totale delle freccie, il numero dei colpi e l'altezza di caduta si può sempre calcolare il lavoro dovuto alla gravità e moltiplicando questo per un coefficiente che può variare fra 1,10 e 1,20 si avrà il lavoro totale compresi gli attriti.

Riportiamo qui due esempi di macinazione coi pestelli dati dal Linkenbach:

1° Batteria di 4 freccie del peso di 140 kg. ognuna macinanti a meno di mm. 1 ½ dei misti di galena con siderose, quarzo, graunwacke e schisto.

Numero dei colpi al minuto 60. Altezza di caduta 200 mm. Quantità d'acqua occorrente 30 litri al minuto per freccia. Prodotto 62 kg. per freccia e per ora che scende a 50 kg. per una macinazione a meno di 1 mm.

Si ottiene circa il 40 % allo stato di schlamms a particelle minori di ¼ di mm.

Forza richiesta circa ½ cavallo per freccia.

2° Batteria di 5 freccie del peso di 186 kg. macinanti a meno di 1 mm. del minerale di galena con siderose e quarzo.

Quantità d'acqua occorrente 20 litri al minuto per freccia.

Numero dei colpi 60 al minuto. Altezza di caduta 180 mm.

Forza richiesta ½ cavallo per freccia.

Prodotto 60 kg. per freccia e per ora, che scende a 45 kg. se si macinano misti dello stesso minerale provenienti dai crivelli.

Il costo della macinazione oscilla fra limiti molto lontani.

Gli elementi principali dai quali esso può dipendere sono: la forza motrice, i consumi delle parti in moto ed il consumo delle tele metalliche o lamiere forate.

Per ciò che riguarda la forza motrice, se contiamo il prezzo del cavallo-ora a L. 0,25, il costo per tonnellata macinata potrà oscillare nella maggior parte dei casi fra L. 0,70 e L. 1,50 con una *media probabile* di L. 1,20.

Delle parti in azione i dadi sono quelli che si consumano di più. Il loro peso varia fra 20 e 70 kg. quando sono nuovi per variare poi fra 8 e 25 kg. quando vanno fuori d'uso.

Seguono gli zoccoli il cui peso va dagli 80 ai 30 kg. quando sono nuovi e dai 25 ai 10 quando sono consumati.

Si fanno di ghisa o d'acciaio al cromo ed al manganese ed il loro costo per kg. può variare fra L. 1,00 e L. 3,50.

Il costo per consumo di dadi e zoccoli per tonnellata macinata può variare fra L. 0,30 e L. 0,90 nei casi ordinari, ma si arriva talora fino a L. 1,20.

La *media probabile* può tenersi di L. 0,60.

Il consumo delle aste, teste di pestelli, manicotti, palmole e rivestimenti interni dei mortai può valutarsi in media a L. 0,30 per tonnellata macinata.

Il costo per tonnellata macinata ai pestelli per quanto riguarda il consumo di tele metalliche o di lamiere forate può andare da L. 0,05 a L. 0,45 (per salire come eccezione fino a L. 0,90) con una media probabile di L. 0,40.

Riunendo questi dati avremo un costo medio approssimato per tonnellata trattata come segue:

Forza motrice	L.	1,20
Consumo tele o lamiere forate	»	0,40
Consumo dadi e zoccoli	»	0,60
Consumo aste, palmole, ecc.	»	0,30
	L.	2,50

Al quale per avere il costo medio totale della macinazione bisognerà aggiungere le quote per il valore della mano d'opera e per la fornitura dell'acqua per le quali è impossibile il dare dei dati approssimati, potendo esse variare entro limiti troppo discosti l'uno dall'altro nei diversi casi che possono presentarsi nella pratica corrente.

La fig. 62 dà un'idea della disposizione generale di un impianto di frantumazione e macinazione con pestelli in una miniera di quarzo aurifero.

I vagoni carichi del minerale da trattare scaricano al sommo dell'opificio il loro contenuto su una griglia *a*.

Il minuto per apposito condotto scende nella gran tramoggia *b* la quale riceve pure il prodotto del frantoio *F* che spezza il rifiuto della griglia *a*.

Dalla tramoggia *b*, che si estende lungo le batterie, il minerale cade nei distributori *D* che, come si disse, alimentano automaticamente i pestelli.

Si mette del mercurio nel mortaio e la torbida che sfugge dalla tela metallica della batteria passa sulle lastre di rame amalgamate *R* che trattengono per amalgamazione le particelle aurifere colle quali vengono a contatto.

Pestelli a vapore. — In America ed in Australia si sono anche messi in commercio dei pestelli a vapore ad azione diretta di modeste dimensioni e di facile impianto.

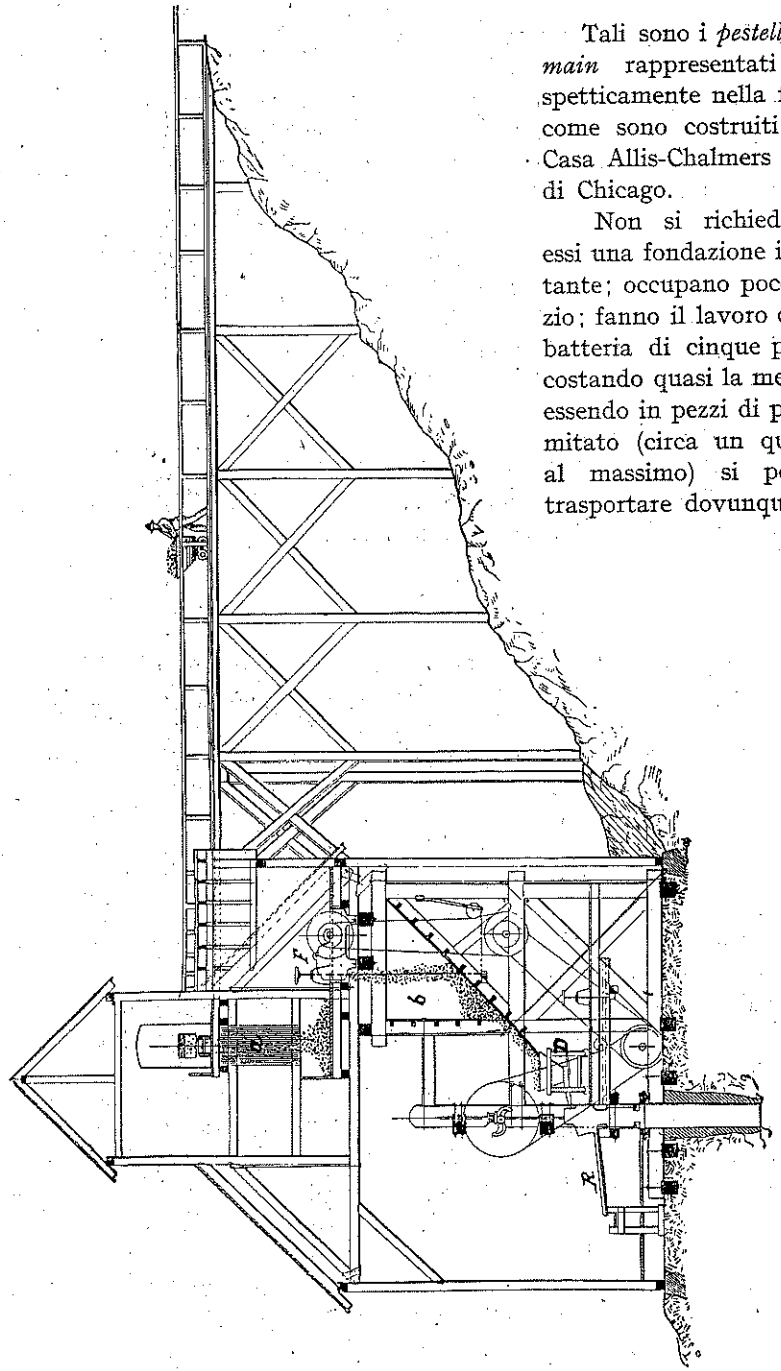


Fig. 62.

Tali sono i *pestelli Tremain* rappresentati prospetticamente nella fig. 63 come sono costruiti dalla Casa Allis-Chalmers e Co. di Chicago.

Non si richiede per essi una fondazione importante; occupano poco spazio; fanno il lavoro di una batteria di cinque pestelli costando quasi la metà, ed essendo in pezzi di peso limitato (circa un quintale al massimo) si possono trasportare dovunque.

In essi i due pestelli, le cui aste (unite agli stantuffi dei cilindri a vapore sovrastanti) comandano anche la distribuzione del vapore ai cilindri, battono entro un mortaio che è munito di griglia su tre faccie, il che rende più abbondante e facile la evacuazione del materiale triturato.

Dal corpo del mortaio stesso, che fa da base a tutto l'apparecchio, si dipartono le quattro colonnine che portano in alto i cilindri riuniti in un pezzo solo di fondita. Le due colonne che sono dal lato del mortaio non guarnito di griglia, reggono il distributore automatico.

Una batteria Tremain a 150 colpi al minuto richiede circa 7 cavalli di forza e può dare (macinando del quarzo aurifero) un prodotto di 350 kg. all'ora attraverso ad una tela di 40 maglie (fori di mm. 0,28).

La quantità d'acqua occorrente per la batteria può variare dai 40 ai 60 litri al minuto.

Per alcune grandi miniere d'America d'altronde e specialmente per macinare grandi masse di minerali d'oro e di rame (miniere di Tamarak, Anaconda, ecc.) si costruivano già da tempo dei grandi pestelli a vapore del tipo dei precedenti ma ad una sola freccia la cui testa lavora in un mortaio che ha griglie di scarico ampie sui quattro lati.

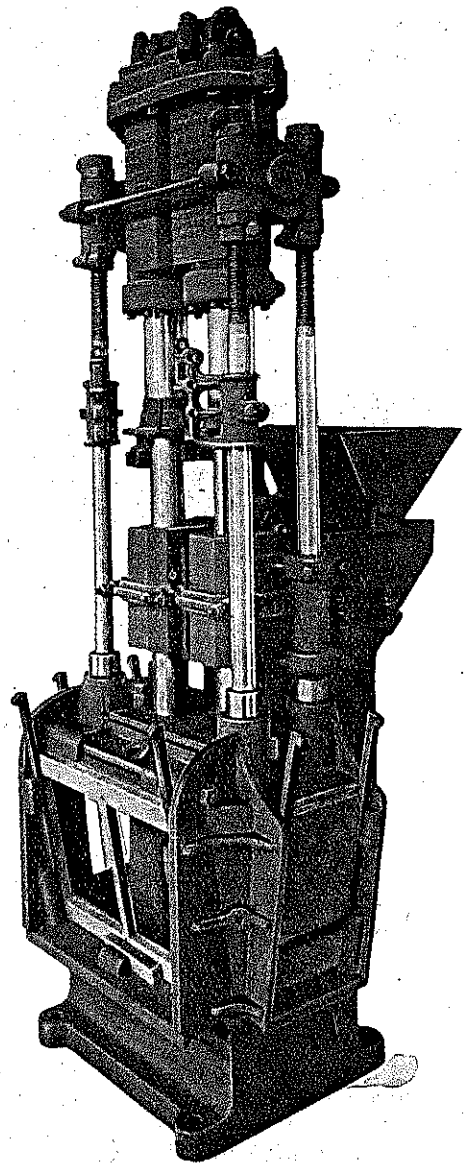


Fig. 63.

Si ha in alto un cilindro a vapore il cui stantuffo ha l'asta che si unisce alla freccia del pestello mediante giunto a dischi con interposizione di un buon cuscinetto elastico di caoutchouc.

La distribuzione del vapore è tale che l'ammissione per la corsa ascendente è limitata al puro necessario per sollevare la freccia, mentre è abbondante e rapida per la corsa discendente onde l'azione del vapore si unisca al peso della freccia per aumentare la violenza del colpo.

Quattro grandi colonne di ghisa inclinate e solidamente fissate ad una larga base che regge il mortaio portano in alto il cilindro a vapore e l'alberetto che comanda la distribuzione. Esse sono collegate da robuste traverse che portano a loro volta i cuscinetti di guida dell'asta.

Sono apparecchi potentissimi il cui peso arriva talora a 60 tonn. di metallo.

Uno di essi impiantato dalla Homestake Gold Mining Co. riusciva a triturare da 150 (macinazione fina) a 230 tonn. (macinazione grossolana) di quarzo aurifero in 24 ore.

Molini pendolari. — Se ne costruirono e se ne costruiscono di tipi diversi e con disposizioni più o meno felici che sarebbe di dubbia utilità l'esaminare in dettaglio. Ci si limiterà qui alla descrizione del molino Huntington che può dirsi il capo-stipite di questa classe di macine e che è quello che più si diffuse nella pratica corrente della preparazione meccanica, ora per la rimacinazione delle classi miste provenienti dai crivelli, ora per la macinazione ed amalgamazione contemporanea dei minerali d'oro onde rimpiazzare i pestelli ai quali, come fu detto, si rimprovera la troppo forte produzione di fanghi, il costo troppo elevato ed il consumo notevole di forza motrice.

Come si rileva dalla fig. 64 un albero verticale traversa la custodia *G* venuta di fondita col pezzo di ghisa che forma il bacino circolare di base dell'apparecchio e porta superiormente un disco circolare al quale sono sospesi mediante le aste *D* i cilindri *E* muniti di anelli o camicie di ghisa dura o d'acciaio speciale.

La sospensione delle aste è fatta su bracci orizzontali che appoggiano coi loro estremi mediante perni in apposite sedie esistenti nel disco. I cilindri possono quindi oscillare in direzione radiale in modo che quando il disco gira con sufficiente velocità essi, in virtù della forza centrifuga, premono girando contro la superficie interna dell'anello d'acciaio *C*, triturando il materiale che può essere stato introdotto nel bacino inferiore dalla tramoggia laterale *A* e che è rimescolato continuamente e spinto fra l'anello *C* ed i cilindri mobili dai raschietti aggiustabili *F* che sono sospesi di fronte a ciascuno dei cilindri.

La macinazione ha luogo come in una cilindraia ad angolo mordente molto acuto ed a moderata pressione; ma mentre nella cilindraia il materiale arriva fra i cilindri a secco o sospeso in una corrente d'acqua, qui la trituraziona ha luogo in seno al liquido come nei pestelli.

Come avviene nel mortaio di una batteria anche qui l'acqua agitata dalla rotazione dei cilindri oscillanti, delle aste e dei raschietti lancia il materiale macinato contro le griglie che esistono tutto attorno all'apparecchio in una corona circolare posta immediatamente al disopra dell'anello fisso *C*. Esse sono formate da diversi telai smontabili sui quali è fissata la lamiera forata o la tela metallica che limita il grado della macinazione.

Riguardo alle griglie adunque questa macina lavora nelle stesse condizioni di una batteria di pestelli a forte altezza di scarico e quindi, per

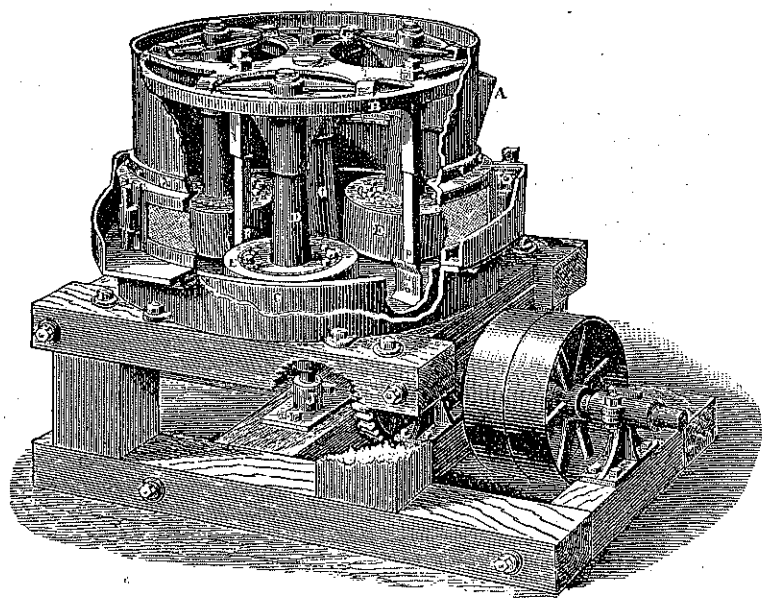


Fig. 64.

evitare che il minerale soggiorni troppo a lungo nell'apparecchio e subendo una triturazione superflua produca troppa farina, bisognerà usare una tela metallica a fori un po' maggiori del limite che ci si è imposti per la macinazione onde rendere più facile e rapido lo scarico della parte sufficientemente macinata.

L'asta verticale di sospensione di ogni cilindro termina alla sua estremità inferiore con una testa che regge le rosette di metallo antifrizione sulle quali appoggia il cilindro stesso e che valgono a diminuire gli attriti generati dal moto di rotazione del cilindro intorno all'asse dell'asta stessa.

Ogni cilindro è dunque animato da due movimenti: uno di rivoluzione intorno all'albero centrale e l'altro di rotazione intorno al proprio asse e teoricamente la pressione fra cilindri e anello esterno non avrebbe

limiti. Basterebbe aumentare la velocità di rotazione per raggiungere qualunque grado di compressione. Il limite è però imposto dalle vibrazioni e dalla resistenza dell'anello, per cui praticamente non si oltrepassa una pressione massima di 800 kg., mentre l'angolo mordente assai acuto impone che i grani alimentati non abbiano un diametro superiore ai 18 mm. se si vuole ottenere dall'apparecchio un rendimento possibile.

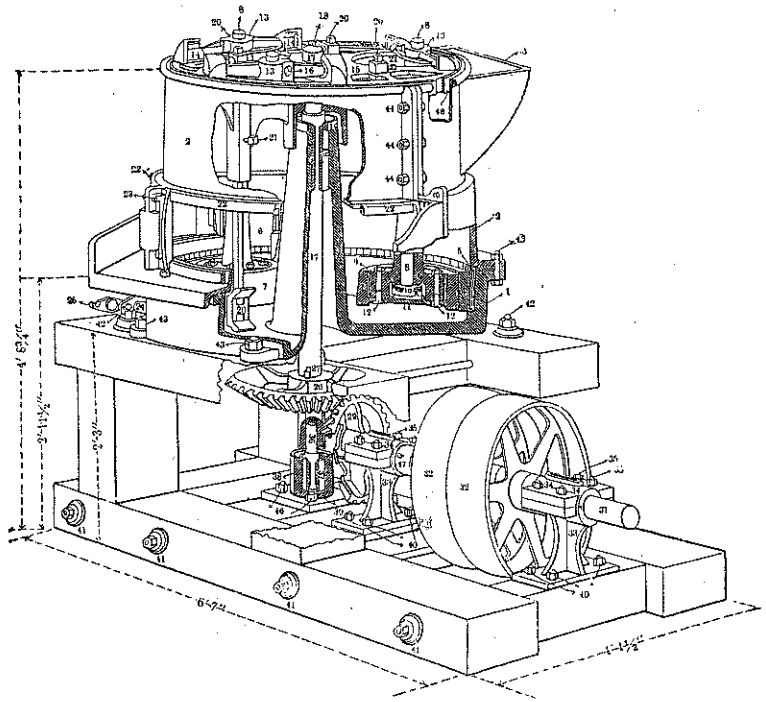


Fig. 65.

I cilindri sono sospesi e l'inclinazione dell'asta fa sì che tra la base di ogni cilindro ed il fondo del bacino inferiore resta uno spazio di circa 7 mm. verso l'esterno e di 43 mm. verso l'interno, ossia in media 25 mm. È in questo spazio che si mette il mercurio quando l'apparecchio lavorando per macinare minerali auriferi deve funzionare, come una batteria di pestelli, per amalgamazione.

I cilindri rasentano colla base inferiore il mercurio senza tuttavia toccarlo, ma lo agitano ed agitando pure fortemente la torbida mettono in continuo contatto le particelle d'oro col mercurio favorendone assai l'unione.

Sul fondo del bacino inferiore per sopperire all'usura si suol mettere

un disco anulare o falso fondo ed i cilindri si possono rialzare sul fondo variando il numero delle rosette d'appoggio inferiori.

A completamento della descrizione fattane, diamo la nomenclatura dei pezzi di un molino Huntington come è costruito dalla Casa Fraser e Chalmers, dai cui cataloghi è tolta la fig. 65 alla quale si riferiscono i i numeri indicanti i diversi pezzi.

1. Fondo con custodia verticale.
2. Involucro circolare.
3. Tramoggia d'alimentazione.
4. Anello circolare d'acciaio.
5. Guarnizioni legno per l'anello.
6. Testa di cilindro con mozzo.
7. Camicia del cilindro.
8. Albero del cilindro con testa *A*.
9. Guarnizioni di legno per la camicia
10. Rosette di metallo bianco.
11. Coperchio per bacinella d'olio.
12. Bolloni per fissare la camicia.
13. Bracci portanti i cilindri.
14. Perni dei bracci.
15. Disco motore.
16. Chiavetta per il braccio.
17. Albero verticale.
18. Chiavetta dell'albero verticale.
19. Collare inferiore per l'albero.
20. Raschietto sospeso.
21. Chiavetta per detto.
22. Telai per griglia.
23. Chiavetta del telaio.
24. Scarico.
25. Coperchio per lo scarico.
26. Ruota d'angolo sull'albero verticale.
27. Chiavetta principale per la ruota d'angolo.
28. Chiavetta in croce per la ruota (non indicata).
29. Rocchetto conico sull'asse motore.
30. Chiavetta per detto (non indicata).
31. Albero orizzontale motore.
32. Puleggia (fissa e folle).
33. Supporti dell'albero motore.
34. Cappelletti dei supporti.
35. Bolloni dei cappelletti.
36. Perno inferiore dell'albero verticale.
37. Piccolo cuscinetto per detto.
38. Ralla inferiore.
39. Dado della ralla.
40. Bolloni di base dei supporti.
41-42-43. Bolloni dell'intelaiatura.
44. Bolloni dell'invol. in due pezzi.
45. Bolloni d'unione del fondo coll'involucro.
46. Bolloni di base della ralla.
47. Anello di arresto sull'albero motore.
48. Anello di ferro attorno al disco motore.

Le dimensioni d'ingombro indicate in piedi e pollici nella figura si riferiscono ad un molino di m. 1,06 di diametro.

Come si vede nella fig. 64 l'anello circolare e le camicie dei cilindri sono fissate mediante piccoli cunei di legno di pino duro di 50 mm. di larghezza per 25 mm. di spessore alla estremità superiore, mentre finiscono inferiormente con uno spessore minore.

Collocato il pezzo di base si mette il falso fondo ricambiabile e si cola

del cemento liquido fino a rifiuto. Si colloca allora l'anello d'acciaio e si piantano i cunei di legno col martello tagliando poi le parti sporgenti a livello del piano superiore dell'anello.

Le camicie dei cilindri sono fissate in modo identico, ma dopo piantati e ritagliati i cunei di legno, si piantano altri piccoli cunei di ferro per forzare i primi.

La Casa Fraser e Chalmers costruisce correntemente tre modelli di molini Huntington:

	Diametro mm.	Peso kg.	N. dei giri al 1"	Prodotto in tonn. per 24 ore	Forza in HP
1°	1,05	3000	90	12	5
2°	1,50	5000	70	25	8
3°	1,80	9000	55	30	10

Ecco due esempi di macinazione con questo apparecchio:

A *Silver-Age Mill* (Colorado) con due molini del numero uno ed a 90 giri al minuto si macinano alla dimensione di mm. 0,63 kg. 600 all'ora di grani misti dei crivelli. Trattasi di un minerale composto di pirite, galena, rame grigio, calcopirite e blenda a ganga di feldspato e quarzo.

A *Great-Falls* (Montana) con un molino di m. 1,80 ed a 68 giri al 1' si macina una tonnellata all'ora di misti dei crivelli alla dimensione di 2 mm. con un consumo di forza di 8 cavalli. Si tratta di un minerale con argento nativo, pirite, barite argentifera e blenda, con ganga di calcare blu e quarzo.

Molini a palle. — Questi trituratori o macinatori il cui uso è oggi molto diffuso rendono degli ottimi servizi, ad onta del gran consumo di forza che richiedono, quando si tratta di spingere molto oltre la macinazione e specialmente quando si tratta di macinare dei *materiali molto duri e tenaci* e che si vuole direttamente passare dai grossi grani a grani fini con una sola operazione.

Le figg. 66 *a* e 66 *b* rappresentano un molino a palle come è costruito dalla Grusonverk.

La parte principale dell'apparecchio è costituita dal tamburo cilindrico portato da un albero d'acciaio che l'attraversa e circondato da un involucro di lamiera completamente chiuso.

Il movimento è dato all'albero direttamente con cinghia nei piccoli apparecchi, o mediante ingranaggi in quelli potenti, pei quali è inoltre necessario che la macchina posi su un buon massiccio di muratura.

La superficie interna del tamburo è formata da solide piastre d'acciaio che si ricoprono in parte agli estremi senza toccarsi. Le pareti laterali piane sono di grossa lamiera di ferro e sono fissate ai mozzi di ghisa calettati sull'albero. Anche esse sono rivestite di placche ricambiabili di acciaio o di ghisa dura.

Le piastre trituratrici hanno una parte rinforzata e ricurva verso

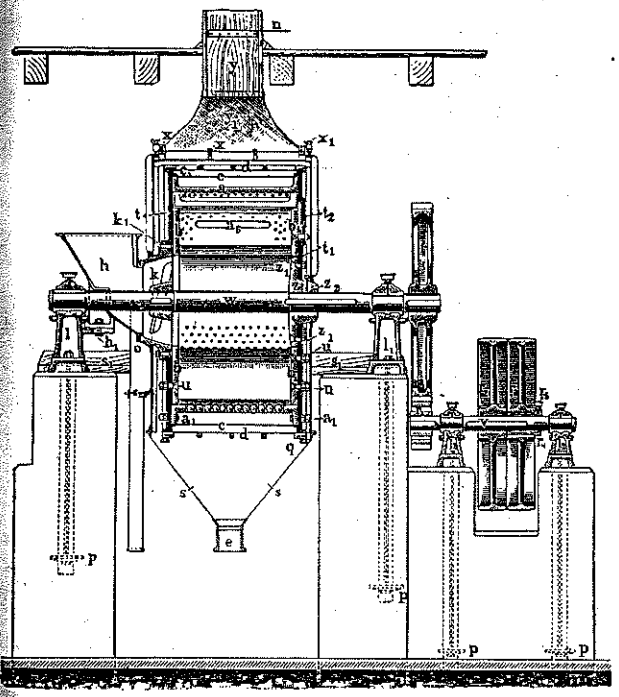


Fig. 66 *a*.

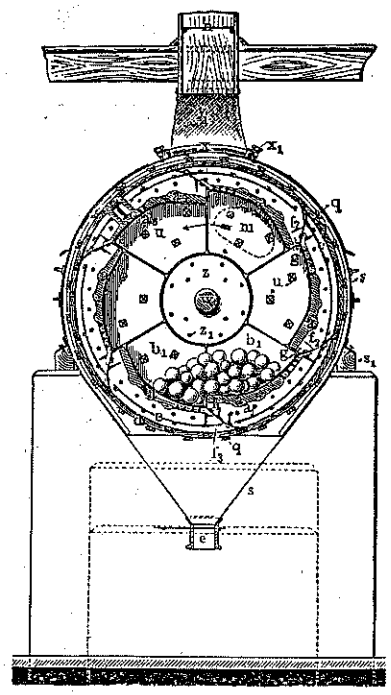


Fig. 66 *b*.

l'interno, mentre la parte opposta è forata e munita di palette di lamiera (fig. 66 *c*) dirette verso l'interno (*palette di ritorno*).

Le aperture formate dai ricoprimenti delle piastre si estendono su tutta la larghezza del tamburo e sono chiuse in parte dagli *stacci protettori* fissati alle palette.

Esternamente il tamburo è circondato ad una certa distanza dalle piastre da un vaglio cilindrico, costituito da un certo numero di telai forniti di tela metallica e fissati su ferri d'angolo che formano il bordo esterno delle pareti laterali. I telai possono essere di legno o metallici e la lamiera forata o la tela metallica che li ricopre ha i fori necessari a limitare la dimensione dei grani da evacuare.

Perchè il vaglio fino esterno non sia troppo soggetto ad usura si hanno internamente gli *stacci protettori* a fori più grandi fissati sulle flangie laterali delle piastre e sul dorso delle palette di ritorno (fig. 66 *c*), in modo da lasciare davanti ad ognuna di esse un'apertura che si estende su tutta la larghezza del tamburo onde permettere la rientrata alla macinazione di tutto il materiale che non è riuscito a traversare il vaglio fino esterno.

Il tamburo contiene un certo numero di palle d'acciaio di diverse dimensioni ma di un peso totale determinato.

Il caricamento dell'apparecchio ha luogo da una tramoggia penetrante nel mozzo che porta la parete laterale anteriore.

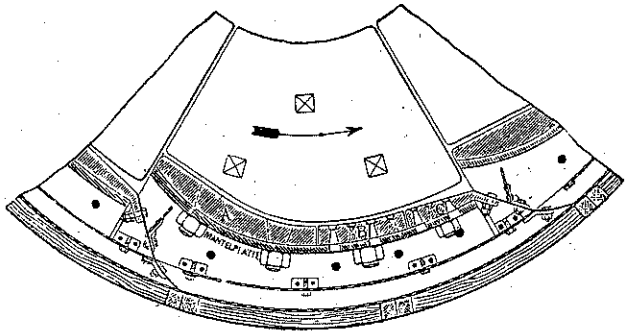


Fig. 66 *c*.

Alcune aperture sono praticate in questo mozzo in modo che ne risultino due bracci o larghi piani ripiegati che agiscono come vite di trasporto e si oppongono acchè le palle vengano spinte fuori dall'apparecchio.

La parte inferiore dell'involucro è munita di un'apertura per la sortita dei prodotti, che si può aprire o chiudere a volontà, e la parte superiore ne ha un'altra di comunicazione con un camino d'aeraggio il quale elimina la polvere se ve ne è, impedisce che il pulviscolo esca dalla tramoggia di caricamento e diminuisce il riscaldamento della macchina.

La sostituzione delle parti che si consumano non presenta difficoltà alcuna e si fa rapidamente, potendosi accedere all'interno del tamburo mediante un'apertura praticata nella sua parete laterale e chiusa in marcia da un robusto coperchio di ferro.

L'alimentazione può essere fatta a mano, ma è sempre preferibile che sia regolata da un alimentatore automatico perchè la marcia sia più uniforme ed il rendimento maggiore.

Tutte le parti soggette ad usura sono fatte di metallo speciale di grande durezza e resistenza.

In certi casi una delle piastre a_5 è munita di una fenditura rettangolare che traversa lo staccio protettore ed il vaglio fino. Ciò permette l'evacuazione di particelle dure o metalliche che non si lasciano macinare. Basta perciò togliere il coperchio della fenditura e far fare qualche giro al tamburo perchè i residui della macinazione vadano fuori, mentre le palle restano nel tamburo data la piccola larghezza della fessura.

La macinazione ha luogo in virtù del moto di rotazione del tamburo il quale fa sì che le palle interne — data la disposizione delle piastre — sono trascinate ad una certa altezza lungo il fianco del cilindro ed effettuano la triturazione non solo rotolando sulla materia ma anche per la caduta loro le une sulle altre.

Il materiale triturato attraversa i fori delle piastre e passa sugli stacci interni e attraverso a questi sul vaglio fino esterno per cadere nell'imbuto inferiore di raccolta e d'evacuazione come prodotto finito.

I rifiuti dello staccio interno e del vaglio fino esterno sono ricondotti, mediante le palette di ritorno, nell'interno del tamburo per subire una nuova triturazione. Il prodotto è così evacuato automaticamente ed in modo continuo.

Per compensare l'usura graduale delle palle si introduce di tanto in tanto nell'apparecchio dalla tramoggia di caricamento qualche nuova palla.

La materia da triturare può essere introdotta nel molino in pezzi che per i più grandi apparecchi raggiungono anche i 150 mm. di diametro medio e ne sorte al grado di finezza che si vuole.

Questi apparecchi sono costruiti in otto diverse grandezze con diametri del tamburo che vanno da m. 1 a m. 2,70. Il consumo di forza va dai 2 ai 30 HP.

La stessa Casa costruttrice fabbrica anche dei molini a palle dello stesso tipo, ma a scarico continuo nell'acqua; come si vede nelle figg. 67 *a* e 67 *b* il che aumenta bensì i consumi ma facilita assai l'evacuazione delle particelle sufficientemente macinate non solo, ma diluendole in conveniente misura nell'acqua le prepara per l'ulteriore trattamento negli apparecchi classificatori ed arricchitori.

Nella macinazione fine essi diedero spesso dei rendimenti del 25 al 30 % maggiori di quelli ottenuti colla macinazione a secco.

Il tamburo non differisce punto da quello del tipo già descritto per il lavoro a secco, ma la parte inferiore dell'involucro *h* è stata trasformata in uno Spitzkasten o cassa piramidale.

L'acqua giunge al macinatore mediante il tubo *l* dal quale si diramano i tubi forati o, o_1, o_2 i cui spruzzi si regolano colle piccole valvole *p*. Questi tubi lanciano l'acqua contro il vaglio fino del tamburo e contribuiscono a tenere aperti i fori della tela metallica.

Mediante il tubo *y* si può anche immettere — se si vuole — dell'acqua nella parte inferiore dello Spitzkasten generando così una corrente ascensionale che permette di separare i grani più fini del prodotto

macinato, i quali andranno via coll'acqua dallo sfioratore *a*, mentre i grani maggiori e più pesanti usciranno dall'orifizio inferiore.

Il livello dell'acqua nello Spitzkasten è regolato dalla paratia *s* mediante una ruota dentata *r* ed un volantino a mano *t*. Nel regolare questa paratia bisogna fare in modo che il tamburo sia immerso nell'acqua fino all'altezza delle griglie di protezione, onde le palette di ritorno possano pescare una quantità d'acqua sufficiente a ricacciare nell'interno del tamburo la materia non abbastanza macinata che è rimasta sui vagli interni *c* e sul vaglio fino esterno ed a mantenere aperti i canaletti di rientrata *g*.

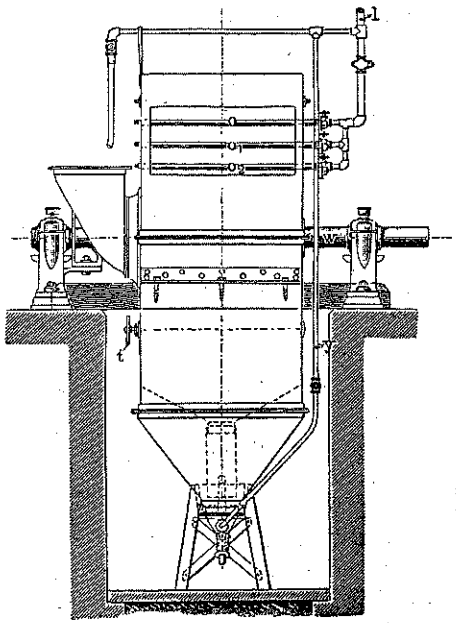


Fig. 67 *a*.

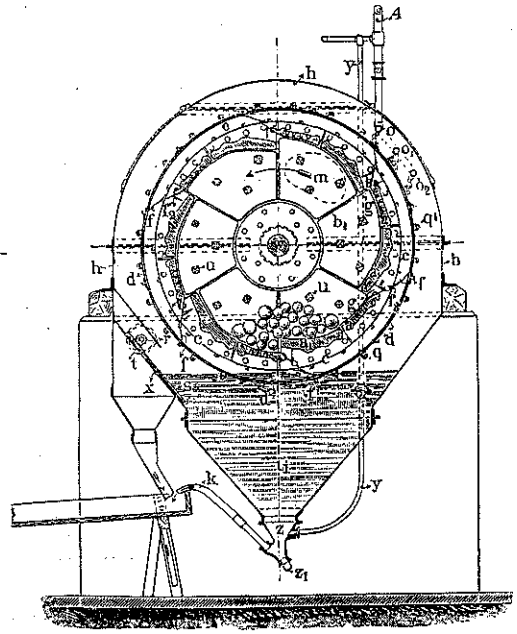
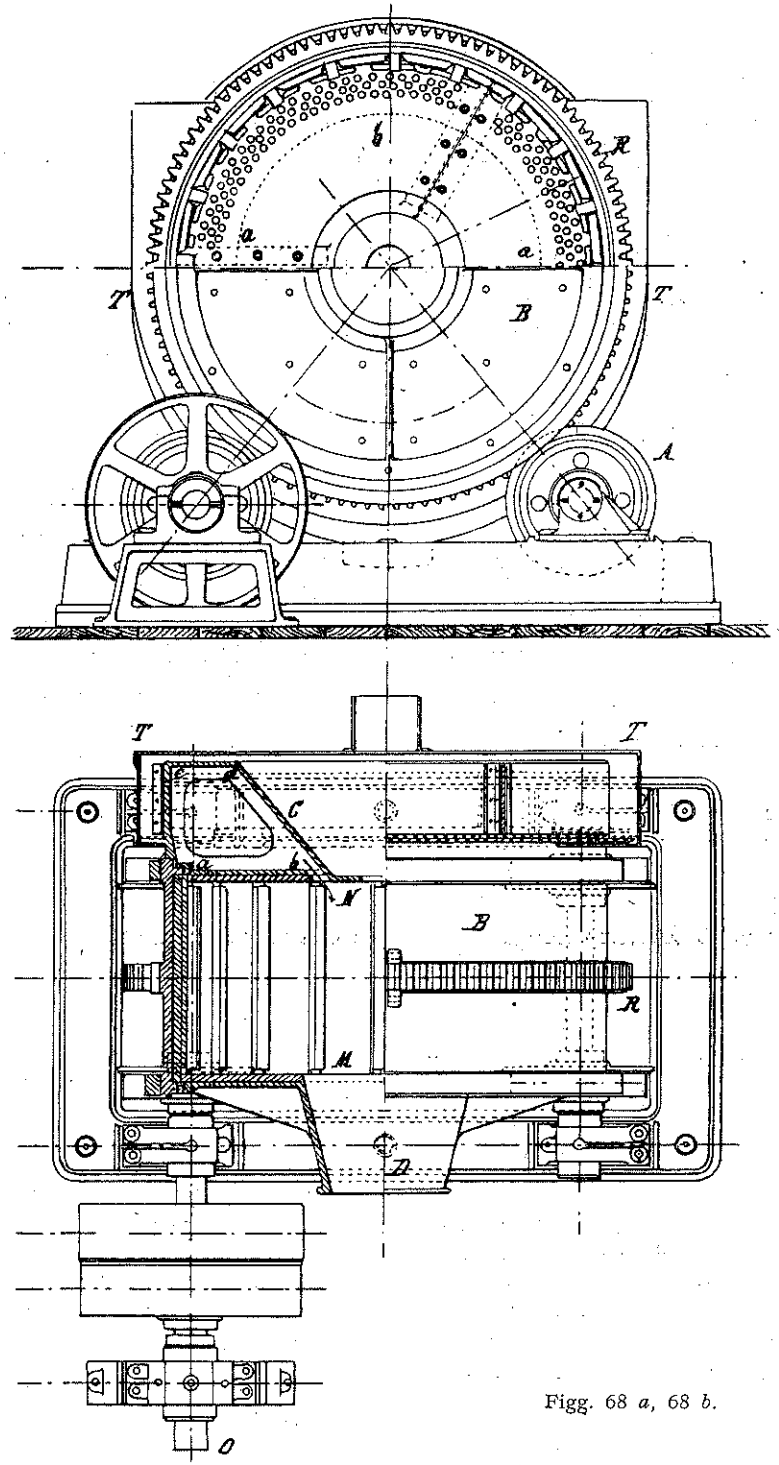


Fig. 67 *b*.

La paratia *s* serve dunque a modificare il livello dell'acqua nella cassa piramidale e bisogna far sì che la quantità che trabocca da *s* sia minima. Perciò gli spruzzi o, o_1, o_2 non devono fornire una quantità d'acqua maggiore di quella che è strettamente necessaria per fare uscire dal tubo *k* la materia macinata e per conservare il livello voluto nello Spitzkasten. L'acqua torbida che sfiora si unisce nella maggior parte dei casi ai prodotti che escono dal tubo *k*; ma se si fa intervenire — mediante il tubo *y* — una corrente ascensionale, le parti fine che sfiorano dalla paratia sono scaricate separatamente da quelle che escono dal bocchino inferiore.



Figg. 68 *a*, 68 *b*.

Onde impedire che il tubo di scarico *k* si ostruisca è necessario che non sia ad un'altezza troppo grande dal suolo e che abbia un diametro abbastanza grande per permettere al prodotto macinato di uscirne in uno stato piuttosto denso, senza tuttavia cadere nell'estremo opposto per evitare perdite d'acqua. Se per una ostruzione qualunque lo Spitzkasten si carica di sabbia lo si pulisce rapidamente togliendo il tappo inferiore *Z*.

Alla miniera di Rosas (Sardegna) uno di questi molini a palle del N. 4 con una carica di 650 kg. di palle d'acciaio fucinato; con un consumo di forza di 92 cavalli e con un soccorso d'acqua di 120 litri al minuto primo, macinava a meno di 2 mm. circa 15 tonnellate in 10 ore di un minerale misto durissimo e tenace composto di galena, blenda e calcopirite a ganga di diabase.

La *macina a palle Ferraris* che è rappresentata dalle figg. 68 *a* e 68 *b* consiste in un gran tamburo *B* di ghisa che gira su quattro rulli o ruote folli *A* ed è circondato da una corona dentata *R* che ingrana con un rocchetto posto sull'albero motore *O*. Come scorgesi dalle figg. 68 *a* e 68 *b* (che sono tolte da un opuscolo dell'Ing. Ferraris) una parete anulare *a b* divide la camera cilindrica interna del tamburo in due compartimenti ed è munita tutto attorno verso la periferia di alcune file di fori conici.

Il compartimento maggiore *M N* lungo m. 0,70 e di m. 1,56 di diametro interno è rivestito di piastre d'acciaio al manganese intercalate con costoloni dello stesso acciaio. In esso si mettono circa 450 kg. di palle di acciaio di diametro vario fra 75 e 125 mm. di diametro.

Il compartimento minore *a c* è lungo almeno m. 0,30 ed è diviso in tante sezioni da pareti radiali della forma *a b c d* che partendo dal cono centrale *C* arrivano fino alla superficie cilindrica, la quale è circondata tutto attorno da tela metallica o da lamiera forata a buchi il cui diametro corrisponde al grado di macinazione che si vuole raggiungere.

Il materiale da macinare penetra nell'apparecchio dal cono *D* insieme all'acqua per essere triturato.

Tutti i grani che hanno raggiunto un diametro minore di quello dei fori conici del diaframma *a b* attraversano quest'ultimo e passando nel compartimento minore raggiungono la lastra forata che lo circonda.

Il materiale che ha di già il grado di finezza attraversa insieme all'acqua la lastra forata e cade nella tramoggia *T T*. I grani più grossi dei fori della lastra sono sollevati dalle paratie radiali *a b c d* e giunti in alto, scorrendo sulla superficie esterna del cono centrale *C* rientrano nel compartimento *M N* e sono ulteriormente triturati.

Una macina delle dimensioni indicate può triturare una tonnellata all'ora di minerale duro quarzoso a pezzi di 50 mm. riducendoli in grani minori di ½ mm., consumando 12 HP ed 80 litri d'acqua al minuto.

Dagli esperimenti fatti su uno stesso minerale in Cornovaglia risultò che la forza richiesta per la stessa quantità macinata ai pestelli è quasi doppia di quella richiesta dalla macina Ferraris e che il prodotto di questa contiene una minore quantità di limi.

Fu costruita anche in Sardegna una modificazione di questa macina per triturare materiali di qualunque grossezza direttamente a grani di 12 mm. o meno. In questo caso le piastre d'acciaio del rivestimento interno lasciano fra di loro una fessura di 12 mm. attraverso la quale passano l'acqua ed i grani di minerale appena raggiunta la dimensione voluta.

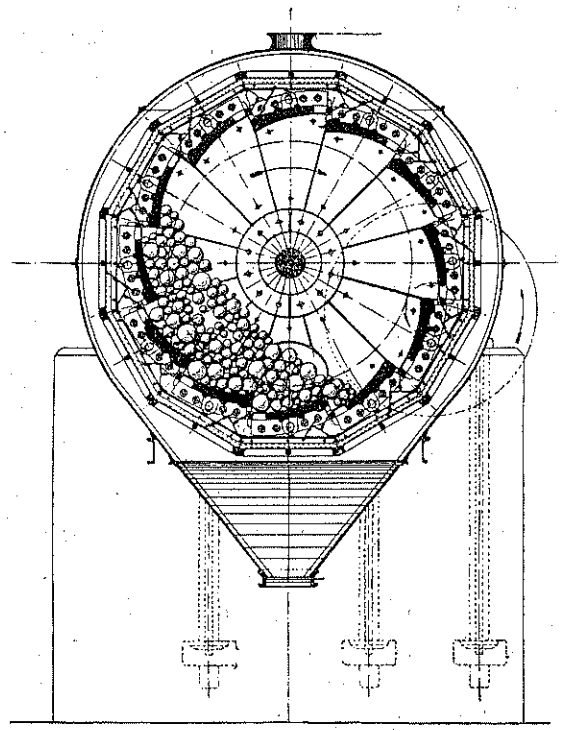


Fig. 69.

Molini a palle e derivati. — L'antico tipo europeo trova tutt'ora applicazioni in diverse industrie, ma va scomparendo dall'armamentario della preparazione meccanica. La fig. 69 dà per ricordo la sezione di una di tali macchine di ottima costruzione.

Le caratteristiche di questi molini sono le seguenti:

Il materiale entra al centro di una delle pareti laterali, nella direzione dell'albero motore. L'evacuazione del prodotto macinato ha luogo alla superficie periferica lungo fenditure esistenti fra le piastre della corazzatura e attraverso a stacci che avvolgono esternamente la corazzatura stessa, che limitano e definiscono il grado di macinazione e che mediante palette radiali, rinviano all'interno le parti non sufficientemente macinate. Il lavoro è quindi a ciclo chiuso interno.

Il loro diametro è in generale circa doppio della loro lunghezza.

I molini del tipo americano (fig. 70) sono invece basati sul seguente principio:

Il materiale entra da un'estremità in un corpo cilindrico (o tronco conico) che gira (non portato da un albero) intorno al proprio asse, e,

sotto l'azione dei corpi macinanti (palle, ciottoli, sbarre) avanza con velocità regolare verso l'estremità opposta alla entrata, dove abbandona l'apparecchio allo stato di prodotto finito. Il lavoro vi si compie quindi inizialmente a ciclo aperto, salvo dispositivi speciali che verranno esaminati.

La lunghezza è quasi eguale al diametro (Ball-mills) ovvero da due a cinque volte il diametro (Tub-mills).

Coi nuovi molini a palle si ha una grande semplificazione nella costruzione e sono eliminati gli stacci e talora le riprese di materiali non macinati. Al tempo stesso ed a parità di condizioni le macchine pesano meno; i rendimenti sono migliori; il consumo di acciaio è ridotto, mentre si ha una maggiore elasticità nella marcia ed un controllo facile e continuo del lavoro di macinazione.

I molini attualmente in uso per la macinazione fina e finissima possono così raggrupparsi:

a) *Ball-mills.* — Molini cilindrici la cui lunghezza è quasi eguale al diametro e *con palle d'acciaio.*

a) *Pebbles-mills.* — Identici ai precedenti, ma con lunghezza un po' maggiore del diametro e *con ciottoli di selce,* invece di palle d'acciaio.

b) *Hardingue-conical Ball-mills.* — Molini conici, *con palle d'acciaio.*

b) *Hardingue-conical Pebble-mills.* — Con *ciottoli di selce.*

c) *Tube-mills.* — Molini cilindrici di lunghezza che arriva talora a cinque volte il diametro. Per lo più *con ciottoli di selce,* ma talora anche con palle d'acciaio.

d) *Molini a verghe tonde d'acciaio.* — Molini di diametro ridotto; di lunghezza da m. 1,50 a m. 3. Il gruppo macinatore è costituito da sbarre tonde d'acciaio.

Ball-mills. — Fra i primi molini a palle di questa categoria deve essere ricordato quello dell'Ing. E. Ferraris che introdotto a Monteponi e in qualche altra miniera della Sardegna prima del 1900 ebbe molte applicazioni all'estero ed è ancora incluso nell'armamentario delle laverie moderne.

Quasi tutti i costruttori americani offrono alla clientela dei buonissimi apparecchi del tipo che nelle sue linee generali è rappresentato nella fig. 70.

Il loro impiego è di uso comune nella moderna preparazione meccanica dopo i progressi raggiunti dalla concentrazione dei fini e dei limi specie colla fluttuazione.

Nei *Ball-mills* il materiale è introdotto per lo più nel corpo cilindrico mediante un alimentatore spiraloide a sessola (Scoop-Feeder, fig. 71), che pesca in apposita cassa sottostante.

Questi alimentatori sono di dimensioni diverse fino a 750-1000 mm. di raggio. Quest'ultima grandezza occorrendo, nei grandi apparecchi, quando si deva rimontare al molino l'oversize di un idrovaglio nel caso

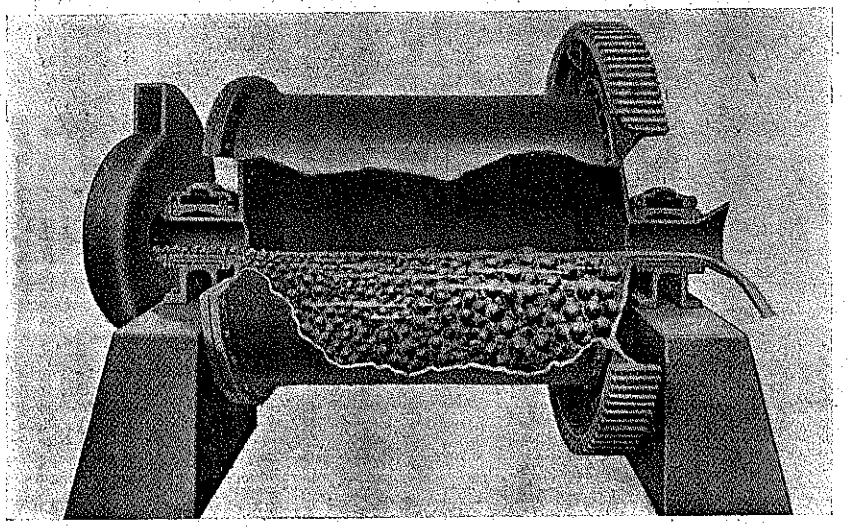


Fig. 70.

che questo sia usato per il lavoro a ciclo chiuso del quale verrà fatto cenno più oltre. Essi possono manipolare un insieme di grani anche di 35 mm. di diametro ed in ragione persino di 20 tonn. all'ora. La loro capacità è proporzionale al passo dell'elica. Se ne fanno a uno o più spirali, ma i primi sono preferiti.

Talora invece l'alimentatore è a tamburo, sempre con spirale interna (fig. 72) quando la corrente del materiale da macinare arriva direttamente all'altezza dell'asse del Ball-mills con canale o tubo.

La combinazione dei due tipi dà luogo all'alimentatore rappresentato nella fig. 73 che permette l'introduzione del materiale nell'apparecchio sia direttamente dall'alto e nel centro, sia pescandolo in un recipiente inferiore col lungo becco sporgente come nel caso in cui il molino lavora a ciclo chiuso.

Il cilindro d'acciaio fuso ha l'interno rivestito completamente da piastre di corazzatura (*liners*) che sono fatte a segmenti lisci per il rivestimento dei fondi e di tipi diversi per la parte cilindrica. La fig. 74

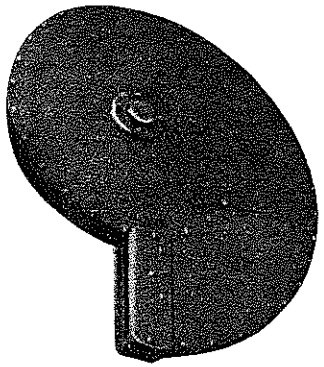


Fig. 71.

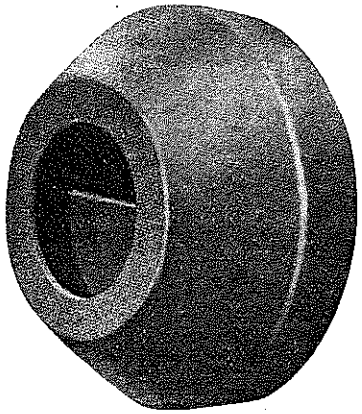


Fig. 72.

dà in *a* la forma delle piastre di fondo ed in *b* gli elementi della corazzatura del cilindro nei molini di costruzione Humboldt.

La fig. 75 mostra la corazzatura a piastre sovrapposte e la fig. 76 la corazzatura a piastre ondulate dei molini Allis-Chalmers.

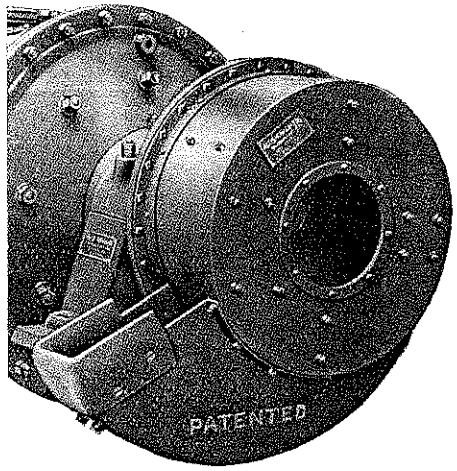


Fig. 73.

Un'altra corazzatura molto usata è quella detta « Komata » (fig. 77). Consta di piastre di ghisa dura temperata *B* riunite con bolloni *C* a testa fresata all'involucro. Nervature longitudinali *D* trascinando in su le palle aumentano la loro altezza di caduta. Sono quelle che si consumano di più onde si fanno in due parti, una *E* di ghisa e l'altra *D* d'acciaio al manganese; la prima fa da sostegno alla seconda. Dei bolloni *F* attraversano i due pezzi e li serrano all'involucro. Tali corazzature servono anche per la macinazione fina spinta a 60 mesh; per finezze maggiori è preferibile la corazzatura liscia.

L'uscita del prodotto macinato può avvenire qualche volta per scarico periferico (allo scopo di ottenere del prodotto granulare e con pochi limi), ma come regola generale si preferisce la discarica centrale, che può essere completamente libera o regolabile: in quest'ultimo caso si ha all'estremo dell'apparecchio un diaframma a piastre forate che si trova ad

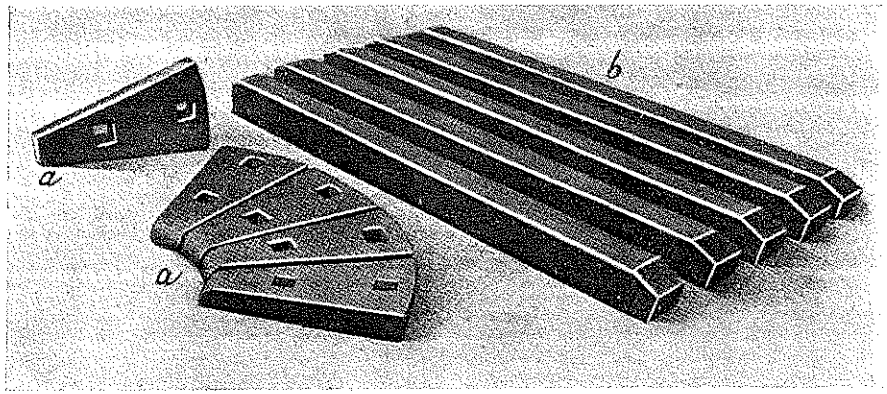


Fig. 74.

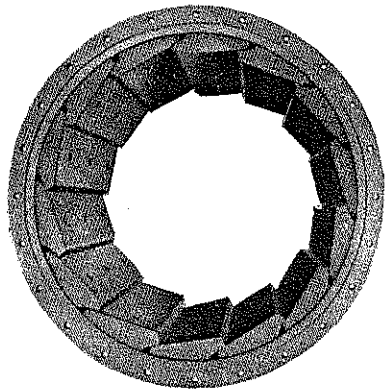


Fig. 75.

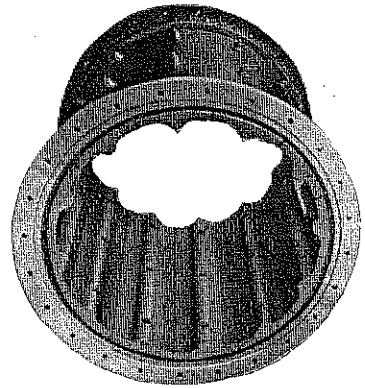


Fig. 76.

una certa distanza dal fondo. Nella fig. 79 il diaframma forato non fa che trattenere le palle nel corpo del molino.

Nelle figg. 78 *a* e 78 *b* è rappresentato l'apparecchio regolatore della discarica costruito dalla Casa Aliss-Chalmers. Il diaframma è a tre ordini di grossi fori (1-2-3) disposti in otto file radiali e secondo tre cerchi concentrici. La sua intelaiatura circolare, fissata con tiranti al fondo, porta

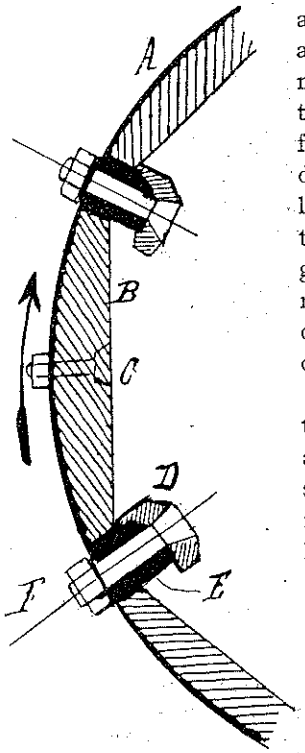


Fig. 77.

all'interno otto telaini T a griglia, corrispondenti alle file radiali di fori ed ai tappi P che chiudono nel fondo le piccole finestre con cui si possono tappare o lasciare aperti i fori tondi del diaframma. L'intelaiatura del diaframma si espande ed è rinforzata dalla parte del fondo del molino da otto nervature radiali S, che elevano la torbida macinata man mano che esce dai fori e la guidano in getto continuo verso il cono di scarico, il quale è all'interno del mozzo che regge da quella parte il cilindro girando entro il grosso cuscinetto esterno D.

Si capisce facilmente che se si permette alla torbida di uscire soltanto dai fori periferici si avrà nel molino una cosidetta discarica bassa, se dai fori centrali una discarica alta ed una media per la serie mediana dei fori; mentre lasciando tutti i fori aperti si ha una discarica centrale libera. Si può quindi regolare a volontà il livello della torbida e quindi il grado della macinazione, che potrà essere controllato con prese di campioni per opportune vagliature analitiche. Altri apparecchi regolatori della discarica, raccomandabili, sono quelli della Casa Chalmers & Williams.

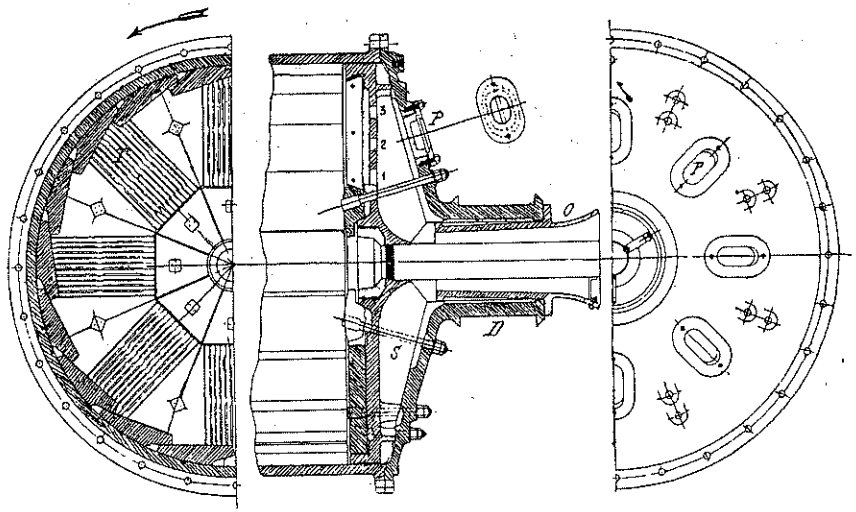


Fig. 78 *a*.

Fig. 78 *b*.

TABELLA DEI BALL-MILLS ALLIS & CHALMERS.

Dimensioni		Peso della carica di palle	Capacità in tonn. di quarzo duro per 24 ore da 50 mm. a 48 mesh	Capacità in tonn. di quarzo duro per 24 ore da 50 mm. a 14 mesh	HP per il movimento	HP consigliabili per il motore	Giri del molino al minuto	Peso completo senza palle
Diametro metri	Lunghezza metri	kg.	T.	T.				kg.
0,90	0,90	550	18	27	10	15	40	3.800
0,90	1,50	900	27	36	15	25	40	5.200
1,20	1,20	1.350	36	67	25	40	32	10.500
1,50	1,20	2.250	54	108	40	60	28	14.800
1,50	1,50	3.000	67	130	50	75	28	16.200
1,80	1,20	4.000	108	180	60	85	24	21.600
1,80	1,50	5.000	130	235	80	100	24	23.400
1,80	1,80	6.000	170	285	100	125	24	25.200
2,10	1,50	8.000	200	330	110	125	20	30.600
2,10	1,80	10.500	240	400	135	150	20	32.800
2,40	1,50	11.500	280	450	150	175	18	40.000
2,40	1,80	13.500	350	540	180	200	18	42.700

Il corpo del molino è fuso in un sol pezzo, perfettamente tornito e munito di un'apertura a chiusura ermetica per visita e ricambio delle parti interne. I fondi sono di acciaio e robustissimi ed i mozzi vuoti sono torniti con la massima cura.

Questi girano entro due robusti supporti, massicci ed a grande superficie per ripartizione della pressione che sopportano. I cuscinetti sono di metallo bianco speciale e protetti contro l'entrata di acqua e fanghiglia. L'ingranaggio principale e il rocchetto sono in generale a dentatura a cuspide.

Nelle figg. 79 *a* e 79 *b* è rappresentato in pianta ed in sezione un Ball-mills della Casa Hurboldt (Koln-Kalk). Il contralbero del rocchetto è unito con giunto elastico al motore elettrico che lo comanda. Lo scarico è libero, essendo la selezione del fino della torbida macinata eseguita all'esterno (come si dirà più oltre). L'entrata del materiale è regolata dall'alimentatore spiraloide (5) il cui lungo becco (16) permette di riprendere anche il rifiuto del classificatore di controllo ed è seguito da una breve coclea di trasporto. Si dà anche per queste macchine una tabella con le caratteristiche dei diversi modelli:

TABELLA DEI BALL-MILLS HUMBOLDT.

Numero del modello	Dimensioni		Giri al minuto	HP richiesti	Peso del molino senza palle kg.	Peso della carica di palle kg.
	Diametro metri	Lunghezza metri				
1	1000	1000	40	15	3.600	700
2	1000	1500	40	20	4.300	1000
3	1300	1300	30	30	8.800	2000
4	1300	1600	30	40	9.600	3000
5	1600	1400	26	50	12.000	3500
6	1600	1800	26	70	13.100	4500
7	2000	1700	22	120	18.000	800
8	2000	2000	22	140	19.400	9500

Un altro Ball-mill molto usato in America è il Marcy (costruttore: The Mine and Smelter Supply Co. Denver, U. S.), che è costituito da un tamburo d'acciaio fuso in due pezzi ciascuno dei quali ha un fondo e metà

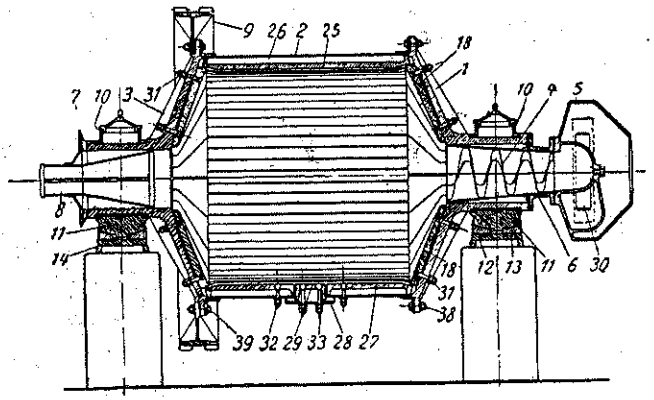


Fig. 79 *a*.

della parte cilindrica munita di flangia. Le due flangie sono riunite da una forte bollatura.

Le griglie del diaframma di sortita sono d'acciaio a forte tempera e sono di lunga durata. Opportune nervature radiali nella parte del diaframma forato che è rivolto dalla parte dell'uscita della torbida, riprendono il materiale macinato sollevandolo ed avviandolo verso lo scarico. L'altezza della scarica si fa variare per lo più immettendo una maggiore o minore quantità d'acqua nell'alimentatore e senza congegni speciali meccanici. La torbida macinata passa all'esterno in un classificatore che rimanda al molino l'oversize.

La seguente tabella dà le caratteristiche dei diversi modelli di questa macchina:

TABELLA DEI BALL-MILLS MARCY.

Numero	Dimensioni		Giri al 1'	Forza HP	Peso di una carica normale di palle	Peso del molino senza palle	Rendimento in tonnellate per 24 ore e per finezze di meshs						Osservazioni
	Diametro metri	Lunghezza metri			tonn.	tonn.	8	20	35	48	65	100	
1	0,830	0,550	35	6÷8	0,450	3,400	20	15	12	10	7	4	Rendim. per mat. porfirico
2	1,067	0,890	31	15÷20	1,130	6'600	50	38	30	25	18	11	Alimentaz. a pezzi di 50 m.
3	1,345	1,180	29	30÷40	2,270	11,000	90	68	52	45	32	18	
4	1,727	1,307	25	65÷90	4,000	19,000	300	225	180	150	105	60	Lavoro a ciclo chiuso
5	2,134	1,524	23	100÷150	8,160	34,000	685	490	390	325	230	130	
6	2,286	1,830	22	150÷225	12,700	45,000	1000	750	600	500	360	200	

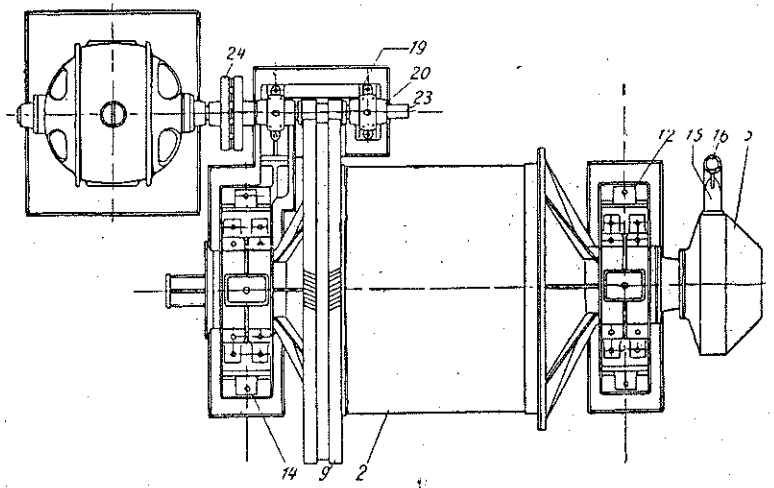


Fig. 79 *b*.

Pebble-mills. — Hanno la stessa struttura dei Ball-mills, ma ne differiscono inquantochè alle palle d'acciaio sono sostituiti dei ciottoli arrotondati di selce, che provengono in generale da certe formazioni dei terreni terziari.

Il funzionamento è identico a quello dei Ball-mills, ma la costruzione può essere anche un po' più leggera. Sono in generale destinati a macinazione più fina di quella richiesta ai Ball-mills.

Osservazioni sui Ball-mills in generale. — In tesi generale è bene non domandare al Ball-mill un prodotto più fino del vaglio di 60 mesh (mm. 0,21). Per riduzione più fina è preferibile il Pebble-mill ovvero il Tube-mill.

È consigliabile l'evitare di mandare al Ball-mill il materiale di un frantoio usuale (pezzi di mm. 50-60), se no la marcia diventa molto onerosa. È preferibile passare invece per l'intermediario di un altro trituratore (cilindraia, ovvero Symons Disc quando si tratti di quantità notevoli da macinare) in modo da alimentare il molino con grani tra 12 e 18 mm.

Capacità di macinazione. — La capacità di un molino è funzione del grado di riduzione richiesto; della carica di palle, nonchè della durezza della roccia.

I dati qui sotto indicati si riferiscono a macinazione di materiali di media durezza, che possono però essere anche molto ridotti (quanto a rendimento) ove si tratti di materiali di notevole durezza.

MOLINO (diametro e lunghezza)	0,90 × 0,90	0,90 × 1,50	1,20 × 1,20	1,50 × 1,20
	kg.	kg.	kg.	kg.
Riduzione 50 mm. a 1,— mm. . .	700	900	2000	—
Riduzione 50 mm. a 0,25 mm. . .	350	500	700	2000
Riduzione 50 mm. a 0,50 mm. . .	—	—	1000	3000
Riduzione 50 mm. a 0,20 mm. . .	—	—	600	1500

Capacità di macinazione. — La capacità di un molino è funzione del grado di riduzione richiesto; della carica di palle, e del loro diametro, nonchè della durezza della roccia.

Grado di riduzione. — A parità di grossezza dei grani alimentati, di velocità e di carica di palle, la riduzione di grossezza dipende dal quantitativo alimentato, dalla diluizione della torbida (che è il rapporto della quantità d'acqua rispetto a quella della parte solida), nonchè dalla dimensione delle palle e dal buon funzionamento dell'apparecchio separatore della parte non sufficientemente macinata.

Per tutti i molini destinati alla macinazione fina la marcia *a ciclo chiuso* è diventata di uso comune. La torbida uscendo dalla bocca di scarico passa in un separatore che elimina la parte non abbastanza fina e la rimanda al molino.

La fig. 80 *a* mostra un molino Humboldt che lavora a ciclo chiuso mediante un classificatore Dorr, modificato come da fig. 80 *b*.

Le figg. 81 *a* e 81 *b* rappresentano in vista di fianco e di fronte l'applicazione di un classificatore Askin ad un Ball-mill della Casa The Iron Works-Colorado.

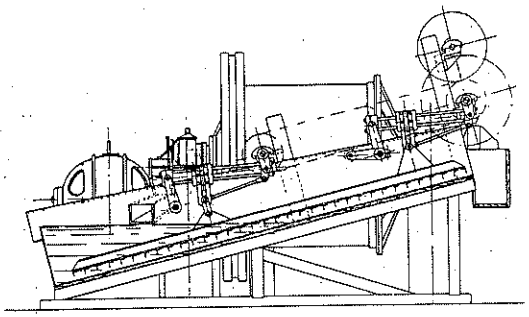


Fig. 80 *a*.

Il separatore può anche essere un idrovaglio a corrente ascensionale ben regolabile oppure anche, in casi speciali, un vaglio classificatore tipo Callow. Nel caso in cui il molino sia munito di discarica regolabile, una leggera aggiunta d'acqua nell'alimentazione contribuirà a dare prodotto fino, mentre una aggiunta un po' forzata produrrà del macinato granuloso.

Siccome lo scarico è periferico e non è quindi possibile nessuna separazione o classificazione di grani, l'acqua aggiunta ha un'azione di trascinamento più rapido di quando agisce su una torbida densa il cui sfogo è limitato ad una bocca di uscita: agendo più presto diminuisce il tempo di soggiorno dei grani nell'apparecchio che quindi dà un prodotto con minore percentuale di fino.

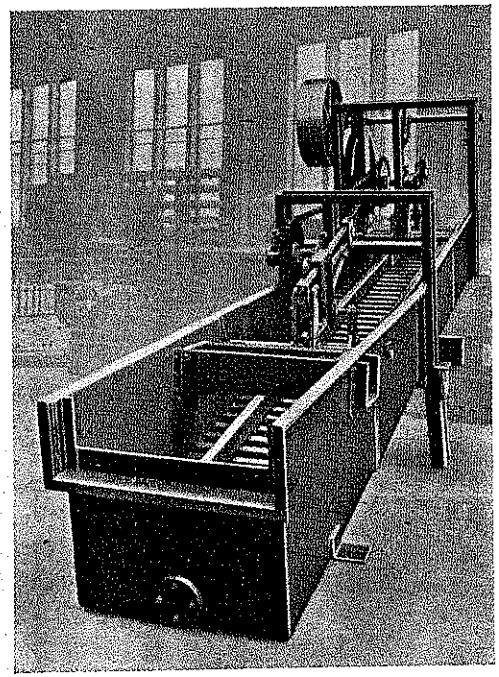


Fig. 80 *b*.

In generale non conviene che il materiale da macinare sia diluito in una quantità d'acqua maggiore del terzo del suo peso. Solo in casi speciali e per macinazioni finissime si arriva al 50 %.

Diametro e volume delle palle. — L'esperienza ha indicato che per facilitare la produzione di fino conviene introdurre nel molino un conveniente assortimento di palle (es. 125, 100, 70, 50 mm.) introducendo anche, se occorre, delle palle più piccole.

Più la materia è dura o

in grossi pezzi e più l'urto di caduta deve essere violento: necessità quindi di maggiore diametro del molino o di aumento del peso delle palle.

Però con una carica maggiore della metà del volume interno del molino la libera caduta è ostacolata ed una parte della massa resta inat-

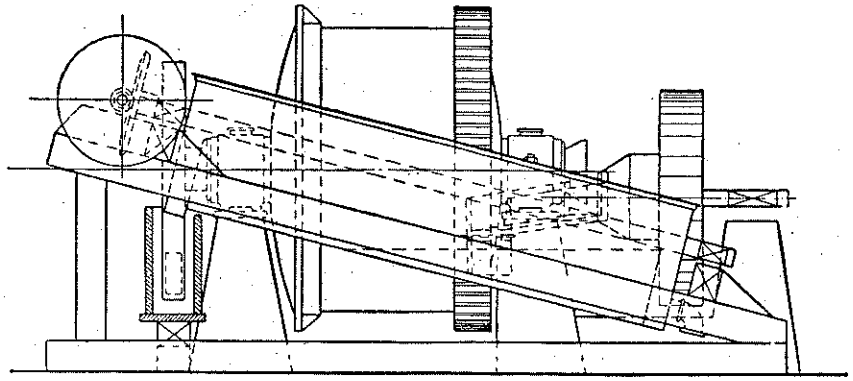


Fig. 81 *a*.

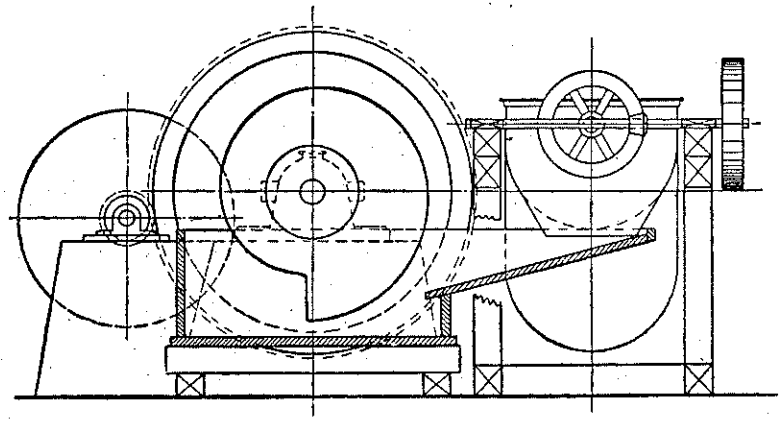


Fig. 81 *b*.

tiva. Se si riduce la carica ad un terzo del volume le palle cadranno da maggiore altezza.

Un metro cubo di palle, tutte di eguale diametro, pesa in media kg. 5780. Se le palle sono di dimensioni assortite questo peso ascende a kg. 6250.

Tenendo conto della materia interposta (carica) si può calcolare di kg. 4100 il peso medio per ogni metro cubo di carica globale, palle e minerale.

Il peso delle palle più usuali è il seguente:

Palla di	50	mm.	= 0,535	kg.	= N. di palle per tonn.		1690
» »	75	»	= 1,800	»	= »	»	505
» »	100	»	= 4,250	»	= »	»	211
» »	120	»	= 8,400	»	= »	»	108

Consumo di palle e piastre. — Il materiale più resistente è l'acciaio al cromo. Per questo il consumo medio può ascendere da 300 a 800 gr. per tonn./macinata.

Il consumo delle palle per l'acciaio al manganese può calcolarsi di circa il 30 % maggiore.

Per le corazzature il consumo oscilla fra gli 80 ed i 150 gr. alla tonn. per l'acciaio al cromo.

Velocità di funzionamento. — Il limite della velocità più conveniente è quello in cui le palle rotolando le une sulle altre sono sollevate al punto in cui cadendo vanno a battere sulla corazzatura. Questo urto che avviene lungo tutta la generatrice del cilindro è il fattore principale della macinazione, al quale in misura molto ridotta si somma quello dovuto al lavoro di sfregamento causato dalla rotazione e rotolamento delle palle. Si deve cercare adunque di raggiungere questa velocità limite, ma senza oltrepassarla.

La pratica di chi guida il lavoro fa sì che, al suono che dà l'apparecchio egli riconosce se questo funziona in buone condizioni di velocità. Di qui l'utilità del potere sensibilmente fare variare la velocità di rotazione del molino; ed è perciò che nei casi, ormai più comuni, di comando elettrico dell'apparecchio, ed ove si disponga di corrente continua, converrà dare la preferenza al motore in derivazione con riduttore di velocità.

Consumo di forza. — Si può grossolanamente ritenere che in media si richiedono da 12 a 15 HP di forza per ogni tonn. di palle costituenti la carica normale; ricordando tuttavia che a parità di ogni altra condizione il lavoro finale è funzione della durezza del minerale e della finezza del prodotto che si richiede al molino. Se per es. si possono macinare 90 tonn. di un dato minerale a 56 mesh con un lavoro di 25 HP, non ne occorrerà che circa il terzo per macinare lo stesso materiale a 20 mesh, a parità di altre condizioni.

Harding Conical-mills (*molini conici Harding*). — Questi tipi di molini a palle hanno avuto un vero successo industriale e tanto il tipo a palle (Hardinge Ball-mill) quanto il tipo a ciottoli di selce (Hardinge Pebble-mill) sono ora in uso in tutte le parti del mondo, sostituendo i pestelli, i molini Huntington ed altre macine e lottando, in qualche caso, colle cilindraie e spesso vittoriosamente con ottimi tipi di Ball-mills cilindrici.

Il corpo di questo molino (fig. 82) è formato da due tronchi di cono di grossa lamiera di acciaio uniti base a base con un corto cilindro che ne forma la parte mediana. I due mozzi vuoti che girano in larghi e massicci cuscinetti e che servono uno alla alimentazione e l'altro alla scarica del materiale, sono di acciaio fuso. Le unioni (eseguite con lavoro a tutta prova) delle parti robustissime sono controllate con somma cura e quando l'intero corpo del molino è all'ordine è messo sul tornio ed as-

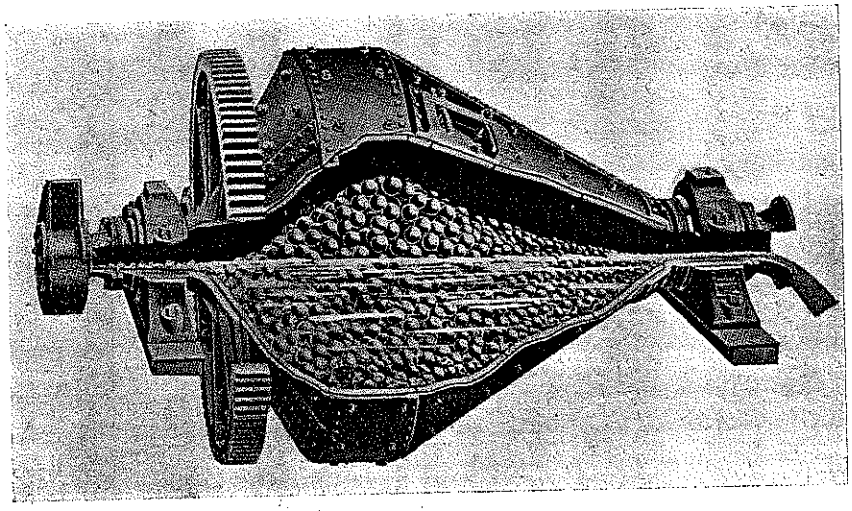


Fig. 82.

soggettato al lavoro finale di tornitura onde avere un insieme perfettamente centrato ed equilibrato che giri senza vibrazioni e col minimo consumo possibile di energia per attriti.

La fig. 83 e la seguente nomenclatura delle parti dà una chiara idea della macchina:

2. Alimentatore.
3. Diffusore conico.
4. Cuscinetto del mozzo.
5. Cappelletto del supporto.
6. Coperchio del cappelletto.
7. Mozzo d'alimentazione.
8. Base sferica del supporto.
9. Piastra di base del supporto.
10. Basamento.
11. Anello.
12. Mozzo di discarica.
13. Coperchio del foro di visita.
14. Telaio del detto coperchio.
15. Cono di scarico.
22. Puleggia sul contralbero.

Ricordiamo che il principio su cui si basa il funzionamento dell'apparecchio è indicato dall'esperimento illustrato nella fig. 84. Si uniscano con un mastice conveniente due imbuti di vetro e vi si introducano dei grani grossolani di pietra e della sabbia granita. Facendo girare l'insieme, tenendo l'asse leggermente inclinato, si vedranno i grani fini portarsi a destra.

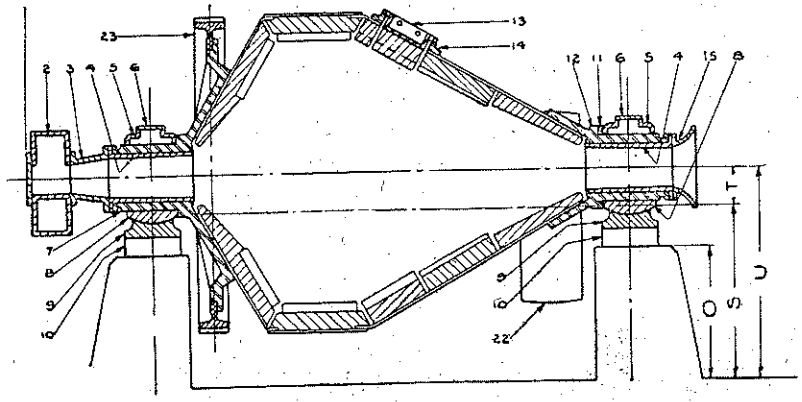


Fig. 83.

Similmente per l'azione delle superfici coniche nell'interno del molino Hardinge le palle di diverse dimensioni che formano la carica macinante si dispongono nel movimento di rotazione come si vede nella fig. 82; ossia i corpi macinanti maggiori si accumulano nella parte di maggiore diametro del molino, mentre le palle minori si dispongono con dimensioni decrescenti verso l'esterno del cono di sortita.

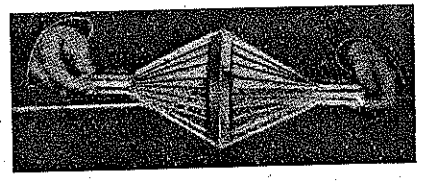


Fig. 84.

Il materiale grosso entrando nel molino è immediatamente sottoposto agli urti delle grosse palle, è suddiviso e passa nella zona delle palle minori fino a raggiungere l'uscita. I corpi macinanti si dispongono, in altre parole, automaticamente classificandosi in modo corrispondente all'entità e natura del lavoro da compiere.

Man mano che i grani si spezzano essi automaticamente avanzano in zone di decrescente lavoro di riduzione, e raggiungono gradatamente il grado di finezza che occorre al punto di scarico. Questo lavoro di riduzione dei grani e l'altezza di caduta delle palle maggiori sono massimi nei punti dove è richiesto l'urto maggiore, ossia nella zona cilindrica di massimo diametro, come si vede nella fig. 82.

Il diametro e il peso delle palle nonchè l'altezza di caduta, e quindi la violenza dell'urto e lo sforzo di macinazione vanno scemando col di-

minuire dei grani frantumati, accostandosi così ad un lavoro che appare più razionale.

Negli ordinari Ball-mills cilindrici, le palle di diametro maggiore tendono a portarsi invece verso la bocca di uscita del molino e quindi agiscono sul materiale fino mentre sul materiale in pezzi agiscono le palle minori, il che non parrebbe corrispondere veramente alle condizioni di migliore rendimento.

Tuttavia fra i *millmen* del nuovo mondo e dell'Australia non mancano i sostenitori dei Ball-mills cilindrici, e fra essi delle vere competenze.

Esperienze in contradittorio scrupolose e con veri impianti ad *hoc* furono intraprese da grandi Compagnie minerarie degli Stati Uniti, ma senza che la preminenza assoluta fra i due tipi di molini sia stata assodata.

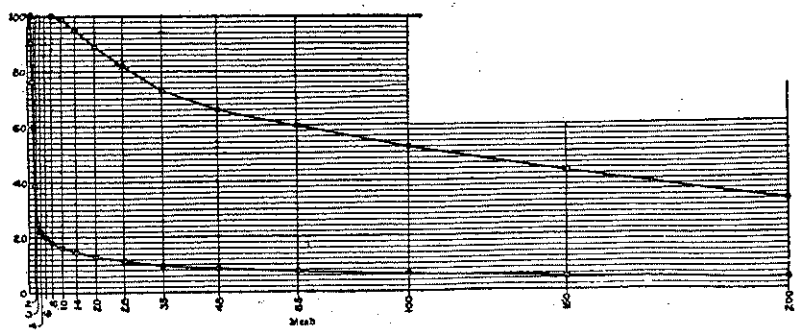


Fig. 85.

Indiscutibilmente i molini cilindrici degli altri grandi costruttori americani (Allis-Chalmers, Chalmers & Williams, Marcy, Marathon, ecc.), sono delle macchine ottime e possenti e tali da giustificare la concorrenza in dati casi vittoriosa. È certo però che parecchie grandi Società Americane quali l'Anaconda e la Miami Copper ed altre impiantarono delle vere batterie di molini Hardinge. Alle « Mines Calumet & Hecla », per es., 64 molini Hardinge di m. 2,40 di diametro, mosso ognuno da motore elettrico di 40 HP, alimentano 320 tavole Wifley; e di molini Hardinge se ne impiantano di continuo.

Il Conical Ball-mills può trattare anche materiali in pezzi tra i 50 e 70 mm. provenienti da un frantoio, ma, come fu detto, ciò non è consigliabile che in casi eccezionali. Anche per questi molini il migliore rendimento si ottiene quando i grani alimentati sono compresi fra 12 e 18 mm.

Diamo un esempio di macinazione di misti a ganga di quarzo duro da macinare sotto 10 mesh (mm. 1,651) fatta in un Conical Ball-mill di m. 1,80 di diametro passante materiale a grani minori di 25 mm.

Diluizione della torbida 1 a 0,80. Capacità da 7 ad 8 tonn. all'ora.

Carica di palle 8 tonn. Giri al minuto 29. Forza richiesta 38 HP.

Consumo di palle gr. 230 per tonn. macinata. Durata delle piastre di corazzatura di acciaio al cromo mesi 8.

Il seguente diagramma (fig. 85), riproducente un'analisi per vagliatura, mostra la composizione volumetrica del materiale alimentato (curva superiore) e del prodotto ottenuto (curva inferiore). Le ordinate indicano le percentuali progressive delle quantità passate attraverso ai successivi stacci (*undersizes*).

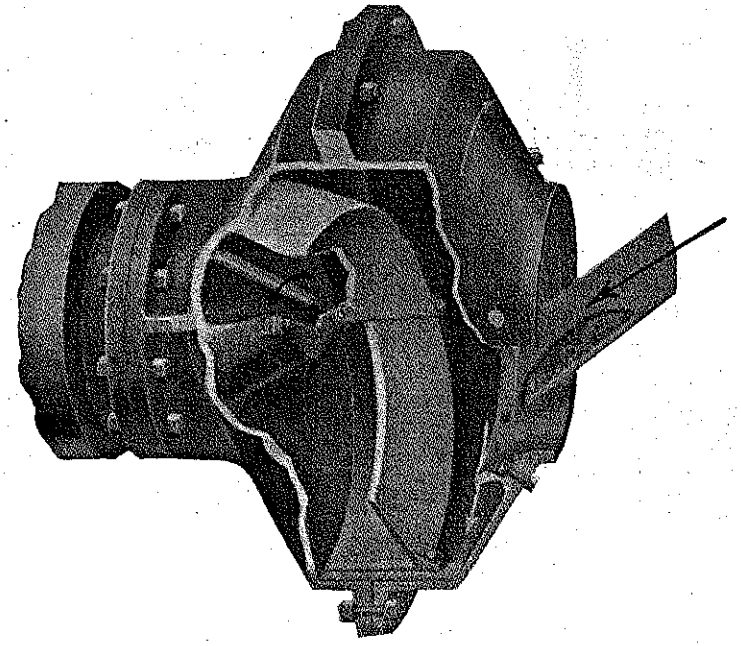


Fig. 86.

L'alimentazione del molino Hardinge avviene spesso per Scoop-Feeders (alimentatore a spiraloide già descritto) ovvero per alimentatore conico a spirale quale è indicato nella fig. 86.

La corazzatura è in generale costituita da piastre (facilmente introducibili dalla finestra di visita) d'acciaio al cromo o al manganese e della sezione indicata nella fig. 87, che mostra anche il modo con cui sono fissate al tamburo mediante bollonatura dei pezzi cuneiformi *C* le cui sporgenze generano una specie di corrugamento che favorisce l'elevarsi più in alto delle palle.

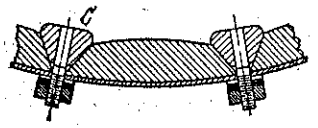


Fig. 87.

La parte cilindrica del molino Hardinge non deve superare in lunghezza il terzo del diametro: una esagerata lunghezza di questa fascia aumenta forse la riduzione, ma a detrimento del rendimento meccanico.

Una leggera inclinazione dell'asse di rotazione può permettere una diminuzione della carica di palle, senza tuttavia diminuire nella stessa proporzione il consumo di energia. Essa tende a dare un prodotto più granulare ed a diminuire la produzione di limi.

In generale il rendimento è massimo se la diluizione della torbida è del 50 % o se vi si accosta.

Può dirsi che si regola la macinazione agendo sul volume relativo della carica macinante; sulle dimensioni delle palle; sull'inclinazione dell'asse del molino e sulla diluizione della torbida.

Talora (ben inteso per minerali che non richiedono cernita e che per la costituzione loro devono essere ridotti a sabbie prima di passare ai concentratori) e specialmente per piccoli impianti di 50 a 60 tonn. giornaliere può aversi notevole economia di spese di impianto e di esercizio dall'uso del molino Hardinge.

Un frantoio regolato a 50 mm. seguito da un molino a palle riducente con ciclo chiuso tutto l'insieme a meno di 2 mm. da concentrare su tavole, semplificherà l'impianto che altrimenti richiederebbe con le cilindraie almeno tre apparecchi vagli, elevatore, ecc., e quindi notevole altezza; maggiore consumo di forza e di acqua ed una spesa maggiore d'impianto e di esercizio.

Consideriamo ancora come altro esempio il caso di una riduzione a meno di 1 mm. con produzione minima di limi. Uno schema di trattamento potrebbe essere costituito dall'interpolazione di un Symons Disc fra il frantoio ed un molino a palle per alimentare questo con grani di 15 mm., alleggerendo anzi il lavoro del molino con l'interposizione di un vaglio (per es. Callow-Screen) tra il Symons ed il molino, il cui rendimento sarà migliorato. È un sistema che in America ha molto favore e che è fra quelli consigliabile in certi casi da noi.

Il Conical Ball-mill Hardinge è costruito in 7 modelli di cui la tabella a pag. 155 dà le caratteristiche.

Molino conico a selci (*Hardinge Conical Pebble-mill*). — Quest'apparecchio è di costruzione simile a quella del molino conico a palle, ma in molti casi più leggera dato il minore peso della carica e la minore forza richiesta. Esso può ricevere grani da 12 mm. in giù e ridurli a qualsiasi grado di finezza. Può lavorare a secco e con l'acqua.

Prende il posto delle macine Chiliane, dei pestelli, e dei molini Huntington nonchè talora delle cilindraie da rimacinazione e fa qualche volta il lavoro dei Tube-mills. È molto indicato per rimacinazione dei misti dei crivelli e tavole, oppure (in serie con un molino a palle), per effettuare in due tempi una notevole riduzione, per es., da 50 mm. a 60 mesh.

TABELLA DEGLI HARDINGE CONICAL-MILLS.

Dimensioni		PESI			Rendimento in tonnellate per 24 ore	Energia assorbita	Motore consigliabile	*Osservazioni*
Diametro	Lung. parte cilindrica	del molino	della corazza	delle palle				
m.	m.	kg.	kg.	kg.	tonn.	HP	HP	
0,90	0,20	1400	500	360	15÷20	5	8	Rendimenti per macinazione di quarzo di media durezza. Alimentazione a 50 mm. Riduzione a 20 meshs.
1,35	0,40	3000	2000	1.900	50÷75	8	15	
1,80	0,40	4500	4000	4.000	150÷175	37	50	
1,80	0,55	5000	4300	4.500	175÷200	45	60	
2,40	0,55	7700	7700	12.700	400÷450	93	100	
2,40	0,75	9000	8000	13.500	500÷575	125	150	
2,40	0,90	9500	8200	15.500	600÷700	135	150	

TABELLA DEGLI HARDINGE CONICAL PEBBLE-MILLS.

Dimensioni		PESI		Rendimento in tonnellate per 24 ore	Energia assorbita	Motore consigliabile	*Osservazioni*
Diametro	Lunghezza parte cilindrica	del molino	delle palle				
m.	m.	kg.	kg.	tonn.	HP	HP	
0,90	0,20	1350	400	6÷8	3	5	Rendimento per minerali di durezza media
1,30	0,40	3060	1150	20÷25	8	13	Alimentazione a grani di 6-7 mm. Riduzione a 28 meshs.
1,80	0,55	4000	2000	50÷60	18	25	
1,80	0,75	4200	2150	60÷70	21	30	
1,80	1,20	4400	2500	75÷85	27	35	
2,40	0,55	6750	4500	100÷125	40	50	
2,40	0,75	7200	5000	125÷150	48	60	
2,40	0,90	7700	5400	140÷170	55	60	

I ciottoli che formano la massa macinante sono per lo più di una varietà di selce piromaca che si trova di preferenza in certi terreni del cretaceo (Danimarca, costa della Manica, ecc.), o nei calcari marnosi del terziario. Essi possono essere sostituiti da altro materiale duro proveniente anche talora dalla miniera, ma in generale se ne ottiene un rendimento ridotto. Invece è molto comune la pratica di sostituire alle selci delle palle più piccole di ghisa o di acciaio al cromo o al manganese. Il rendimento è certamente maggiore.

Usando i ciottoli si può adottare volendo una corazzatura fatta di pezzi di selce collegati da cemento, che però ha il difetto di richiedere diversi giorni di fermata della macchina quando si deve rifare quel rivestimento interno. Si dà quindi in generale la preferenza alle corazzature degli stessi tipi usati per gli altri molini a palle e per i Tube-mills.

La Hardinge Conical Mill Co. (New-York), costruisce 8 modelli di Conical Pebble-mills le cui caratteristiche sono riunite nella tabella a pag. 155.

Tube-mill. — Per spingere al limite massimo la macinazione di grani già fini, ossia per una macinazione *a morte*, come suol dirsi, si ricorre attualmente in molti casi al *molino a palle tubolare* (*Tube-mill*). Ciò avviene per esempio per certi tellururi d'oro per il cui trattamento occorre spesso ridurre il minerale in particelle minori di $^1/_{20}$ di mm.

Le figg. 88 *a* e 88 *b* rappresentano in scala di 1:50 la disposizione generale di uno di questi macinatori come è costruito in Inghilterra dalla già citata Casa Wilfley Mining Machinery.

Nel molino che si dà come esempio il corpo tubulare *A* è lungo m. 6,00; ha m. 1,50 di diametro ed è di lamiera d'acciaio dello spessore di 15 mm. I suoi estremi sono rivoltati in modo da formare flangia alla quale è fissato con chiodi ribaditi un anello di ferro di circa 25 mm. di spessore. L'intero tubo è quindi messo sul tornio e gli estremi sono così esattamente pianati e forati per ricevere i due fondi.

Il fondo dalla parte dell'entrata è formato da un largo cerchio, *c c*, di lamiera d'acciaio. Esso è fissato alle flangie del corpo tubolare e porta bullonato l'ingranaggio *I I* che ingrana col rocchetto *R* montato sull'albero motore che è munito di puleggia fissa e folle.

Allo stesso cerchio *c c* è solidamente fissato il mozzo d'acciaio *M*. L'alimentazione ha luogo mediante un tubo *T* munito di flangia per l'attacco del tubo che porta l'acqua col materiale da triturare. Esso è portato da un supporto *S* fissato al banco ed ha un'altra flangia alla quale si adatta il tubo di ferro *T'* che penetrando a dolce sfregamento nel lungo mozzo *M* permette a questo di girare liberamente sul tubo stesso che resta fisso. Le uscite d'acqua e di materiale sono impedite da un grosso premistoppe ordinario.

La piastra del fondo di sortita non differisce da quella d'entrata che

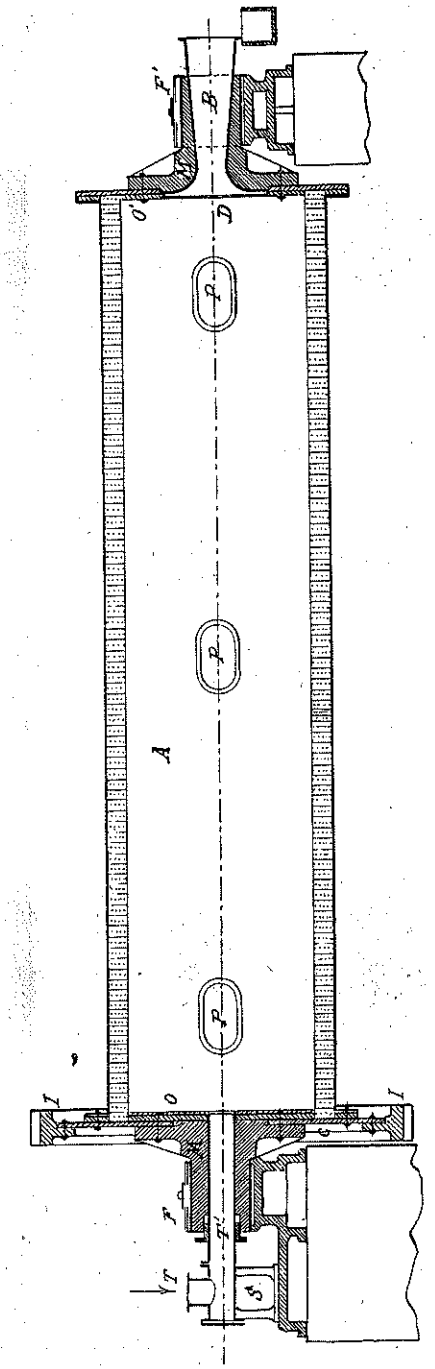


Fig. 88 *a*.

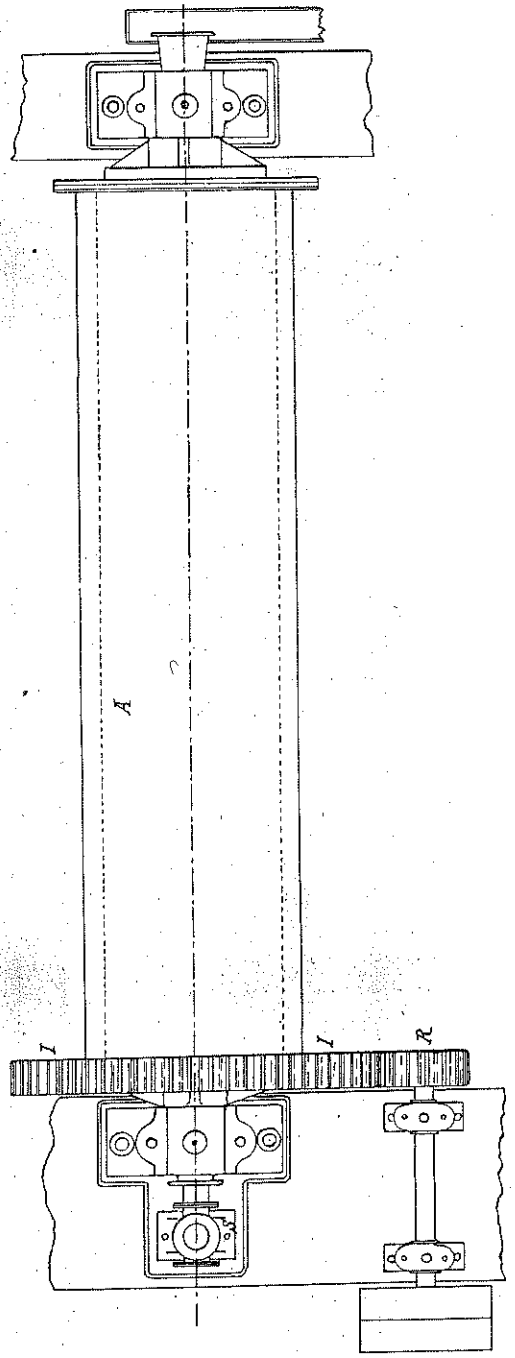


Fig. 88 *b*.

nel diametro che è un po' minore. Anche la disposizione del mozzo *M* è identica, ma il tubo conico *B* di sortita è fisso al mozzo ed è d'acciaio al manganese dello spessore di circa 12 mm.

I cuscinetti dei due grandi supporti *F F'* sono di metallo antifrizione.

Ai due fondi internamente si applicano le piastre *O O'* di protezione ricambiabili. Quella che è verso la sortita porta la tela forata che limita la macinazione.

L'albero motore (che ha 125 mm. di diametro nei supporti) fa 160 giri al minuto e quindi il molino ne fa 40.

L'interno del tubo è pieno fin quasi a metà di ciottoli arrotondati di silice che si trovano in certi terreni speciali come ad esempio nelle formazioni cretacee della Manica e della Danimarca.

In virtù del moto di rotazione e della corrente dell'acqua le parti fine avanzano più presto delle parti grossolane e quindi si ha dal principio alla fine del tubo una specie di classificazione che impedisce ai grani di impastarsi. Inoltre siccome coll'avanzare della materia nel tubo si ha una proporzione sempre maggiore di ciottoli, perchè diminuisce la quantità da triturare, ne viene che più la materia avanza riducendosi sempre più fina e più aumenta la superficie la quale in altre parole, aumenta quasi proporzionalmente alla riduzione di diametro.

L'invenzione del Tube-mill è dovuta al Davidsen ed ebbe le prime applicazioni nelle miniere d'oro del Transval per minerali la cui macinazione finissima fatta con pestelli era costosa e di scarso rendimento. Fu un vero successo industriale. Il Tube-mill permise di fare coi pestelli solo una prima triturazione grossolana (abbassando l'altezza di discarica ed adottando una tela a fori maggiori) e di completare la macinazione al grado di finezza voluto nel nuovo apparecchio; raddoppiando così senz'altro il rendimento degli stabilimenti. Se ne diffuse rapidamente l'uso in Australia, nella Nuova Zelanda ed in America.

Non conviene in generale alimentare un Tube-mill con grani maggiori di 2 mm.

Più sensibile è la granulazione e più diminuisce il buon contatto delle selci (o palle), aumentando i vuoti attraverso i quali dei grani sfuggono alla macinazione.

Il risultato della macinazione dipende direttamente dalla proporzione dell'alimentazione: ogni aumento di essa induce una corrispondente maggiore quantità di parte grossolana.

Per una capacità fissata la riduzione non è regolabile che dalla carica delle palle e dalla quantità d'acqua della torbida. I migliori risultati corrispondono ad una percentuale d'acqua di circa il 40 %, ogni eccesso è dannoso per il risultato finale.

La velocità di rotazione è in generale fissata in proporzione del diametro.

La si tiene per lo più fra i 27 e i 30 giri al minuto per un diametro di m. 1,20.

Al riposo le palle occupano circa la metà del volume del tubo. Ad una velocità ridotta esse sono trascinate gradatamente oltre l'orizzontale e ricadono rotolando su se stesse, onde la macinazione sarebbe limitata ad una lieve zona superficiale.

Raggiunti i 27 o 28 giri le palle subiscono il più conveniente innalzamento per ricadere efficacemente. Si forma verso il centro della massa una regione quasi immobile mentre nella zona esterna le palle non rotolano, ma vengono giù in cascata percuotendo ed invece nella zona periferica le palle assumono un movimento di trascinamento tangenziale. I due movimenti si compiono in senso inverso onde si ha doppio sfregamento tra queste due zone mobili e la regione neutra o immobile.

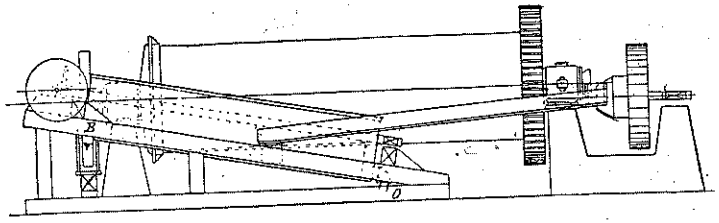


Fig. 89.

Alla periferia le palle girano; all'esterno cadono dal punto più alto cui giunsero e poi rotolano; si ha quindi un'utilizzazione del peso delle palle per gravità e per forza viva. Se si oltrepassa la velocità limite vi è proiezione delle palle trascinate troppo in alto per forza centrifuga; si forma una regione vuota verso il centro della massa ed il rendimento cala rapidamente.

Se si vuole ottenere il migliore rendimento non bisogna pretendere di ridurre al grado voluto di finezza tutto il materiale introdotto con un solo passaggio al molino, ma solo una parte considerevole di esso. Questo metodo evita uno sciupio di energia dovuta a produzione eccessiva di limi, mentre è di facile attuazione adottando il lavoro a ciclo chiuso (come fu detto per i Ball-mills) con l'intercalazione di un conveniente classificatore.

La fig. 89 rappresenta un Tube-mill la cui discarica va ad un classificatore Askin, che in *O* dà il prodotto finito, mentre in *B* scarica le sabbie nella cassa laterale in cui pesca l'alimentatore spiraloide che le riporta nel Tube-mill.

Per la corazzatura vale quanto fu detto precedentemente riguardo all'uso di quelle in selci e cemento. Si dà ora la preferenza alle piastre di acciaio al cromo od al manganese e specialmente per l'uso dei ciottoli di selce è molto in voga la corazzatura così detta « El-Oro ».

Consiste in piastre bollonate al cilindro e fornite di risalto (fig. 90), fatti in modo che molti ciottoli vi restano impigliati e come incuneati, onde una grande parte dell'usura si esercita su questa corazzatura silicea che protegge quindi quella metallica la cui durata è così prolungata. La

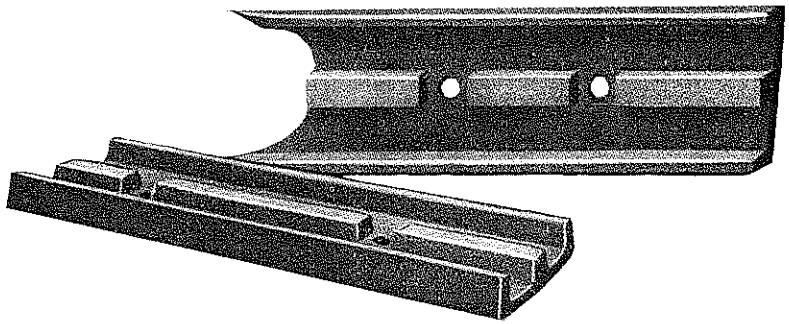


Fig. 90.

fig. 91 è una fotografia dell'interno di un Tube-mill della « The Iron Works-Colorado » munito di corazzatura « El-Oro ».

La massa macinante è per lo più formata da ciottoli di selce che provengono dalle formazioni in generale marnose che li contengono e ven-

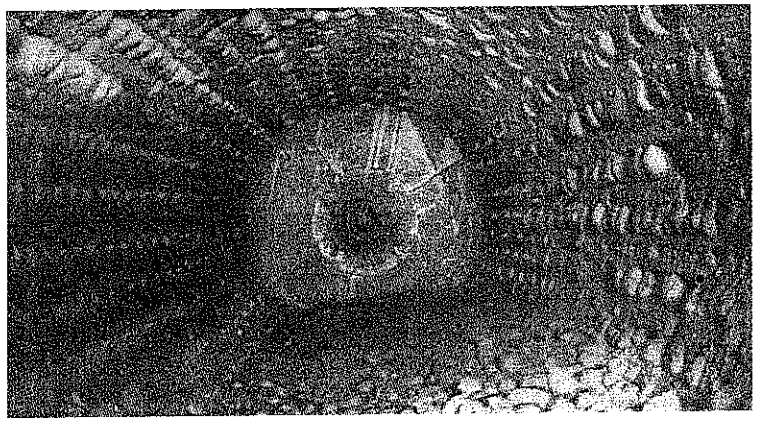


Fig. 91.

gono classificati per grossezza da 175 mm. in giù in 8 classi, delle quali le più richieste sono quelle fra i 60 ed i 100 mm., con migliore classifica per quei ciottoli che più si accostano alla forma sferica. In alcuni casi fu anche usato il calcedonio e l'onice che si trovano talora in lenti o banchi ed ai cui pezzi si arrotondano gli angoli con appositi apparecchi.

Per lo più si riempie il tubo di ciottoli fino un po' al disopra del suo asse (ossia per circa 55 % del volume totale interno). Il peso si calcola a 1 tonn. per metro cubo di vuoto interno del molino.

Un Tube-mill di piccolo modello (0,90 di diametro per m. 3 di lunghezza), del peso di 3 tonn. più kg. 1300 di palle, con velocità di 34 giri richiede 12 HP. Uno di modello possente (m. 1,80 di diametro per m. 6 di lunghezza), del peso di 19 tonn. più 10 tonn. di palle, con velocità di 24 giri richiede 100 HP.

Molini a verghe di acciaio (*Rod-mills*). — Il capo stipite di questi molini introdotto largamente in America in questi ultimi anni (specie per la rimacinazione dei misti), è il « Marathon » di E. C. Jonhson.

È un cilindro sul genere del Tube-mill di diametro che va da 60 cm. a m. 1,20 e di lunghezza da due a quattro volte il diametro nel quale funzionano come mezzo macinante, delle verghe di acciaio tonde, lunghe quanto il cilindro, invece delle palle.

Il diametro iniziale delle verghe va da 35 a 50 mm. e ne vengono per lo più ritirate quando si riducono a 15 mm.

Nel Ball-mill la traiettoria di ogni palla è libera, mentre in quello a verghe ogni sbarra è costretta a restare sensibilmente parallela alla sua direzione media. Ne nasce che i grani più grossi hanno maggiore probabilità di non sfuggire alla macinazione mentre le particelle sufficientemente macinate sono meno esposte ad una macinazione ulteriore inutile ed anzi dannosa.

Con le verghe cilindriche si hanno non dei punti, ma delle vere linee di contatto; quindi una maggiore efficacia (a parità di peso) ed una economia di forza, sia per l'aumentata efficacia, sia per il diametro minore, dato che li luogo geometrico dei centri di gravità della parte in moto è una linea più vicina all'asse di quello che non lo sia negli ordinari Ball-mills.

Per il fatto che si usano elementi cilindrici anzichè sferici, *a parità di volume*, il Rod-mill può contenere una carica del 50 % di più in metallo di un Ball-mill.

La densità media della carica che nel Ball-mill si è visto che può valutarsi a 4100 kg., sale a più di 5000 kg. per metro cubo.

Dall'uso di questa macchina risulta che il prodotto che se ne ottiene contiene una percentuale elevatissima di grani macinati ad un grado molto prossimo alla dimensione massima tollerabile e quasi nulla è la quantità che sfugge alla macinazione, mentre minima e quasi insignificante è la quantità di farine e limi.

Questa minore produzione di limi è forse dovuta al fatto che le sbarre lavorano, in certo qual modo, come lavorano i cilindri quando questi non sono mantenuti a contatto per non produrre troppi fini: il materiale stesso interposto fra le verghe fa lo stesso effetto o quasi degli arresti che tengono scartati i cilindri.

Pare inoltre che anche nei grani finissimi del prodotto macinato predomini la forma poliedrica, il che è naturalmente vantaggioso per l'ulteriore concentrazione su tavole.

Esperimenti eseguiti su uno staccio di 200 mesh (mm. 0,06), tanto per il prodotto fino di un Ball-mill quanto per quello di un Rod-mill, indicarono che i grani di galena sono più grossi in quest'ultimo ed hanno quasi tutti forma poliedrica mentre nel fino del Ball-mill è più abbondante il quantitativo di grani appiattiti e di lamelle esilissime.

Nel molino a verghe le sbarre — parallele in origine — non lo sono più quando è carico e lavora, perchè maggiore essendo il volume della carica al punto di entrata le verghe vengono qui più allontanate che allo estremo opposto il che è favorevole al buon risultato del lavoro perchè contribuisce a produrre una macinazione progressiva.

Il consumo delle verghe è minore dalla parte dell'alimentazione e va mano mano crescendo verso l'uscita. Il peso delle verghe è quindi sempre maggiore verso l'entrata ossia verso la parte dove si compie la macinazione grossa che richiede un maggiore sviluppo di energia. Il fenomeno è quindi giovevole al risultato finale.

Le verghe pur consumandosi mantengono tuttavia la forma circolare nella loro sezione sia ad un estremo che all'altro. Il consumo loro è di poco più di 100 gr. per tonn. di misti di media durezza macinanti da mm. 7 a mm. 1,5.

Ripetuti esperimenti su di un molino di tre metri di lunghezza, facendo delle prese di materiale macinato ad ogni trenta centimetri indicarono che se il materiale alimentato era di grani fra i 6 e 7 mm., quasi nulla è la produzione di limi nella prima metà del cilindro, mentre nessun grano di 6 mm. vi è arrivato senza essere stato triturato: i grani di millimetri 4,5 che nel materiale alimentato erano in ragione del 15 % sono limitati al 2 %: quelli di mm. 3,5 dal 33 % sono ridotti al 10 % e non rappresentano poi che il 2 % del prodotto dopo 2 metri di percorso nel molino. Il fino tra 100 e 200 mesh nel campione preso vicino alla sortita non è che 1 % del totale. Il risultato è quindi ottimo.

I primi apparecchi di questo tipo constavano di un cilindro corazzato collegato ai due fondi con flangie bollonate e con aperture a cerniera per permettere l'accesso all'interno. Due cerchioni fissati al corpo cilindrico verso i due estremi poggiavano su rulli e fra rotelle di spinta. Una corona dentata nella mezzeria del cilindro riceveva il moto da un rocchetto calettato su un contralbero. Il tutto poggiava su un solido banco ad U montato su un quadro che poteva ruotare mediante apposite viti per regolare la inclinazione del molino.

Attualmente è preferito il tipo in cui il cilindro gira sorretto da mozzi vuoti che girano entro grossi cuscinetti come negli usuali Ball-mills.

L'apparecchio non era in origine munito di alimentatore spiraloide perchè si riteneva che questo potesse presentare delle difficoltà nell'alimentazione di torbida densa a meno del 40 % d'acqua, poichè appunto tale era il caso più frequente e generato dal preconcetto che diminuendo l'acqua fosse ottenibile una maggiore efficacia nella macinazione. Si dovette poi constatare che i risultati di un tale sistema erano tutt'altro che edificanti. Una massa troppo densa impasta le verghe diminuendo l'effetto utile il quale invece sarà massimo aumentando la percentuale d'acqua nella torbida ad un certo limite critico da determinare caso per caso, ma non mai maggiore del 70 %.

Anche nei molini a verghe fu quindi adottato lo Scoop-Feeder, seguito talora da una coclea nel mozzo, sul genere della disposizione indicata nel molino Humboldt.

La fig. 92 dà una veduta prospettica di un moderno molino a sbarre mosso da motore elettrico della Casa Aliss-Chalmers che li costruisce in 6 modelli diversi dei quali si riportano le caratteristiche nella seguente tabella:

TABELLA DEI ROD-MILLS ALLIS-CHALMERS.

Dimensioni		Peso della carica di sbarre	Tonnellate macinate in 24 ore		Forza richiesta	Giri al minuto
Diametro m.	Lunghezza m.	kg.	con riduzione da 25 mm. a 20 mesh tonn.	con riduzione da 12 mm. a 20 mesh tonn.	HP	
0,90	1,80	2.200	95	45	20	34
0,90	2,40	3.000	125	60	25	34
1,20	2,40	5.400	140	110	40	26
1,20	3,90	6.800	300	140	50	26
1,50	3,00	12.000	500	225	100	20
1,80	3,60	21.000	800	350	150	18

Macine e disintegratori diversi. — Sebbene essi abbiano rare e speciali applicazioni nelle operazioni inerenti alla preparazione meccanica propriamente detta, si ritiene utile di accennare anche ad alcuni apparecchi destinati alla macinazione fina e dei quali alcuni lavorano per sfregamento altri per lavoro di pressione ed altri per urto.

Macine a sfregamento. — Appartengono a questo gruppo le macine formate da due grossi dischi di pietra silicea o di smeriglio, disposte orizzontalmente e delle quali l'inferiore è fissa e la superiore gira sulla prima attorno a un albero verticale mentre l'alimentazione ha luogo al centro. Le superfici a contatto hanno dei solchi convenientemente disposti onde la materia avanzi lentamente dal centro alla periferia da dove sorte. Per sostanze poco dure si usa anche il granito. La durata media è di un

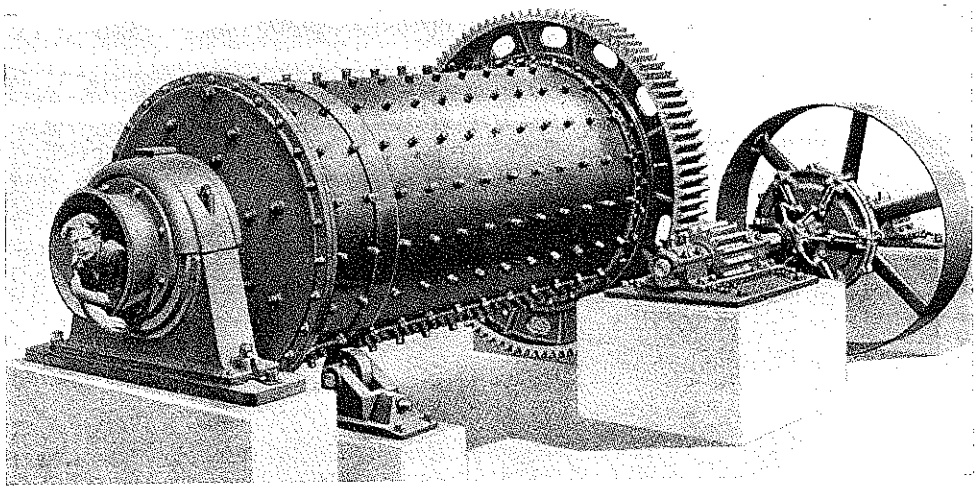


Fig. 92.

anno. Trattano grani non maggiori di 6 a 7 mm. Hanno diametro variabile tra m. 0,40 e m. 1,00 ed uno spessore di circa 200 mm.

La velocità loro va dalle 450 alle 250 rivoluzioni al minuto ed assorbono una forza che può ascendere da 2 a 15 HP a seconda delle dimensioni della macina e della sua velocità. Una macina di m. 1,00 di diametro a 360 rivoluzioni al minuto può macinare una tonnellata di grani di quarzo a $^1/_3$ di millimetro.

Rientrerebbero per il loro modo di funzionare in questa categoria i così detti *molini di montagna* che si usavano per macinare ed amalgamare l'oro in Val Sesia, in Val Anzasca ed a Pestarena nelle Alpi.

Lavorano pure sullo stesso principio il molino Heberle ed il *molino Dingey*, nei quali la materia è macinata per sfregamento fra dischi metallici, che sono disposti verticalmente nel primo apparecchio ed orizzontalmente nel secondo. Entrambi non ebbero che delle applicazioni localizzate e limitate a casi speciali per la rimacinazione dei grani misti provenienti dai crivelli.

Richiedono troppa forza ed il logorio delle parti macinanti è assai notevole, per cui non possono rivaleggiare con i cilindri ben regolati.

Fra gli apparecchi che macinano per sfregamento dobbiamo anche far cenno delle *arrastre* e delle *tine d'amalgamazione*.

L'*arrastra* rappresenta l'apparecchio primitivo di macinazione ed amalgamazione dei minerali d'oro e d'argento specialmente. Fu usato nelle miniere delle antiche colonie spagnuole dell'America ed è ancora oggidì in casi speciali e specialmente in località remote con difficili comunicazioni e dove il poco costo dell'impianto si impone.

Un'*arrastra* è formata da una specie di vasca o bacino circolare col pavimento di grossi blocchi di granito, o di quarzite, o di porfido duro, limitato tutto attorno da un muretto e con un rialzo al centro che porta un albero verticale munito di bracci ai quali sono sospesi con catene dei blocchi pesanti della stessa natura di pietra che strisciano sul pavimento della vasca. Questo ha uno spessore che varia dai 30 ai 60 cm. ed ha i giunti dei blocchi ben riempiti di cemento.

Il diametro delle arrastre, varia dai 2 ai 6 metri. Il numero delle braccia è per lo più di quattro ed i blocchi pesano dai 50 ai 900 kg. ognuno. Essi possono essere abbassati mediante le catene man mano che vanno consumandosi e durano da uno a tre mesi.

La durata del pavimento va da tre a quattro mesi.

La velocità fra i 4 ed i 18 giri al minuto ed il movimento è dato da cavalli o talora anche da un motore idraulico.

L'arrastra si alimenta con grani di diametro non maggiore di 18 mm., ma per lo più il materiale da macinare ed amalgamare vi arriva allo stato di poltiglia più o meno densa. Nella vasca si introduce del mercurio ed il prodotto si fa sortire di tanto in tanto da aperture o fori esistenti nel riparo circolare di cinta che ha un'altezza di m. 0,60 a m. 1,00 e che può essere in muratura o in legno rivestito di lamiera.

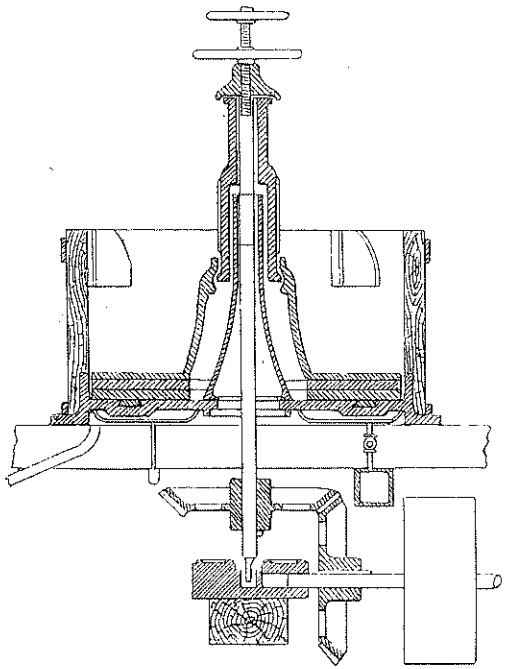


Fig. 93.

A seconda delle dimensioni, della velocità e della natura del minerale un'arrastra può trattare dalle 2 alle 6 tonnellate nelle 24 ore, con un consumo di forza che varia da 2 a 6 cavalli.

In modo simile a quello dell'arrastra lavora la *tina d'amalgamazione* rappresentata in sezione nella fig. 93. Si compone di una tina di ghisa o di legno con fondo di ghisa nella quale gira una macina che consiste in un disco piatto unito ad un sostegno centrale girevole e sospeso in modo che può essere alzato od abbassato a volontà per effettuare o sospendere

la macinazione e il miscuglio del mercurio col minerale onde esso si unisca al metallo. Questo miscuglio è tanto migliore quanto più attiva è la circolazione che si ottiene facendo sì che la torbida, mediante opportuni ostacoli o disposizioni diverse giunga e scorra sul fondo dal centro alla periferia della tina, risalga poi lungo la parete e torni superficialmente verso il centro.

Può essere a lavoro continuo o intermittente e tratta in generale dei grani minori di ½ mm. in ragione di 3 a 6 tonn. all'ora con un consumo di forza variabile da 3 a 10 cavalli. La carica è di circa una tonnellata.

Macine a lavoro per pressione. — Oltre i cilindri trituratori ed i molini Huntington e derivati si possono annoverare in questa categoria il molino Schranz, che come i molini Heberle e Dingey non ebbe che poche e speciali applicazioni pratiche; il polverizzatore *Tustin*, che non è in fondo che un macinatore a palle in cui le palle furono sostituite da due cilindri di piccolo diametro, nonchè tutte le macine a dischi verticali ed a rotolamento delle quali esistono modelli svariatissimi.

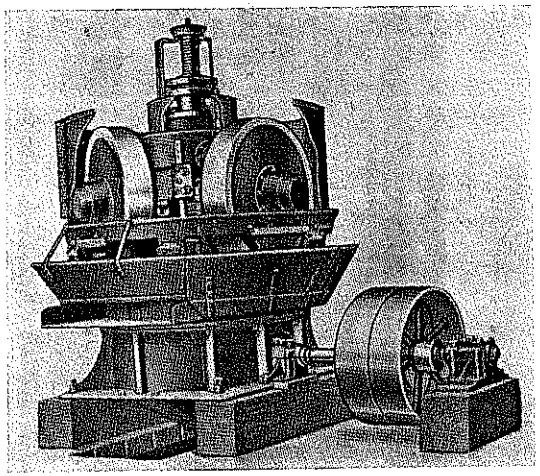


Fig. 94.

Una di tali macine si compone di due o tre pesanti ruote verticali di pietra o di metallo che comandate da un albero verticale girano intorno ad esso ed attorno al loro asse orizzontale entro un bacino circolare a bordi e con fondo pure rivestito di pietra, o di ghisa o d'acciaio.

Se ne hanno due categorie una delle quali comprende le macine nelle quali i cilindri o dischi verticali girano in virtù del moto dell'albero verticale e l'altra quella nelle quali è la bacinella di fondo che gira e obbliga a girare i cilindri o dischi che sono uniti all'albero verticale fisso.

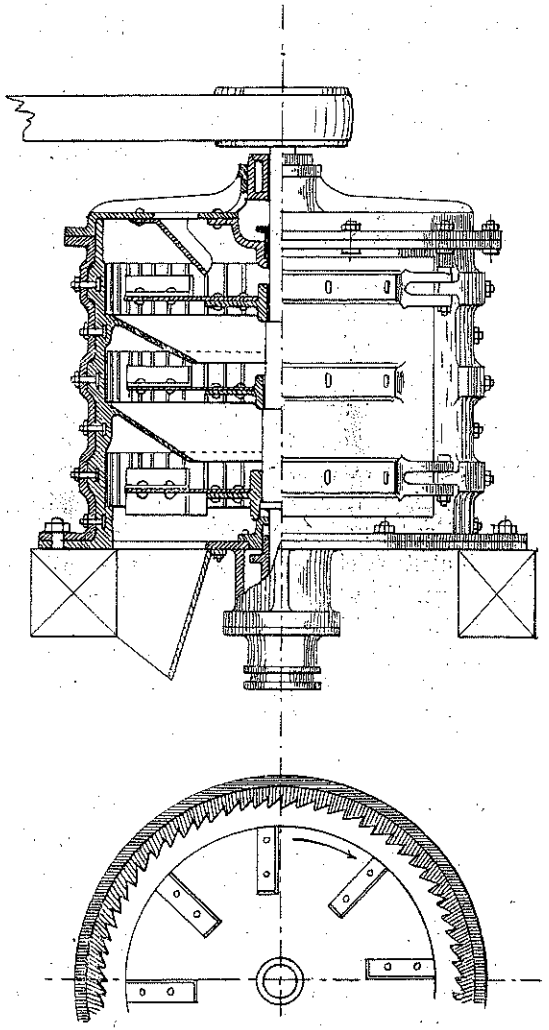
Il tipo delle macine della prima categoria, che sono quelle più generalmente usate, è il *molino Chiliano*, del quale una forma più moderna è data nella fig. 94.

I cilindri verticali non si trovano come nelle antiche macine su uno stesso asse orizzontale, ma su due assi che pure essendo collegati all'albero verticale sono fra loro indipendenti. Ciò fa sì che passando sui grani grossi ogni cilindro si solleva indipendentemente dall'altro, mentre prima quando i due dischi erano su di un asse comune prendevano spesso una posizione obliqua con non lieve diminuzione nel rendimento totale

Il fondo su cui rotolano i cilindri è fatto per lo più con settori ricambiabili di ghisa dura ed i cilindri sono rivestiti di anelli o camicie di ghisa dura o d'acciaio speciale i quali sono fissati con cunei di legno duro o altrimenti, ma in modo tale da esserne agevole la sostituzione.

Il moto all'albero verticale può essere dato per di sopra o per di sotto con ingranaggi conici.

Tra un disco e l'altro si hanno delle palette che rasentano il fondo della bacinella e che sono convenientemente disposte e regolabili in modo da ricondurne da un lato la materia non macinata sotto i dischi e dall'altro per spingere il prodotto macinato verso la bocca di sortita, uscendo dalla quale tale prodotto passa in generale in un vaglio cilindrico girante o piano ed oscillante che separa la parte sufficientemente fina dalla parte grossolana che viene ricondotta a mano o da un elevatore qualunque nella macina per subire una nuova triturazione.



Figg. 95 *a* e *b*.

Una di queste macine a due dischi del peso di circa 10 tonn. ognuno, alla velocità di 15 giri al minuto alimentato con grani misti quarzosi di meno di 12 mm. di diametro, dava un prodotto di circa 1100 kg. a grani minori di $^1/_5$ di mm., consumando circa 12 cavalli di forza.

Nel molino *Briand* si hanno tre cilindri i cui assi sono portati da un disco centrale che gira compiendo da 40 a 60 rivoluzioni al minuto.

Il Richards dà che ad Eureka (Utah) con un minerale di galena, carbonato di piombo e carbonato di rame a ganga di calcare e quarzo, un molino Briand di m. 1,50 di diametro a tre cilindri pesanti ognuno 1700 kg. e colla velocità di 37 rivoluzioni al minuto, trattava una tonnellata all'ora di misti in grani compresi fra mm. 1 e mm. 5 ½ riducendoli a meno di ½ mm. La forza richiesta è di circa cavalli 7 ½.

Il consumo delle camicie dei cilindri è di circa ½ kg. per tonnellata macinata e quello delle piastre di fondo di circa 400 grammi.

Macine a lavoro per urto. — Sono di due tipi a seconda che i grani si rompono perchè lanciati contro un ostacolo, o perchè sono urtati o battuti nello spazio durante la loro caduta.

Del primo tipo è il *disintegratore Vapart* che ebbe un successo momentaneo dopo l'esposizione del 1878, e che è tuttora adoperato in alcuni stabilimenti metallurgici specialmente. È rappresentato nelle figg. 95 *a* e 95 *b*.

Consiste in un involucro cilindrico di ghisa che ha la parete interna rivestita di anelli ricambiabili di ghisa dura a denti e nell'asse del quale gira a grande velocità un albero verticale che porta tre dischi orizzontali di ghisa disposti uno sull'altro a conveniente distanza.

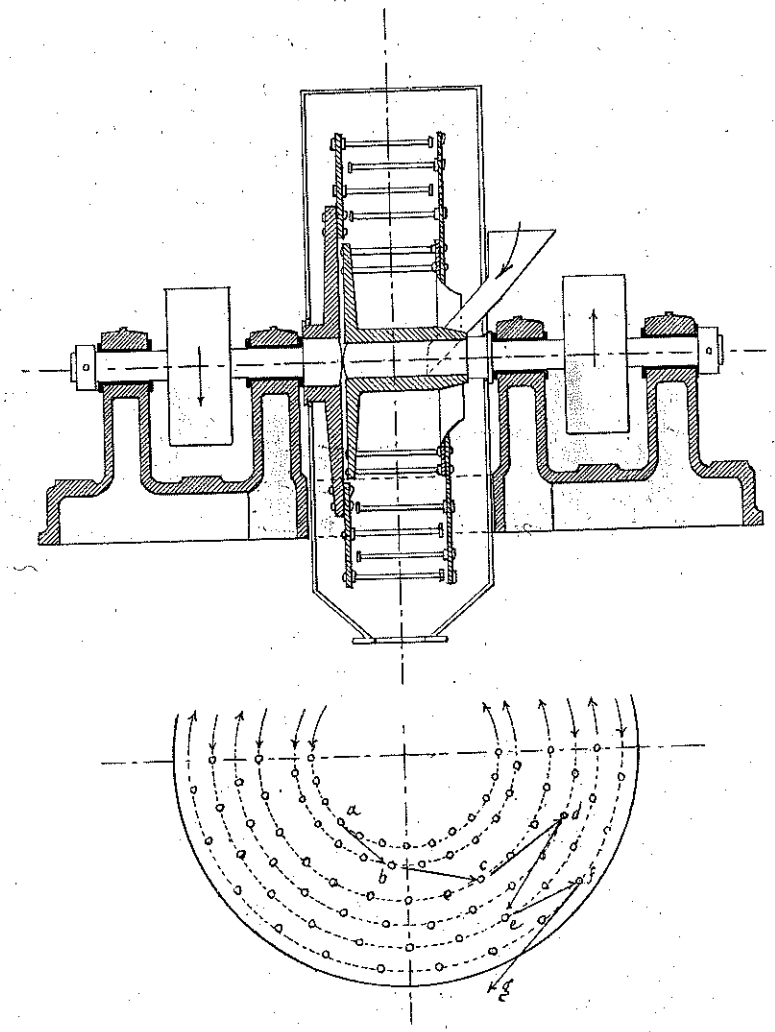
Mediante una tramoggia alimentatrice il materiale in pezzi arriva verso il centro del disco superiore ed è lanciato contro la parete sulla quale si infrange. Il prodotto di questa prima triturazione per mezzo di un cono rovesciato di ghisa è guidato verso il centro del secondo disco che lo lancia di nuovo verso l'involucro per infrangersi ancora e ricadere al centro del terzo disco ed uscire, poi al basso dell'apparecchio ridotto in grani più o meno minuti od in farina a seconda della velocità di rotazione dei dischi.

Le forze che entrano in azione nel disintegratore Vapart sono la forza centrifuga e quella d'attrito; ma siccome la risultante di queste due forze farebbe uscire i grani dal disco secondo una direzione molto obliqua, anzichè normale, alla parete del cilindro con notevole riduzione dell'effetto utile, si munirono nella loro faccia superiore i dischi di palette che obbligano i grani ad abbandonare i dischi in direzione radiale.

Col variare della velocità di rotazione varia la grossezza dei grani nel prodotto e l'effetto è diverso a seconda della diversa struttura molecolare delle sostanze da macinare.

Il disintegratore Vapart se adoperato per macinare delle sostanze dure presenta una usura considerevole delle parti macinanti e richiede una forza considerevole. Questa sale da 4 a 18 cavalli vapore a seconda della grandezza dell'apparecchio il cui diametro va da m. 0,90 a m. 1,75. Il rendimento relativamente alla forza impiegata è assai limitato, potendo variare dai 500 ai 1500 kg. all'ora di minerale non molto duro macinato a meno di ½ mm., a seconda della grandezza dell'apparecchio.

Il capo stipite dei macinatori per urto o percussione nello spazio è il disintegratore Carr che è rappresentato in sezione nelle figg. 96 *a* e 96 *b* e che trova rarissime applicazioni nella preparazione dei minerali. Ed è



Figg. 96 *a* e *b*.

naturale poichè quando se ne tentò l'applicazione per macinare delle sostanze un po' dure, come ad esempio dei grani misti di minerali blendosi, si constatò che a parità di rendimento la forza richiesta e l'usura delle parti macinanti era doppia di quella richiesta dai cilindri trituratori ben regolati.

Il suo uso è quindi limitato alla macinazione di sostanze piuttosto tenere e specialmente del carbone.

La macchina consta di una coppia di dischi circolari ruotanti in direzione contraria su due alberi disposti sulla stessa linea. Le faccie dei dischi che si trovano di fronte sono armate di una serie di spine sporgenti o battitori disposti su ciascun disco in anelli successivi concentrici ed in modo che i battitori fissati su un disco si inseriscono alternativamente in quelli fissati sull'altro disco ruotante, come si disse, in direzione contraria.

Le due file più interne di battitori sono entrambe fissate allo stesso disco onde esse ruotano nello stesso senso assicurando così la distribuzione radiale del materiale e rendendola uniforme.

I due alberi, le cui estremità interne arrotondate, quasi si toccano, sono montati ognuno su due supporti poggianti su robuste piastre di sostegno ed una puleggia è calettata su ciascun albero. Le cinghie che dànno il movimento all'apparecchio sono una dritta e l'altra incrociata.

I due sistemi di battitori girano chiusi in una capsula esterna la quale porta un'apertura centrale corrispondente a quella esistente in uno dei dischi.

Il minerale mediante un condotto fisso a traverso all'apertura centrale della capsula esterna penetra nell'apparecchio e viene proiettato a traverso alla macchina disponendosi in forma di una pioggia radiale in tutti i sensi verso la capsula esterna.

Una particella di materiale prende così una traiettoria a zig-zag (figura 96 *b*) muovendosi nella direzione della tangente ad ogni fila, spinta alternativamente a destra ed a sinistra e proiettata perciò ad una velocità equivalente a quella con cui i battitori la percuotono mentre girano. Mano mano che il materiale viene più finamente polverizzato nella sua corsa verso la periferia esterna, la più elevata velocità che si ha pel maggior diametro degli anelli, compensa il minor grado d'inerzia delle particelle fini ed il processo di macinazione è così graduale e continuo.

Si costruiscono modelli diversi di disintegratori Carr variando il diametro massimo dei dischi da m. 0,50 a m. 1,60 e la velocità da 1000 a 220 giri al minuto, con un rendimento orario in carbone polverizzato che va da mezza a diciotto tonnellate ed un consumo di forza che va proporzionalmente crescendo da 3 a 25 cavalli.

A questo stesso genere di disintegratori appartiene (oltre a molti altri) il *Rapide* nel quale l'organo battitore è costituito da un disco d'acciaio tornito ed equilibrato, la cui corona assai larga porta varie imperniature che servono a trattenere da 4 a 12 martelli corti di acciaio duro al tungsteno, liberamente oscillanti sulle loro rispettive imperniature. Il disco è calettato sopra un robusto albero d'acciaio con lunghi cuscinetti di bronzo fosforoso e gira in un involucro in due pezzi, internamente rivestito di piastre dure e fornito di una bocca di carico periferica e di diverse aperture di visita laterali. Il numero dei giri del disco cresce col diminuire delle dimensioni e potenzialità dell'apparecchio da 600 a 2000 al minuto.

CAPITOLO SESTO

NOTE PRATICHE RIGUARDANTI IL LAVORO DI FRANTUMAZIONE E MACINAZIONE ED IL CONTROLLO DELLE MACCHINE CHE LO COMPIONO

Dall'esame fatto precedentemente dei procedimenti di triturazione più o meno spinta dei minerali e dallo studio degli apparecchi inventati per raggiungere il grado di finezza richiesto dalle ulteriori operazioni di concentrazione ed arricchimento, si vede che la durezza di certi minerali o delle loro ganghe costringe a ricorrere spesso nella spezzatura e macinazione ai mezzi più potenti ed ha una grande influenza sul costo delle operazioni, sia per la forza richiesta, sia per l'usura delle parti macinanti.

D'altra parte sia la struttura dei minerali stessi, sia il loro stato di aggregazione, influiscono sul loro comportamento nel lavoro di triturazione nonchè sui risultati ottenibili.

Alcuni minerali sono duri e tenacissimi, come ad es., certe quarziti contenenti dell'anfibolo, spesso a struttura asbestica: alcuni altri (come il solfuro di argento o argirose, il rame nativo, il talco, il gesso, ecc.), benchè piuttosto molli sono molte volte assai tenaci e talora malleabili il che li rende difficili a frantumare e macinare. Alcuni minerali duri, ma fragili (come certe varietà di quarzo, i minerali a ganga di spato calcare o di fluorina), dànno alla macinazione della farina in quantità maggiore di quella che, a parità di condizioni, può provenire da un materiale tenero ma tenace.

La struttura di certi minerali poi influisce sulla forma delle particelle che si ottengono macinandoli e ciò, come si vedrà in appresso, può avere una certa importanza per il lavoro degli apparecchi concentratori.

I minerali che presentano un certo clivaggio si spezzano talora in elementi cubici o poliedrici (galena compatta, pirite e struttura cristallina) tal'altra in frammenti allungati, in scaglie appiattite, in lamelle, come

Il suo uso è quindi limitato alla macinazione di sostanze piuttosto tenere e specialmente del carbone.

La macchina consta di una coppia di dischi circolari ruotanti in direzione contraria su due alberi disposti sulla stessa linea. Le faccie dei dischi che si trovano di fronte sono armate di una serie di spine sporgenti o battitori disposti su ciascun disco in anelli successivi concentrici ed in modo che i battitori fissati su un disco si inseriscono alternativamente in quelli fissati sull'altro disco ruotante, come si disse, in direzione contraria.

Le due file più interne di battitori sono entrambe fissate allo stesso disco onde esse ruotano nello stesso senso assicurando così la distribuzione radiale del materiale e rendendola uniforme.

I due alberi, le cui estremità interne arrotondate, quasi si toccano, sono montati ognuno su due supporti poggianti su robuste piastre di sostegno ed una puleggia è calettata su ciascun albero. Le cinghie che dànno il movimento all'apparecchio sono una dritta e l'altra incrociata.

I due sistemi di battitori girano chiusi in una capsula esterna la quale porta un'apertura centrale corrispondente a quella esistente in uno dei dischi.

Il minerale mediante un condotto fisso a traverso all'apertura centrale della capsula esterna penetra nell'apparecchio e viene proiettato a traverso alla macchina disponendosi in forma di una pioggia radiale in tutti i sensi verso la capsula esterna.

Una particella di materiale prende così una traiettoria a zig-zag (figura 96 *b*) muovendosi nella direzione della tangente ad ogni fila, spinta alternativamente a destra ed a sinistra e proiettata perciò ad una velocità equivalente a quella con cui i battitori la percuotono mentre girano. Mano mano che il materiale viene più finamente polverizzato nella sua corsa verso la periferia esterna, la più elevata velocità che si ha pel maggior diametro degli anelli, compensa il minor grado d'inerzia delle particelle fini ed il processo di macinazione è così graduale e continuo.

Si costruiscono modelli diversi di disintegratori Carr variando il diametro massimo dei dischi da m. 0,50 a m. 1,60 e la velocità da 1000 a 220 giri al minuto, con un rendimento orario in carbone polverizzato che va da mezza a diciotto tonnellate ed un consumo di forza che va proporzionalmente crescendo da 3 a 25 cavalli.

A questo stesso genere di disintegratori appartiene (oltre a molti altri) il *Rapide* nel quale l'organo battitore è costituito da un disco d'acciaio tornito ed equilibrato, la cui corona assai larga porta varie imperniature che servono a trattenere da 4 a 12 martelli corti di acciaio duro al tungsteno, liberamente oscillanti sulle loro rispettive imperniature. Il disco è calettato sopra un robusto albero d'acciaio con lunghi cuscinetti di bronzo fosforoso e gira in un involucro in due pezzi, internamente rivestito di piastre dure e fornito di una bocca di carico periferica e di diverse aperture di visita laterali. Il numero dei giri del disco cresce col diminuire delle dimensioni e potenzialità dell'apparecchio da 600 a 2000 al minuto.

CAPITOLO SESTO

NOTE PRATICHE RIGUARDANTI IL LAVORO DI FRANTUMAZIONE E MACINAZIONE ED IL CONTROLLO DELLE MACCHINE CHE LO COMPIONO

Dall'esame fatto precedentemente dei procedimenti di triturazione più o meno spinta dei minerali e dallo studio degli apparecchi inventati per raggiungere il grado di finezza richiesto dalle ulteriori operazioni di concentrazione ed arricchimento, si vede che la durezza di certi minerali o delle loro ganghe costringe a ricorrere spesso nella spezzatura e macinazione ai mezzi più potenti ed ha una grande influenza sul costo delle operazioni, sia per la forza richiesta, sia per l'usura delle parti macinanti.

D'altra parte sia la struttura dei minerali stessi, sia il loro stato di aggregazione, influiscono sul loro comportamento nel lavoro di triturazione nonchè sui risultati ottenibili.

Alcuni minerali sono duri e tenacissimi, come ad es., certe quarziti contenenti dell'anfibolo, spesso a struttura asbestica: alcuni altri (come il solfuro di argento o argirose, il rame nativo, il talco, il gesso, ecc.), benchè piuttosto molli sono molte volte assai tenaci e talora malleabili il che li rende difficili a frantumare e macinare. Alcuni minerali duri, ma fragili (come certe varietà di quarzo, i minerali a ganga di spato calcare o di fluorina), dànno alla macinazione della farina in quantità maggiore di quella che, a parità di condizioni, può provenire da un materiale tenero ma tenace.

La struttura di certi minerali poi influisce sulla forma delle particelle che si ottengono macinandoli e ciò, come si vedrà in appresso, può avere una certa importanza per il lavoro degli apparecchi concentratori.

I minerali che presentano un certo clivaggio si spezzano talora in elementi cubici o poliedrici (galena compatta, pirite e struttura cristallina) tal'altra in frammenti allungati, in scaglie appiattite, in lamelle, come

è il caso di molti solfuri metallici. Quelli invece a struttura granulare si scindono con la macinazione in elementi tondeggianti (magnetite, granato, ecc.) e così via.

Occorre quindi di tenere conto opportunamente di tutti questi fatti per rendersi ben conto dei risultati ottenibili nei diversi casi, e per potere risolvere i diversi problemi inerenti alla macinazione; sia in relazione al lavoro occorrente, sia in relazione al grado di macinazione imposto dalle diverse circostanze caso per caso ed alla scelta delle macchine da adottare, delle quali dovrà essere poi seguìto e controllato attentamente il funzionamento onde ottenerne il migliore rendimento possibile.

Riguardo al lavoro che si spende per la macinazione, il Rittinger fu tra i primi a cercare di tradurre in formule le leggi che ad essa si riferiscono e che fanno risaltare l'influenza di alcuni fattori essenziali che vi intervengono. Si ritiene istruttivo ed utile il ricordare qui i suoi studi e deduzioni.

Si abbia un cubo di 1 cm. di lato, che richieda K chilogrammetri per essere spezzato secondo un piano parallelo ad una delle sue faccie. Se lo stesso cubo deve, per es., essere diviso in 8 cubi eguali, ognuno di $\frac{1}{2}$ cm. di lato, occorreranno tre piani di rottura ortogonali fra loro e quindi il lavoro occorrente sarà 3 K. Dividendo invece il detto cubo in 27 cubi eguali, ognuno di $\frac{1}{3}$ di cm. di lato, occorreranno 6 piani di rottura due a due ortogonali fra loro e quindi il lavoro speso sarà 6 K.

In generale dividendo il cubo in n^3 cubi eguali fra loro dovranno impiegarsi 3 $(n-1)$ piani di rottura spendendo un lavoro eguale a 3 $(n-1)$ K. Lo spigolo di ogni cubo parziale risulterà una frazione eguale a $1/n$ cm. Quindi se due cubi identici, come quello considerato, devono essere divisi uno in n^3 cubi eguali e l'altro in m^3 cubi anche eguali fra loro ma diversi dai precedenti, il rapporto dei lavori occorrenti risulterà:

$$\frac{3\,(n-1)\,K}{3\,(m-1)\,K} = \frac{n-1}{m-1}.$$

Se i numeri m ed n sono molto grandi, come generalmente avviene tale rapporto può ritenersi dato da n/m, ossia dal rapporto tra i numeri inversi di quelli che rappresentano la lunghezza degli spigoli dei cubi risultanti dalla rottura.

Così dividendo due cubi entrambi di spigolo eguale ad 1 cm., in cubetti di $^1/_{100}$ di cm. ed un altro in cubetti di $\frac{1}{4}$ di cm., il lavoro speso nel primo caso sarà 25 volte quello che si sarà speso nel secondo.

Ciò spiega il perchè le macchine che frantumano i minerali in grossi pezzi assorbono minore potenza di quelle che si impiegano nella macinazione fina, a parità di altre condizioni.

Si può osservare anche che il lavoro è proporzionale alla superficie del piano di rottura e quindi il lavoro totale che si spende nella divisione del cubo primitivo, è proporzionale alla somma delle superfici di tutti i piani di rottura. Ora questa superficie-somma, rappresenta la differenza tra la superficie totale dei grani del triturato e la superficie del cubo primitivo; onde ne nacque la regola teorica: *L'aumento di superficie che subisce un corpo nella triturazione è proporzionale al lavoro che si spende per compierla.* In pratica, avendo sempre da operare su pezzi di forma irregolare, l'aumento di superficie potrebbe determinarsi, secondo il Rittinger pesando l'acqua necessaria per bagnare la superficie dei pezzi prima e dopo macinazione, ritenendo questi pesi proporzionali alle superfici bagnate.

Il Reytt mediante numerose esperienze per controllare i risultati delle formule del Rittinger, trovò che (specie per la macinazione fina a grani minori di $\frac{1}{2}$ di mm.) l'aumento di superficie è molto meno rapido del lavoro richiesto per ottenerlo.

È anche opportuno il notare che il coefficiente di proporzionalità tra lavoro speso ed aumento di superficie del triturato varia non solo con la natura del corpo, ma anche secondo la macchina che si adopera, o meglio, a seconda che la macinazione avviene per urto, per compressione, per trazione, per torsione o per taglio, non solo, ma dipende anche per una stessa macchina dal modo con cui viene fatta lavorare.

Non mancano certamente pregevoli studi sperimentali e teoretici (quali quelli del Reytt, dell'Hersam, del Kicks, ecc.), che come quelli citati del Rittinger, contribuiscono a fissare le idee sulla natura dei fenomeni che accompagnano la frantumazione dei corpi e vorrebbero dedurne delle norme di calcolo per il lavoro corrente; ma urtano in generale, nell'applicazione pratica, contro le considerazioni in precedenza accennate, onde il migliore consiglio è di ricorrere a prove sperimentali quando occorra determinare la potenza richiesta da una data macchina trituratrice, per un dato materiale e per una riduzione prestabilita.

Si aggiunga che è utile il non perdere di vista il fatto che i risultati che si ottengono con le prove sperimentali sono sempre inferiori al vero consumo di forza industrialmente richiesto; sia perchè nel lavoro corrente, le macchine non sono sempre uniformemente alimentate al massimo; sia perchè esse non raggiungono un funzionamento perfetto come in laboratorio; sia per gli attriti e resistenze passive che sono sempre maggiori nel lavoro corrente.

Alcuni costruttori americani indicano talora delle regole empiriche per calcolare la forza occorrente in dati casi che dànno dei risultati abbastanza attendibili per minerali di media durezza e per grossa frantumazione: così secondo il Gates non si richiederebbe più di un HP per macinare una tonnellata all'ora di grossi pezzi alla dimensione di grani di 60 mm.; ma per la macinazione fina non è da tenere conto di queste norme empiriche dato che una stessa riduzione può richiedere, come si disse, un

diverso consumo di energia a seconda della natura del minerale e della macchina prescelta.

La scelta della macchina più adatta ad ogni singolo caso è di interesse capitale, sia per la composizione volumetrica del prodotto ottenibile sia per il consumo di energia da spendere nel lavoro di riduzione.

Per la frantumazione (ove non si tratti di forti quantità da frantumare in un dato punto) è in generale preferito in Europa il frantoio a mascelle, specialmente negli impianti modesti, che sono da noi i più comuni.

Come qualità di prodotto ottenibile è da osservare che nel frantoio a rotazione i grossi pezzi allungati si rompono come solidi appoggiati agli estremi e caricati nel mezzo, il che darebbe forse un certo risparmio di forza; ma se ciò è vero per i grossi pezzi verso la bocca superiore di caricamento, il fatto diventa molto meno apprezzabile nei pezzi minori man mano che vanno avviandosi alla bocca di sortita, perchè in generale, nel frantoio a rotazione le superfici coniche macinanti hanno dentatura poco marcata o nulla. Nei frantoi a mascella invece che per la macinazione grossolana hanno piastre a forte dentatura longitudinale, la rottura per spezzamento ha luogo anche nei pezzi minori onde si ha meno fino e pezzatura poliedrica.

Tuttavia bisogna notare che coi frantoi a rotazione è minore il pericolo di ingorghi e quindi l'apertura inferiore può essere ridotta in modo da spingere la frantumazione ad un grado maggiore.

Riguardo poi al genere del movimento è da osservare che nel frantoio a mascelle esso è intermittente mentre in quello a rotazione è continuo. Il primo lavora con l'intera superficie per quasi metà del tempo; l'altro lavora di continuo con circa la metà della superficie. Indubbiamente il secondo modo è meccanicamente più razionale e si risolve in una certa economia di forza motrice, che si accentua specialmente quando si tratti delle riduzioni di centinaia di tonnellate all'ora, come è il caso non raro, in impianti americani.

Da noi può dirsi che, per i quantitativi ordinari non superiori alle 6 tonn. all'ora, si può avere in generale una buona e vantaggiosa riduzione dei blocchi (di minerale a disseminazione grossolana di parti metallifere) a materiale da classificare e lavare, con un largo frantoio a mascelle regolato a 20 mm. e seguìto da una forte cilindrata regolata a 10 mm. o anche meno.

Se si tratta di forti quantitativi tale riduzione si può raggiungere ad es., con una frantumazione grossolana a 60 od 80 mm. in un frantoio a mascelle, che (previa eliminazione del fino), alimenta per es., un frantoio a rotazione, il quale (se occorre), manda il suo prodotto ad una cilindraia, o ad un molino Hardinge o ad altro Ball-mill.

Altra soluzione che può essere vantaggiosa appunto in questi casi è quella di mandare il materiale frantumato a 60 od 80 mm. ad un Symons Disc, come si fa nella laveria delle miniere di Gennamari-Ingurtosu, di cui si parlerà in seguito, dove un Symons Disc riduce da 80 a 10 mm. (lavorando a ciclo chiuso), ben 25 tonn. all'ora di minerale blendoso.

Quando la disseminazione è tale da rendere indispensabile lo spingere la macinazione molto oltre è bene il distinguere due casi: o il minerale da ricavare è tale da potere essere ricuperato nei fini per fluttuazione, o il minerale non è assolutamente fluttuabile.

In questo secondo caso sarà raccomandabile una macinazione graduale con cilindrate ben regolari e con una rimacinazione dei misti provenienti dai crivelli e dalle tavole in un molino a sbarre (per la caratteristica sua qualità di produrre pochissimi limi), onde rimetterli in circolazione e trattarli su altre tavole.

Nel primo caso invece, se la natura del minerale od altre considerazioni inducano ad un arricchimento, per es., su tavole e ad una concentrazione per fluttuazione dei fini e dei misti rimacinati; non avendosi nessuna preoccupazione di perdite notevoli nei prodotti anche finissimi, un passaggio diretto dalla prima riduzione grossolana ad un Ball-mill opportunamente regolato può risolvere economicamente il problema della macinazione.

Se invece si tratta di una disseminazione tale da indurre a dovere concentrare tutta la massa per fluttuazione, la grossolana riduzione preventiva potrà essere senz'altro seguita (in apposito Ball-mill), da una macinazione da 45 a 60 e in certi casi fino a 100 mesh e più.

Sarebbe peccare di presunzione il volere tracciare delle linee precise e generali a riguardo della preferenza da dare ad uno piuttosto che ad un altro apparecchio di macinazione, ma, risulta chiaramente da quanto fu esposto essere indispensabile che oltre la scelta delle macchine che si ritengono indicate per il genere di lavoro che ognuna di esse deve compiere, esse siano convenientemente regolate ed opportunamente controllate; il che rende evidente l'utilità delle analisi volumetriche per vagliatura delle quali riteniamo utile il tentare di dare qui un'idea chiara e convincente.

Delle analisi volumetriche per vagliatura. — La grandezza o grossezza dei grani (risultante del loro volume e forma) è uno dei caratteri di maggiore importanza nella preparazione meccanica dei minerali non solo, ma anche in tutte quelle industrie che richiedono frantumazioni, triturazioni e — più specialmente — macinazioni molto spinte e di sostanze svariatissime. La nozione esatta di tale elemento, di tale carattere, è quindi indispensabile per il controllo dei prodotti e dei diversi stadi per i quali passa il materiale dal quale provengono, attraverso macinazioni e vagliature diverse.

La grandezza di un corpo è facilmente e chiaramente concepita quando esso ha una forma piuttosto regolare e misurabile con i mezzi usuali. È quindi per es., chiara in noi la comprensione di un grano di un centimetro

cubo; ma non così facilmente si intuisce la grossezza del grano proveniente ad es., dalla riduzione del pezzo di un centimetro cubo in elementi a dimensioni di $^1/_{20}$ di centimetro; meno facilmente quello di $^1/_{20}$ di millimetro e anche meno quella di $^1/_{100}$ di millimetro.

Ora quando si devono manipolare o ridurre o trattare dei materiali finamente divisi, siano essi allo stato grezzo naturale o risultanti da procedimenti controllabili, quali frantumazioni, triturazioni o macinazioni, è assolutamente necessaria la cognizione delle quantità e grandezze degli elementi costitutivi della massa disgregata.

Ognuna delle operazioni suddette — perchè dia il migliore rendimento — richiede che le macchine che la compiono siano regolate nell'alimentazione e nel funzionamento loro in modo da raggiungere il risultato migliore della loro produzione, non solo nella quantità ma anche nella qualità del prodotto loro.

Ogni macchina od ogni insieme di macchine destinate a triturare o polverizzare ha un punto di massimo rendimento al quale conviene accostarsi quanto è possibile. Più si sta al disotto di esso e più diminuisce il risultato economico dell'operazione compiuta.

Per mantenere il migliore rendimento è necessario di procedere a frequenti analisi per vagliatura dei materiali d'alimentazione e dei prodotti ottenuti, sia dagli apparecchi di macinazione sia da quelli di classificazione. Esse dànno il migliore controllo del lavoro delle macchine e di quello di chi ne guida il funzionamento.

Spesso l'analisi per vagliatura del materiale da macinare indicò che era economicamente utile di fare precedere la macchina riduttrice da uno staccio capace di eliminare una forte percentuale di materia già sufficientemente fina e che non farebbe che diminuire il buon rendimento dell'apparecchio per il suo interporsi fra i grani agendo come cuscinetto elastico. Tale eliminazione aumenterà la resa della macchina trituratrice.

L'analisi volumetrica del prodotto di un apparecchio di macinazione dice come esso funziona. La macinazione troppo spinta, con le conseguenti perdite e con lo spreco di energia consumata, deve essere corretto. Se per contro il prodotto è troppo grossolano e la quantità voluta di materiale fino non è raggiunta, la resa effettiva della macchina e la qualità del prodotto non sono convenienti.

Le analisi in contraddittorio dell'alimentazione e della produzione di un apparecchio di macinazione guidano ad ottenere la massima resa ed il migliore prodotto poichè rivelando i difetti del funzionamento inducono ad apportare ad esso le necessarie modificazioni.

Ma perchè i risultati delle vagliature siano fra loro e dappertutto paragonabili è indispensabile che gli stacci presentino una uniformità ed esattezza assoluta nei fori e nel calibro dei fili che ne formano il tessuto, e che le dimensioni dei fori vadano crescendo secondo una cosidetta *scala*

di perforazione ben nota e ben stabilita, che — come si sa — è una progressione geometrica di cui sono fissati il termine di base o di origine e la ragione o rapporto fra i termini successivi.

Varie scale di perforazione furono proposte in epoche diverse. Prima in ordine di tempo (1868) fu quella del Rittinger avente per ragione $\sqrt{2}$, che tenne il campo per lungo tempo, ma che non corrisponde più ai nuovi bisogni delle intense macinazioni moderne, perchè non dà un numero sufficiente di graduazioni nelle classi fini.

Nel 1907 l'*Institute of Mining & Metallurgy of England* adottò una scala di perforazione per uso dei laboratori (Serie I. M. M.) che si informava all'idea di avere i fili del tessuto degli stacci di un diametro eguale al lato dei fori, e ciò allo scopo di evitare la deformazione di questi. Ne risultavano però dei tessuti metallici di fili pesanti e più adatti per l'uso corrente nei trommels o nei crivelli che per i piccoli stacci destinati alle analisi di laboratorio e con una percentuale ridottissima della parte utile forata. Inoltre nella serie degli stacci non si ha un rapporto fisso dei fori il che costituisce più un difetto che un pregio.

Ebbe pure un qualche favore la serie Hoover, che partendo come base dal foro di un pollice per le misure inglesi o di un millimetro per le misure decimali aveva per ragione della progressione geometrica $\sqrt[3]{3}$. Non fu seguita specialmente perchè la serie risultante dal calcolo non corrispondeva affatto alle perforazioni degli stacci generalmente usati nella pratica corrente.

Anche una serie geometrica con ragione $\sqrt[4]{2}$ fu proposta dal professor H. Richards. Essa è talora indicata come *serie a rapporto Rittinger duplicato* ed aveva il pregio di provvedere ad una più serrata vagliatura nelle classi più fini.

La *Tyler Standard Screen Scale Testing Sieve* (scala degli stacci d'analisi per vagliatura del Tyler), fu introdotta nel campo industriale dalla rinomata Società « The W. S. Tyler Company » (Cleveland, Ohio, U. S. A.), verso il 1910 ed ora è quella più generalmente usata, sia dagli industriali, sia dalle istituzioni tecniche negli Stati Uniti, in Australia, ecc., e che meriterebbe una larga diffusione anche da noi per analisi a volume, non solo nelle fasi di macinazione e classificazione della preparazione meccanica dei minerali, ma anche in tutte le industrie nelle quali si ricorre a macinazioni finissime.

È quindi interessante il riassumere qui tutto ciò che si riferisce alla scala di perforazione suddetta e alla sua applicazione per analisi per vagliatura e si dà intanto nella tabella a pag. 178 la scala di perforazione in parola.

Punto di partenza o base della serie è la tela forata di 200 mesh (fori di pollici 0,0029, mm. 0,074) che è la minima praticamente utile anche nelle industrie che ricorrono a macinazioni spinte (eccezione fatta per le industrie dei colori, ecc.).

Scala Tyler per vagliatura.

Fori in pollici	Fori in mm.	Mesh	Diametro dei fili in decimali di pollice
1,050	26,67	—	,148
,742	18,85	—	,135
,525	13,33	—	,105
,371	9,423	—	,092
,263	6,680	3	,070
,185	4,699	4	,065
,131	3,327	6	,036
,093	2,362	8	,032
,065	1,651	10	,035
0,046	1,168	14	,025
,0328	,833	20	,0172
,0232	,589	28	,0125
,0164	,417	35	,0122
,0116	,295	48	,0092
,0082	,208	65	,0072
,0058	,147	100	,0042
,0041	,104	150	,0026
,0029	,074	200	,0021

La ragione della progressione crescente è 1,414 (radice quadrata di due) già data alla sua serie dal Rittinger. Il lato dei fori di ogni tela è quindi 1,414 volte il lato dei fori della tela successiva, mentre le aree dei successivi fori hanno un rapporto costante eguale a due.

Il « Bureau of Standard » degli Stati Uniti nel 1919 propose una serie avente la stessa ragione (1,414) della serie Tyler, ma adottando il lato del foro di 1 mm. come base.

La seguente tabella dà appunto questa scala di perforazione detta Serie U. S.:

Scala della serie U. S.

Meshes per pollice	Numero del vaglio	Fori in pollici	Fori in millimetri	Diametro dei fili in pollici	Diametro dei fili in mm.
2,58	2½	,315	8,00	,073	1,85
3,03	3	,265	6,73	,065	1,65
3,57	3½	,223	5,66	,057	1,45
4,22	4	,187	4,76	,050	1,27
4,98	5	,157	4,00	,044	1,12
5,81	6	,132	3,36	,040	1,02
6,80	7	,111	2,83	,036	,92
7,89	8	,0937	2,38	,0331	,84
9,21	10	,0787	2,00	,0299	,76
10,72	12	,0661	1,68	,0272	,69
12,58	14	,0555	1,41	,0240	,61
14,66	16	,0469	1,19	,0213	,54
17,15	18	,0384	1,00	,0189	,48
20,16	20	,0331	,84	,0165	,42
23,47	25	,0280	,71	,0146	,37
27,62	30	,0232	,59	,0130	,33
32,15	35	,0197	,50	,0114	,29
38,02	40	,0165	,42	,0098	,25
44,44	45	,0138	,35	,0087	,22
52,36	50	,0117	,297	,0074	,188
61,93	60	,0098	,250	,0064	,162
72,46	70	,0083	,210	,0055	,140
85,47	80	,0070	,177	,0047	,119
101,01	100	,0059	,149	,0040	,102
120,48	120	,0049	,125	,0034	,086
142,86	140	,0041	,105	,0029	,074
166,67	170	,0035	,088	,0025	,063
200,	200	,0029	,074	,0021	,053
238,10	230	,0026	,062	,0018	,046
270,26	270	,0021	,053	,0016	,041
323,	325	,0017	,044	,0014	,036

Questa serie che potrebbe essere forse preferita nei paesi che usano le misure decimali, non si è diffusa nei paesi anglo-sassoni, ove la preferenza è data invece alla serie Tyler per le ragioni seguenti:

I vagli della serie U. S. non sono designati e caratterizzati dal numero di mesh per pollice, ma con numeri arbitrari a ciascuno dei quali corrisponde una speciale ed irregolare perforazione in mesh.

Nella scelta dei fili poi del tessuto metallico per i vagli della serie U. S. è adottato il principio di un'unica ed esatta relazione costante fra il diametro del filo ed il lato dei fori corrispondenti: il che porterebbe all'uso di fili spesso non corrispondenti a quelli commerciali o che devono essere fabbricati apposta rendendo problematica l'esatta applicazione pratica dei requisiti indicati dalla serie stessa, sia riguardo alla perforazione comportante frazioni di mesh, sia riguardo ai diametri reali dei fili del tessuto. Nei cenni seguenti, per ciò che riguarda le analisi volumetriche per vagliatura ci riferiremo pertanto alla serie Tyler come a quella fin'ora più diffusamente usata.

Esecuzione delle analisi volumetriche. — Dovendo procedere ad una analisi per vagliatura non è superfluo il raccomandare una presa regolare e scrupolosa del campione da analizzare ed un perfetto miscuglio e riduzione del campione prelevato.

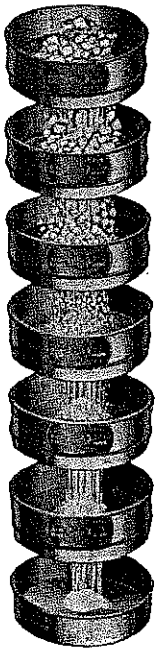


Fig. 97.

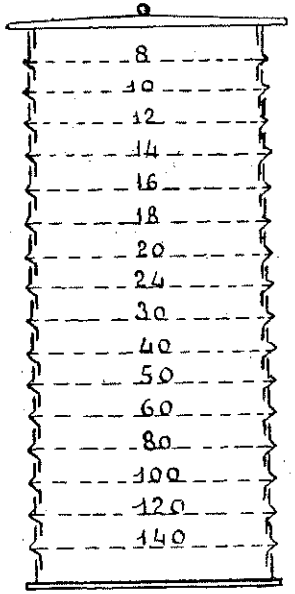


Fig. 98.

Si pesa una certa quantità del campione medio, variabile da 100 a 1000 grammi (od anche più se occorre), secondo la qualità e grossezza dei grani che lo costituiscono.

Si passa il tutto ad una serie di vagli (fig. 97), che possono essere indipendenti, ma che è preferibile siano di forma adatta onde poterli disporre per sovrapposizione in colonna come indica la fig. 98 ed i cui fori corrispondano a quelli della serie adottata (nel caso considerato a quelli della serie Tyler).

I vagli, come si vede, sono disposti nella colonna con perforazione decrescente dall'alto al basso e la perforazione da adottare per il primo vaglio dipenderà dalla qualità del materiale da analizzare e così potrà essere ad es., lo staccio di 4 mesh per l'alimentazione e prodotto di una cilindraia che riceve materiale proveniente ad es., da un trommel a fori di 6 mm.; ovvero lo staccio di 10 mesh per un apparecchio macinante a meno di 2 mm.; ed un vaglio per es., di 20 mesh od anche più per sabbie molto fini.

Per laboratori o per quelle industrie (es. quella dei cementi), in cui

sono o dovrebbero essere numerose le analisi volumetriche, la citata Casa Tyler costruisce l'insieme di vagli rappresentato dalla fig. 99, mossi da un piccolo motore elettrico.

Dalla vagliatura eseguita si ha la serie dei rifiuti (oversizes), di ogni vaglio. Si pesano questi rifiuti e si esprimono in percentuali della quantità totale sottoposta a vagliatura.

Queste serie di pesi possono essere riuniti in tabelle opportunamente disposte o riportate in diagrammi, che rendono facilmente apprezzabili i risultati dell'analisi volumetrica compiuta e le caratteristiche dell'insieme detritico analizzato.

Se ne ha un esempio nella tabella seguente:

Rapporto 1,414			Campione *B*			Campione *A*		
Lato dei fori		Mesh	Pesi parziali	Percentuali	Percentuali cumulative	Pesi parziali	Percentuali	Percentuali cumulative
Pollici	mm.							
0,263	6,680	3	—	—	—	—	—	—
,185	4,699	4	—	—	—	—	—	—
,131	3,327	6	6,0	0,5	0,5	1,0	,1	0,1
,093	2,362	8	33,0	3,0	3,5	63,5	5,8	5,9
,065	1,651	10	100,0	9,1	12,6	211,0	19,3	25,2
,046	1,168	14	140,5	12,7	25,3	177,0	16,2	41,4
,0328	0,833	20	144,6	13,1	38,4	122,5	11,2	52,6
,0282	0,589	28	115,6	10,5	48,9	112,5	10,3	62,9
,0164	0,417	35	180,5	16,4	65,3	90,5	8,3	71,2
,116	0,295	48						
,0082	0,208	65						
,005	0,147	100	380,0	34,7	100,00	314,5	28,8	100,00
,0041	0,104	150						
,0029	0,074	200						
		Totali	1100,2	100,0		1092,5	100,0	

che dà le analisi per vagliatura dei prodotti — presi in due momenti diversi — di un apparecchio di triturazione macinante a meno di 5 mm.

Per ciascuno dei due campioni sono registrati i pesi effettivi del materiale rimasto sui successivi vagli; dei quali sono poi segnati nella colonna successiva questi pesi ridotti in percentuali della quantità totale: queste, progressivamente sommate, dànno nella colonna seguente le percentuali cumulative, le quali forniscono i dati occorrenti alla rappresentazione grafica nei diagrammi della fig. 100.

La percentuale cumulativa dà il quantitativo totale del materiale che rimarrebbe su uno qualunque dei vagli delle serie, se su questo solo

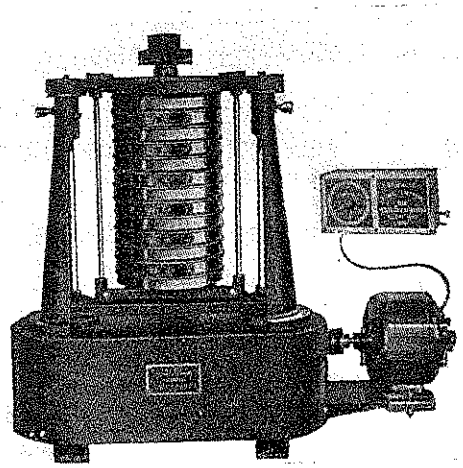


Fig. 99.

vaglio si fosse fatto passare tutto il campione; onde per avere il peso cumulativo occorre sommare tutte le quantità rimaste sui vagli successivi a maggiore perforazione, alla quantità rimasta sul vaglio che si considera. Onde, se, ad es., si prenda nel caso qui considerato il vaglio di 28 mesh (fori di mm. 0,589), si vede che il 48,9 % del materiale del campione *B* sarebbe rimasto sul detto vaglio perchè formato di grani di diametro maggiore di millimetri 0,589, mentre il 51,10% sarebbe passato attraverso al vaglio stesso. Nella rappresentazione grafica ogni punto segnato rappresenterà a sua volta il quantitativo totale di materiale che sarebbe stato trattenuto sul vaglio considerato se questo solo vaglio (riferentesi al punto in parola), fosse stato adoperato.

Nel diagramma della fig. 100, che si riferisce ai dati della tabella precedente, sono portate sull'asse delle ascisse in scala facoltativa, ma rappresentante semplicemente una progressione aritmetica, le perforazioni di mm. 1, 2, 3, ecc., ed in base a questa scala si sono innalzate in corrispondenza di ognuno dei 7 vagli adoperati per l'analisi le ordinate su ciascuna delle quali si sono portate delle lunghezze proporzionali alle percentuali cumulative calcolate e segnate nella tabella per ognuno dei due campioni.

L'unione dei punti successivi dà le due curve *A* e *B* che caratterizzano il risultato della macinazione in ciascuno dei due stadi ai quali si riferiscono i campioni analizzati e che indicano chiaramente che si ebbe una macinazione più conveniente nel caso *A* che nel caso *B*.

I diagrammi simili a quelli della fig. 100 sono detti *diagrammi cumulativi diretti*.

Sono tuttavia preferibili ad essi i *diagrammi cumulativi logaritmici*.

La differenza fra i due tipi consiste in ciò che nei primi i fori dei vagli sono segnati secondo una scala o serie aritmetica; mentre negli altri i lati dei fori dei successivi vagli sono segnati secondo una scala o serie logaritmica.

Ciò elimina gli inconvenienti che si possono verificare nei diagrammi diretti per il fatto che la differenza aritmetica tra le grandezze dei fori

nella successione dei vagli *della serie tipica* è minore nelle tele fini, mentre nelle tele a perforazione maggiore tale differenza è relativamente grande.

Ciò implicherebbe talora l'impossibilità di riunire in un solo foglio

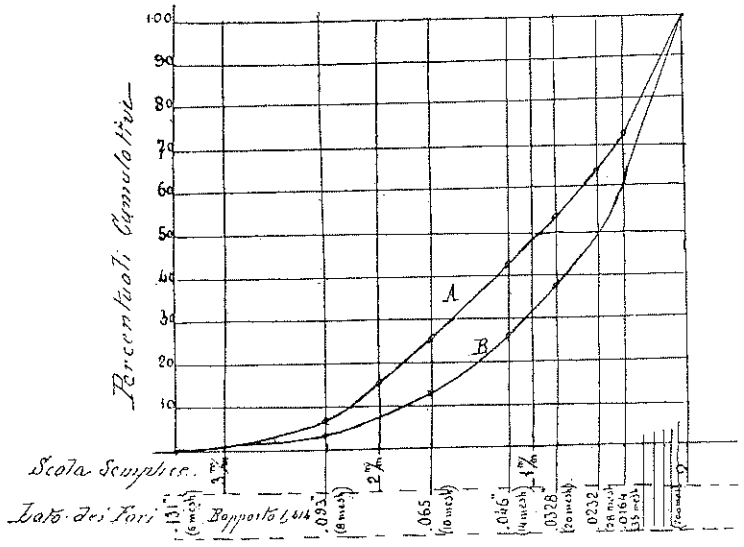


Fig. 100.

ordinario ed in un solo tracciato tutta la serie completa, dato il grande sviluppo occorrente per le tele a fori maggiori; e d'altra parte per le classi fini si avrebbe un insieme troppo serrato di ordinate che non permette-

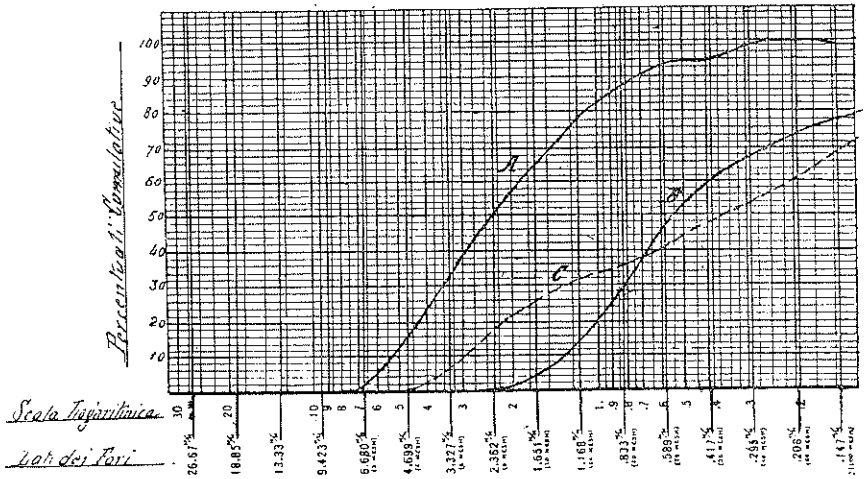


Fig. 101.

rebbero uno sviluppo chiaro ed evidente delle curve dei diagrammi un po' estesi verso il campo dei grani finissimi.

La difficoltà fu completamente superata appunto segnando i lati dei fori successivi dei vagli della serie tipica sull'asse delle ascisse in una scala prestabilita mediante i loro logaritmi.

Come si vede nel diagramma della fig. 101 si riesce così ad abbracciare occorrendo l'intera serie, ottenendo una opportuna compressione delle curve dei diagrammi nella parte che si riferisce ai grani maggiori ed una conveniente espansione nella parte che si riferisce alle classi fini.

Il diagramma della fig. 101 è un esempio ideale, ma istruttivo e dà le due curve *A* e *B* riferentisi alle vagliature calcolate ed indicate nella seguente tabella, compilata nel modo precedentemente indicato:

Rapporto 1,414				Campione *A*		Campione *B*	
Lato dei fori		Mesh	Diametri dei fili	Percentuali	Percentuali cumulative	Percentuali	Percentuali cumulat.
millimetri	pollici						
26,67	1,050	—	,148	—	—	—	—
13,33	,525	—	,105	—	—	—	—
9,423	,371	—	,092	—	—	—	—
6,680	,263	3	,070	3,9	3,9	—	—
4,699	,185	4	,065	11,1	15,0	—	—
3,327	,131	6	,036	17,7	32,7	—	—
2,362	,093	8	,032	18,9	51,6	0,2	0,2
1,651	,065	10	,035	12,7	64,3	2,7	2,9
1,168	,046	14	,025	14,3	78,6	10,7	13,6
,833	,0328	20	,0172	9,3	87,9	15,8	29,4
,589	,0232	28	,0125	6,	93,9	18,2	47,6
,417	,0164	35	,0122	2,9	96,8	12,0	59,6
,295	,0116	48	,0092	1,5	98,3	8,1	67,7
,208	,0082	65	,0072	0,8	99,1	4,9	72,6
,147	,0058	100	,0042	0,5	99,6	5,2	77,8
,104	,0041	150	,0026	—	—	4,1	81,9
,074	,0029	200	,0021	0,4	100,0	2,9	84,8
		< 200		—	—	15,2	100,0
			Totali				

Il campione *A* rappresenterebbe il materiale d'alimentazione di un molino a palle costituito da un insieme di misti di crivelli a grani minori di 7 mm. dei quali circa l'85 % superiori al mm.

Il campione *B* rappresenterebbe invece il prodotto della macinazione

e dall'esame del diagramma si vede che il risultato della macinazione sarebbe stato eccezionalmente soddisfacente.

Si nota immediatamente che nel prodotto non esistono grani maggiori di mm. 2,5; che la quantità di grani maggiori di 1 mm. è ridotta a circa il 25% mentre la quantità di elementi minori di ¼ di mm. è relativamente tenue.

Si sarebbe così ottenuto un prodotto ottimo per ripasso su tavole.

Il marcato parallelismo tra le due curve indicherebbe una macinazione graduale, nella quale quasi tutti gli elementi entrati nella macina avrebbero subìto una riduzione.

Il risultato che sarebbe indicato invece nella curva punteggiata *C* si accosta a quello che si verifica in molti casi pratici, quando il controllo della macinazione non è molto accurato.

Si vede insomma che ogni insieme di grani ha la sua caratteristica volumetrica rappresentata da una curva che ne definisce a colpo d'occhio la natura, il che può permettere di trarre un notevole vantaggio pratico dai diagrammi per lo studio delle migliori condizioni di funzionamento di un apparecchio qualunque di macinazione.

Supponiamo ad es., che ci si proponga di determinare le migliori condizioni di lavoro di un molino a palle. Questi apparecchi sono muniti di distributori che dànno un'alimentazione oraria fissa per un dato materiale al quale corrisponda per es., una curva del tipo *A*. Si prelevino durante alcuni giorni ed a convenienti intervalli dei campioni del materiale alimentato e del prodotto macinato; se ne prendano le medie e si costruisca il grafico, indicante con le sue curve medie il regime del molino.

Si ripeta questa operazione facendo opportunamente variare i diversi elementi che influiscono sulla macinazione: peso delle palle o dei ciottoli di selce, quantità oraria alimentata, quantità d'acqua che accompagna il materiale alimentato e — entro limiti però assai ristretti — la velocità dell'apparecchio, quando è possibile.

Dal confronto dei grafici si potranno determinare le condizioni più vantaggiose di marcia della macchina trituratrice per conseguire così il migliore prodotto possibile ed in molti casi una economia di costo di macinazione che può essere molto sensibile specie quando si tratti di notevoli quantità da macinare, con riduzioni notevoli, come quelle che richiede ad es., il trattamento per fluttuazione col quale si devono ridurre spesso a 65 mesh (mm. 0,208) ed anche oltre dei minerali non di rado a ganghe durissime.

Oltre il metodo ora descritto per la rappresentazione grafica delle analisi per vagliatura con diagramma a scala logaritmica, che è anche detto metodo Boswell, se ne conoscono vari altri fra i quali ad es., *il metodo Jackson*.

Metodo Jackson. — Si sa che triturando una data massa di grani,

se indichiamo con S la somma delle superfici medie dei suoi singoli elementi, quanto più è spinto il grado di triturazione tanto maggiore è il valore di S che va anche aumentando rapidamente col crescere della riduzione effettuata. Il metodo Jackson consiste nello stabilire un cosidetto *fattore superficiale*, un numero astratto, basato sul fatto ora ricordato, ed è per lo più usato in Inghilterra di preferenza per le macinazioni molto spinte, considerando come massimo il grano di $^4/_{10}$ di mm. (vaglio di 35 mesh).

Si divide la sabbia da esaminare in quattro vagliature:

1°	Polvere	fra	0	e	mm.	0,010	quantità	a
2°	»	»	0,010	»	»	0,025	»	b
3°	»	»	0,025	»	»	0,040	»	c
4°	»	»	0,040	«	»	0,033	»	d

Si moltiplicano i pesi a, b, c, d per i numeri o fattori sperimentali sotto indicati, e si sommino i prodotti; ossia si faccia:

$$3367\ a + 962\ b + 518\ c + 91\ d$$

e si divida per 100 il totale, ottenendo così il fattore caratteristico di quella data sabbia o polvere.

Esempio. — Sia un prodotto macinato composto del:

5 %	di	elementi	tra	0	e	0,010	mm.
10 »	»	»	»	0,010	»	0,025	»
4 »	»	»	»	0,025	»	0,040	»
81 »	»	»	»	0,040	»	0,33	»

si avrà:

$$(5 \times 3367) + (10 \times 962) + (4 \times 518) + (81 \times 91) = 35.898$$

che diviso per 100 dà come fattore caratteristico del materiale in parola il numero 359.

Una polvere più fina darà un fattore caratteristico maggiore.

Il metodo è anche applicabile a sabbie grossolane e medie applicando i seguenti coefficienti:

45	per	sabbie	passanti	attraverso	il	vaglio	a	fori	di	mm.	0,4
36	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	0,5
23	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	1,0
9	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	2,5

Esempio. — Sia un prodotto macinato composto del:

10 %	di	grani	tra		mm.	1	e mm.	2,5
20 »	»	»	»		»	0,5	» »	1,0
50 »	»	»	»		»	0,4	» »	0,5
40 »	»	»	»	minori di	»	0,4		

Il fattore caratteristico sarà:

$$\frac{(10 \times 9) + (20 \times 23) + (50 \times 36) + (40 \times 45)}{100} = 31,5.$$

Sono così *standardizzati*, per così dire i diversi tipi di sabbie con cifre.

Il metodo Jackson per il controllo delle macinazioni fornisce insomma due cifre o fattori superficiali:

uno relativo al materiale da macinare (cifra bassa);
l'altro relativo al materiale macinato (cifra alta);

la maggiore o minore perfezione della macinazione sarà dunque rappresentata dallo scarto delle due cifre.

Metodo dell'Associazione dei Fonditori Americani. — È una regola empirica che consiste nel moltiplicare i pesi percentuali delle sabbie passanti attraverso ad ogni vaglio (undersize) e non passanti attraverso al vaglio seguente più piccolo (oversize), per il numero del vaglio espresso in mesh e dividendo la somma dei prodotti per 100.

Si abbia per es., un materiale fino contenente:

2,8 %	di	grani	tra		8	e	20	mesh
40,0 »	»	»	»		20	»	40	»
27,2 »	»	»	»		40	»	60	»
9,6 »	»	»	»		60	»	80	»
4,8 »	»	»	»		80	»	100	»
15,6 »	»	»	»	sotto	100			

Si avrà:

$$^1/_{100}\ [(2,8 \times 8) + (40 \times 20) + (27,2 \times 40) + (9,6 \times 60) + (4,8 \times 80) + (15,6 \times 100)] = 44,30$$

questo metodo semplicissimo dà come il precedente dei risultati paragonabili fra loro e caratterizzanti i materiali fini da macinare o macinati.

Tutti questi metodi dovrebbero trovare la loro applicazione in tutti i casi in cui devonsi effettuare delle macinazioni, che ordinariamente non sono che poco o punto controllate. Si eviterebbero delle spese superflue e si avrebbe una condotta più razionale degli apparecchi di macinazione.

Ed è naturale che con gli stessi sistemi diventi possibile il controllo serrato del funzionamento e del prodotto di un vaglio o di un insieme di vagli classificatori, o di un classificatore a corrente ascensionale, o di un classificatore-draga, Dorr, o Askins limitanti il grado di macinazione in un Ball-mill o Rod-mill o in un Tube-mill.

CAPITOLO SETTIMO

BASI TEORICHE E SPERIMENTALI DELLA CLASSIFICAZIONE DEI GRANI

In seguito alle operazioni di cernita, sfangamento, frantumazione e triturazione si viene ad avere ridotta la materia da concentrare ad un insieme di particelle di minerale e di ganga le une dalle altre distinte, ma mescolate in seno alla massa disgregata.

Per separarle occorre, come già si è detto, classificare per volume le granaglie e le sabbie grossolane mediante stacci e per equivalenza, con classificatori idraulici, le sabbie fine e gli schlamms, onde trattare le diverse classi ottenute su crivelli o su tavole per ottenerne l'arricchimento.

Prima tuttavia di passare allo studio degli apparecchi coi quali si compiono le operazioni di classificazione e di lavaggio giova conoscere almeno sommariamente i principii teorici e sperimentali sui quali si fonda la soluzione generale del problema della separazione dei grani di minerale utile da quelli di ganga inutile o dannosa.

Se consideriamo un grano di minerale di peso P e del quale esprimiamo la sezione e il volume in funzione di una sua dimensione a, lo abbandoniamo a sè stesso nell'acqua cade, ma incontra cadendo da parte del liquido una resistenza dinamica che è proporzionale alla sua sezione ossia ad a^2 ed al quadrato della sua velocità.

Consideriamo un grano di minerale del quale esprimiamo la sezione ed il volume in funzione di una sua dimensione D. Sia δ la sua densità; V la sua velocità di caduta in un dato istante; h ed h' dei coefficienti dovuti più che altro alla forma del grano e sperimentalmente determinabili ed I l'accelerazione dovuta alla gravità.

La forza che sollecita il grano alla discesa (prodotto della massa per l'accelerazione) sarà espressa da:

$$F = \frac{h\,D^3\,\delta}{S} \times I$$

all'azione della quale il liquido oppone una resistenza (proporzionale a D^2 ed a V^2) la cui forma sarà:

$$R = h\,D^2\,V^2$$

ed una spinta del liquido, che è della forma:

$$S = h\,D^3.$$

In altre parole, il grano che cade nell'acqua è sollecitato dal suo peso $P = K\,D^3\,\delta$ ed incontra una resistenza totale $R + S$. La risultante di queste forze sarà: $P - (R + S)$ ed è variabile.

Invero al principio del moto essa è eguale a $P - S$, perchè in quell'istante la velocità V è nulla.

Poi in virtù della gravità va man mano crescendo il valore di V e conseguentemente aumenta il valore di R, finchè arriva un momento in cui si avrà: $P = R + S$.

Il grano non è più allora accelerato nella sua caduta e continua la discesa nell'acqua colla velocità uniforme acquisita.

L'equazione generale delle forze sollecitanti il grano, sarà:

$$I \times \frac{h\,D^3\,\delta}{g} = h\,D^3\,\delta - h\,D^3 - h'\,D^2\,V^2$$

che trasformando e risolvendo rispetto ad I, dà:

$$I = g\left(\frac{\delta - 1}{\delta} - \frac{h'\,V^2}{h\,D\,\delta}\right)$$

Quando V raggiunge il valore limite, per cui il moto diventa uniforme, l'accelerazione diventa nulla e l'equazione precedente si muta in:

$$g\left(\frac{\delta - 1}{\delta} - \frac{h'\,V^2}{h\,D\,\delta}\right) = 0$$

dalla quale si ricava:

$$V = \sqrt{g\frac{h}{h'}} \times \sqrt{D\,(\delta - 1)}$$

Se si fa $\sqrt{g\frac{h}{h'}} = K$, si ha:

$$V = K\,\sqrt{D\,(\delta - 1)}$$

che corrisponde alla formula alla quale coi suoi calcoli più rigorosi e colle sue determinazioni sperimentali arrivava il Rittinger per un grano di diametro D.

e cioè: $V = 2{,}73 \sqrt{D\,(\delta - 1)}$ per grani arrotondati

$V = 1{,}92 \sqrt{D\,(\delta - 1)}$ per grani allungati o piatti

$V = 2{,}44 \sqrt{D\,(\delta - 1)}$ per grani di forma intermedia

È bene qui di far risultare che *nei primi istanti della caduta* dei grani in seno all'acqua, la velocità V è piccola e più piccolo ancora è il quadrato V^2. Quindi nell'equazione delle forze il termine $h' D^2 V^2$ è trascurabile e perciò si ha:

$$\frac{h D^3 \delta}{g} \times I = h \qquad \text{ed} \qquad I = g \frac{\delta - 1}{\delta}$$

Il che indica che *nei primissimi istanti della caduta la separazione dei grani avviene indipendentemente da ogni classificazione, ma solo in virtù della densità.*

Constatazione questa della massima importanza per la comprensione del funzionamento degli apparecchi destinati alla concentrazione dei minerali.

La velocità che prende ogni grano è insomma dipendente dalla funzione caratteristica $D\ (\delta - 1)$.

Se quindi noi lasciassimo cadere in un vaso assai profondo pieno di acqua un prodotto contenente particelle per esempio di solo quarzo si vedrebbero queste disporsi secondo la verticale per ordine di grossezza crescente dall'alto al basso poichè i grani grossi assumono una velocità maggiore. Se, lasciassimo cadere invece un prodotto misto di particelle di quarzo e di altre specie minerali di diversa densità, i grani di ciascuna di quelle specie, si comportano ognuna per conto proprio come quelle di quarzo, ma le diverse file di grani di quarzo e galena — per esempio — non si corrispondono onde si troveranno nello stesso piano orizzontale, o al fondo del vaso deposti nello stesso strato i grani aventi lo stesso valore di V ma di grossezza e densità differenti.

Si verificheranno in altre parole questi due fatti:

Di due particelle di eguale densità, ma di diverso volume, la più grande cade prima.

Di due particelle di eguale volume ma di differente densità, la più pesante cade prima.

Evidentemente quindi ogni grano di quarzo avrà la stessa velocità di caduta di un certo grano più piccolo, per esempio, di galena.

Questi grani che assumono un'eguale velocità di caduta, furono detti dal Rittinger *gleichfälling* (egualmente cadenti) e noi sogliamo chiamarli — con parola meno espressiva — *grani equivalenti.*

Se due grani simili di densità δ e δ' e di diametri D e D' sono equivalenti, si avrà evidentemente:

$$D\ (\delta - 1) = D'\ (\delta' - 1)$$

ossia: due grani avranno la stessa velocità di caduta nell'acqua quan i loro diametri siano inversamente proporzionali alle rispettive dens in seno all'acqua.

Così, per esempio, i grani di 1 mm. di galena di densità di 7,5 sc derebbero nell'acqua parallelamente ai grani di mm. 4,3 di quarzo densità 2,5, perchè hanno la stessa velocità di caduta ossia sono equivalenti. Ma se i grani di quarzo, fossero un po' minori, fossero per esempio di mm. 3 di diametro resterebbero indietro perchè la velocità loro è minore di quella dei grani di 1 mm. di galena, e — se la profondità del vaso e la quantità dei grani sono sufficienti — si dovrebbero ottenere al fondo due strati distinti uno di galena e l'altro di quarzo.

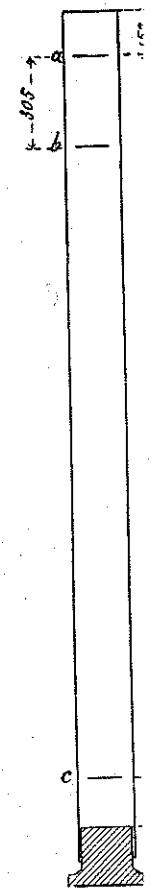


Fig. 102

Quindi per ottenere la separazione fra grani di diversa grandezza e densità basterebbe che le dimensioni estreme dei grani fossero comprese entro limiti più ristretti di quelli che corrispondono al rapporto inverso delle densità nell'acqua delle specie da separare. Potremo dire cioè che, *teoricamente*: — per separare due specie di minerali di densità δ e δ' basterebbe ridurle allo stato di piccoli grani: dividere questi grani in tante classi tali che il rapporto fra i diametri dei grani stessi nelle diverse classi sia minore di $\frac{\delta - 1}{\delta' - 1}$, ed abbandonare quindi ogni classe a libera caduta nell'acqua.

In altre parole i fori nella serie dei vagli coi quali si dovrebbe effettuare la divisione in classi dovrebbero avere diametri crescenti secondo una progressione geometrica avente una ragione leggermente inferiore al rapporto $\frac{\delta - 1}{\delta' - 1}$.

A questo rapporto daremo il nome di *fattore d'equivalenza*, rappresentando esso il numero per il quale bisogna moltiplicare il diametro del grano di minerale di densità maggiore per ottenere il diametro del grano equivalente del minerale di densità minore fra le due specie che si vogliono separare.

Devesi ora notare che la teoria del Rittinger ammette come pren fondamentale, che la resistenza al moto di un corpo che cade nell'a debba essere misurata sulle basi della teoria dell'urto, mentre si potr chiedere se non si possa invece sostituire a questa teoria quella del plice spostamento del mezzo in direzione opposta al moto del solido, i modificherebbe alquanto i termini della questione. Inoltre egli do

e cioè: $V = 2{,}73 \sqrt{D\,(\delta - 1)}$ per grani arrotondati

$V = 1{,}92 \sqrt{D\,(\delta - 1)}$ per grani allungati o piatti

$V = 2{,}44 \sqrt{D\,(\delta - 1)}$ per grani di forma intermedia

È bene qui di far risultare che *nei primi istanti della caduta* dei grani in seno all'acqua, la velocità V è piccola e più piccolo ancora è il quadrato V^2. Quindi nell'equazione delle forze il termine $h' D^2 V^2$ è trascurabile e perciò si ha:

$$\frac{h D^3 \delta}{g} \times I = h \qquad \text{ed} \qquad I = g \frac{\delta - 1}{\delta}$$

Il che indica che *nei primissimi istanti della caduta la separazione dei grani avviene indipendentemente da ogni classificazione, ma solo in virtù della densità.*

Constatazione questa della massima importanza per la comprensione del funzionamento degli apparecchi destinati alla concentrazione dei minerali.

La velocità che prende ogni grano è insomma dipendente dalla funzione caratteristica $D\ (\delta - 1)$.

Se quindi noi lasciassimo cadere in un vaso assai profondo pieno di acqua un prodotto contenente particelle per esempio di solo quarzo si vedrebbero queste disporsi secondo la verticale per ordine di grossezza crescente dall'alto al basso poichè i grani grossi assumono una velocità maggiore. Se, lasciassimo cadere invece un prodotto misto di particelle di quarzo e di altre specie minerali di diversa densità, i grani di ciascuna di quelle specie, si comportano ognuna per conto proprio come quelle di quarzo, ma le diverse file di grani di quarzo e galena — per esempio — non si corrispondono onde si troveranno nello stesso piano orizzontale, o al fondo del vaso deposti nello stesso strato i grani aventi lo stesso valore di V ma di grossezza e densità differenti.

Si verificheranno in altre parole questi due fatti:

Di due particelle di eguale densità, ma di diverso volume, la più grande cade prima.

Di due particelle di eguale volume ma di differente densità, la più pesante cade prima.

Evidentemente quindi ogni grano di quarzo avrà la stessa velocità di caduta di un certo grano più piccolo, per esempio, di galena.

Questi grani che assumono un'eguale velocità di caduta, furono detti dal Rittinger *gleichfälling* (egualmente cadenti) e noi sogliamo chiamarli — con parola meno espressiva — *grani equivalenti.*

Se due grani simili di densità δ e δ' e di diametri D e D' sono equivalenti, si avrà evidentemente:

$$D\ (\delta - 1) = D'\ (\delta' - 1)$$

ossia: due grani avranno la stessa velocità di caduta nell'acqua quando i loro diametri siano inversamente proporzionali alle rispettive densità in seno all'acqua.

Così, per esempio, i grani di 1 mm. di galena di densità di 7,5 scenderebbero nell'acqua parallelamente ai grani di mm. 4,3 di quarzo di densità 2,5, perchè hanno la stessa velocità di caduta ossia sono equivalenti. Ma se i grani di quarzo, fossero un po' minori, fossero per esempio di mm. 3 di diametro resterebbero indietro perchè la velocità loro è minore di quella dei grani di 1 mm. di galena, e — se la profondità del vaso e la quantità dei grani sono sufficienti — si dovrebbero ottenere al fondo due strati distinti uno di galena e l'altro di quarzo.

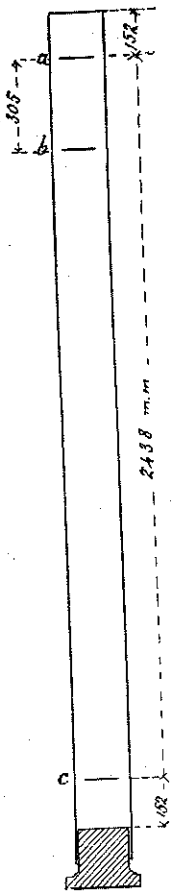


Fig. 102.

Quindi per ottenere la separazione fra grani di diversa grandezza e densità basterebbe che le dimensioni estreme dei grani fossero comprese entro limiti più ristretti di quelli che corrispondono al rapporto inverso delle densità nell'acqua delle specie da separare. Potremo dire cioè che, *teoricamente*: — per separare due specie di minerali di densità δ e δ' basterebbe ridurle allo stato di piccoli grani: dividere questi grani in tante classi tali che il rapporto fra i diametri dei grani stessi nelle diverse classi sia minore di $\frac{\delta - 1}{\delta' - 1}$, ed abbandonare quindi ogni classe a libera caduta nell'acqua.

In altre parole i fori nella serie dei vagli coi quali si dovrebbe effettuare la divisione in classi dovrebbero avere diametri crescenti secondo una progressione geometrica avente una ragione leggermente inferiore al rapporto $\frac{\delta - 1}{\delta' - 1}$.

A questo rapporto daremo il nome di *fattore d'equivalenza*, rappresentando esso il numero per il quale bisogna moltiplicare il diametro del grano di minerale di densità maggiore per ottenere il diametro del grano equivalente del minerale di densità minore fra le due specie che si vogliono separare.

Devesi ora notare che la teoria del Rittinger ammette come premessa fondamentale, che la resistenza al moto di un corpo che cade nell'acqua debba essere misurata sulle basi della teoria dell'urto, mentre si potrebbe chiedere se non si possa invece sostituire a questa teoria quella del semplice spostamento del mezzo in direzione opposta al moto del solido, il che modificherebbe alquanto i termini della questione. Inoltre egli dovette

basare le sue deduzioni teoriche partendo dall'ipotesi che i grani cadenti siano simili e similmente orientati e dovette poi correggere i risultati teorici con coefficienti pratici dovuti al fatto che i grani arrotondati si depositano più presto dei grani allungati e questi anche più rapidamente dei grani appiattiti.

Ora se i valori delle velocità di caduta dei grani, ai quali si arriva applicando la formula ultima data dal Rittinger, sono praticamente, ammissibili per i grani non molto tenui, diventano meno prossimi al vero quando le dimensioni delle particelle cadenti diminuiscono gradatamente, poichè la forma del grano assume una importanza tanto maggiore quanto minore è il grano stesso, e l'azione della gravità deve per forza esserne modificata assai nei suoi risultati. Se ne ha un esempio pratico in quelle scagliette minutissime di galena, dovute ad un facile clivaggio, che si vedono galleggiare sull'acqua malgrado il peso specifico notevole di quel minerale.

Il Rittinger stesso infatti notava il fatto che la sua formula non dava risultati attendibili per le classi fini.

Il prof. Richards studiando questa importante questione eseguì una serie accuratissima di esperimenti che egli illustra nel suo trattato di Preparazione Meccanica (« Ore-dressing ») e che riassumiamo.

Egli prese a studiare per determinazione diretta la velocità di caduta nell'acqua di tredici sostanze minerali di densità compresa fra 1,473 (antracite) e 8,479 (rame nativo) nei loro grani inferiori ai 2 mm. dopo aver determinato esattamente le densità di quei minerali e dopo averli triturati e classificati colla massima cura onde avere dei grani decrescenti i cui diametri venivano determinati colla maggior possibile esattezza.

Le sostanze prescelte e le loro densità sono le seguenti:

Antracite	Densità	1,473	Calcosina	Densità	5,334
Quarzo	»	2,640	Pirite arsenicale ..	»	5,627
Epidoto	»	3,380	Cassiterite.....	»	6,261
Blenda	»	4,046	Antimonio	»	6,706
Pirotina	»	4,508	Wolfram	»	6,937
Magnesite.....	»	4,987	Galena	»	7,586

Rame nativo ..... Densità 8,479

La classificazione fu eseguita con una serie di vagli i cui fori erano stati misurati con somma cura.

Per determinare le velocità di caduta delle diverse classi fu montato verticalmente un tubo di vetro pieno d'acqua delle dimensioni e della forma indicate nello schizzo della fig. 102, e del diametro di circa 50 mm. Sul tubo furono fatti i tre segni *a*, *b*, *c*.

Le velocità di caduta furono ottenute facendo cadere una cinquantina

di grani della stessa classe per l'altezza di m. 2,438 nel tubo e notando il tempo richiesto per il passaggio del 90 % dei grani; essendosi preferita questa all'osservazione del passaggio del grano più lento, perchè molto spesso questo resta ad una distanza indefinita dietro agli altri.

Le velocità ottenute vennero dal prof. Richards raccolte in due tabelle (vedi pag. 194) una delle quali dà la velocità di caduta del grano più veloce di ogni classe e l'altra quelle dei grani più lenti.

I valori medi delle velocità di caduta fra i grani più veloci ed i grani più lenti, secondo l'impressione riportata dal prof. Richards nei suoi esperimenti potrebbe ritenersi eguale alla velocità dei grani più veloci diminuita dei due quinti circa della differenza fra quella dei grani veloci e quella dei grani lenti della stessa classe.

Possiamo intanto notare il fatto che mentre il fattore d'equivalenza per esempio fra galena e quarzo in grani non molto tenui è secondo il Rittinger eguale a $\frac{7{,}586 - 1}{2{,}640 - 1} = 4{,}01$, noi dalla tabella delle velocità di caduta dei grani più veloci possiamo ricavare, interpolando, che un grano di quarzo di mm. 1,84 cade colla stessa velocità di un grano di galena di circa mm. 0,50 con un fattore, di equivalenza 1,84 : 0,50 = 3,68 : — che un grano di quarzo di mm. 0,50 cade colla stessa velocità di un grano di galena di circa mm. 0,16, con un fattore d'equivalenza 0,50 : 0,16 = 3,12 : — e ancora che un grano di quarzo di mm. 0,25 cadrà insieme ad un grano di circa $^1/_{10}$ di millimetro con un fattore d'equivalenza 0,25 : 0,10 = 2,50.

In altre parole il fattore d'equivalenza per i grani fini è minore di quello che risulta dalle formule del Rittinger e va diminuendo col diminuire dei diametri dei grani.

Il Richards dà poi nella tabella a pag. 195 per i grani fini i diametri corrispondenti a diverse velocità di caduta dei grani più veloci, ed il fattore d'equivalenza che permette di ottenere il diametro del grano di quarzo equivalente ad un dato grano di ciascuno dei minerali della serie, sulla quale egli ha sperimentato.

Da questa tabella si può volendo dedurre il fattore d'equivalenza di uno qualunque dei minerali ivi indicati rispetto ad un altro di densità maggiore. Basta perciò dividere l'uno per l'altro i diametri dei grani dei due minerali che cadono con eguale velocità nell'acqua.

Considerando per esempio il gruppo pirite arsenicale ed epidoto si troverebbe che il fattore d'equivalenza del secondo rispetto al primo, che secondo le formule del Rittinger è eguale a 1,94 diviene per i piccoli grani eguale successivamente a 1,81 — 1,60 — 1,57 — 1,47 — 1,34, ecc. col diminuire dei grani.

VELOCITÀ DI CADUTA DEI GRANI PIÙ VELOCI.

	Rame	Galena	Wolfram	Antimonio	Cassiterite	Pirite arsenicale	Calcosina	Magnesite	Pirotina	Blenda	Epidoto	Quarzo	Antracite
ità	8,479	7,586	6,937	6,706	6,261	5,627	5,334	4,987	4,508	4,046	3,380	2,640	1,473
in mm.	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″
40	447,1	434,0	407,2	411,0	408,1	391,7	338,0	341,0	335,7	266,0	267,2	221,1	95,1
43	416,8	406,4	380,2	362,9	369,8	344,0	308,6	319,0	306,7	247,5	237,9	185,8	81,1
56	387,0	385,7	357,9	335,9	348,9	329,2	283,5	289,9	277,1	231,7	224,0	167,1	76,9
90	357,9	357,0	334,6	312,9	330,7	310,6	275,1	270,4	260,3	216,3	212,0	156,7	68,7
44	319,8	326,7	303,8	278,3	294,7	269,8	235,8	238,1	228,2	197,4	185,9	142,2	59,9
35	316,7	310,6	273,9	265,4	275,1	261,5	221,1	221,2	210,6	181,3	170,8	133,3	55,7
64	294,2	275,7	246,6	238,5	244,4	233,6	202,8	202,8	187,9	159,0	154,6	116,7	48,3
96	225,9	226,4	202,8	188,3	194,1	178,3	165,8	165,5	161,5	132,7	126,7	89,5	41,4
89	183,3	185,8	168,2	165,2	162,7	149,1	133,6	121,0	131,2	105,0	102,9	73,1	32,5
14	147,8	154,0	140,9	139,0	140,5	126,6	116,3	—	105,5	88,8	84,2	61,3	26,4
41	123,7	122,4	117,9	112,4	112,4	102,7	93,1	—	84,8	70,7	69,4	51,8	18,8
72	94,5	90,9	86,1	84,2	82,2	75,0	67,3	—	62,0	53,8	49,7	35,0	16,3
34	67,0	67,4	62,8	72,4	60,6	51,4	49,9	—	48,6	39,7	36,9	24,2	12,5
19	58,5	59,6	58,0	66,9	54,7	48,3	45,8	—	44,3	36,5	34,2	20,2	9,8

VELOCITÀ DI CADUTA DEI GRANI PIÙ LENTI.

	Rame	Galena	Wolfram	Antimonio	Cassiterite	Pirite arsenicale	Calcosina	Magnesite	Pirotina	Blenda	Epidoto	Quarzo	Antracite
ensità	8,479	7,586	6,937	6,706	6,261	5,627	5,334	4,987	4,508	4,046	3,380	2,640	1,473
dei grani in mm.	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″	Velocità mm. al 1″
,840	232,7	325,7	267,8	252,2	272,5	246,3	199,8	237,3	195,1	184,1	159,9	126,8	35,1
,443	108,4	306,4	244,5	210,5	218,4	210,6	162,0	200,5	161,0	164,2	147,1	109,5	29,9
,256	188,6	284,4	209,7	206,2	194,3	185,2	147,3	185,9	149,4	150,2	126,6	110,8	25,2
,090	176,0	245,5	189,0	173,4	179,0	147,3	123,7	158,7	130,9	135,3	107,9	97,7	21,4
),944	146,9	230,0	159,9	154,4	166,4	132,2	111,8	136,6	117,2	121,6	102,0	86,3	20,8
),835	139,9	207,1	146,0	135,5	146,0	106,7	102,2	119,5	108,6	104,2	90,4	71,1	19,0
),664	110,8	167,1	116,1	112,6	114,2	75,2	85,0	101,6	80,1	77,8	49,4	56,4	14,2
),496	79,4	132,2	85,3	87,0	93,3	56,4	53,0	80,9	51,1	57,4	33,4	40,0	10,5
),389	57,0	101,6	63,8	65,9	78,2	42,0	41,2	55,4	39,5	41,4	26,8	32,0	8,0
0,314	44,8	84,7	48,6	35,5	55,0	29,3	33,0	—	26,1	32,4	18,5	26,1	5,8
0,241	33,1	53,0	34,2	30,0	36,4	15,2	19,0	—	16,5	20,3	9,9	16,8	3,8
0,172	23,1	33,7	19,5	14,2	—	8,6	9,3	—	10,3	12,2	5,2	9,0	2,1
0,134	16,1	23,7	13,5	11,5	—	3,4	6,2	—	6,3	7,7	3,9	5,8	1,5
				9,9	—	—	6,7	—	5,4	7,4	3,5	5,3	1,1

VELOCITÀ DI CADUTA IN MM. AL SECONDO.

	32,0		45,2		64		90,5		128		181		256	362	Fattori d'equivalenza del Rittinger
	Diametri mm.	Fattori di equivalenza	Diametri mm.	Fattori di equivalenza	Diametri mm.	Fattori di equivalenza	Diametri mm.	Fattori di equivalenza	Diametri mm.	Fattori di equivalenza	Diametri mm.	Fattori di equivalenza	Diametri mm.	Diametri mm.	
Antracite ...	0,39	0,41	0,59	0,37	0,98	0,34	1,68	0,30	—	—	—	—	—	—	0,288
Quarzo	0,16	—	0,22	—	0,33	—	0,51	—	0,81	—	1,36	—	—	—	—
Epidoto	0,111	1,4	0,15	1,5	0,22	1,5	0,33	1,5	0,51	1,6	0,87	1,6	1,68	—	1,45
Blenda	0,104	1,5	0,14	1,6	0,21	1,6	0,31	1,6	0,49	1,7	0,84	1,6	1,57	—	1,85
Pirotina	—	—	0,12	1,8	0,18	1,8	0,26	2,0	0,39	2,1	0,63	2,2	1,08	—	2,14
Calcosina ...	—	—	0,118	1,9	0,16	2,1	0,24	2,1	0,36	2,2	0,58	2,3	1,02	—	2,64
Pirite arsenic.	—	—	0,112	1,9	0,15	2,2	0,21	2,4	0,31	2,6	0,48	2,8	0,82	1,55	2,82
Cassiterite ...	—	—	0,097	2,3	0,14	2,4	0,19	2,7	0,28	2,9	0,44	3,1	0,73	1,37	3,32
Antimonio ..	—	—	—	—	0,13	2,5	0,18	2,8	0,28	2,9	0,45	3,0	0,77	1,45	3,48
Wolfram	—	—	—	—	0,13	2,5	0,18	2,8	0,27	3,0	0,43	3,2	0,70	1,32	3,64
Galena	—	—	—	—	0,12	2,7	0,17	3,0	0,25	3,2	0,38	3,6	0,60	1,11	4,01
Rame	—	—	—	—	0,12	2,7	0,17	3,0	0,25	3,2	0,38	3,6	0,58	1,06	4,56

Tuttavia osservando i vari gruppi si notano diverse anomalie.

Così, per esempio, per il gruppo quarzo e blenda il fattore d'equivalenza si mantiene secondo i dati della tabella quasi costante ed eguale a circa 1,60 per tutti i grani fini mentre per le granaglie ordinarie è di 1,85, secondo le formule del Rittinger. Così pure per il gruppo quarzo-epidoto il fattore d'equivalenza, che secondo le formule del Rittinger è 1,45, secondo la tabella è tale per i grani piccolissimi mentre sale fino al valore di 1,60 per i grani prossimi al millimetro.

E ancora: se consideriamo il gruppo galena e blenda il cui fattore dato dal Rittinger è 2,16 dobbiamo constatare che il grano di mm. 1,57 di blenda cade insieme a quello di mm. 0,6 con un fattore d'equivalenza eguale a 2,6, mentre poi col diminuire dei grani diventa prima quasi eguale e poi minore di 2,16 scendendo fino ad 1,75 nei grani più tenui, secondo quanto avviene generalmente.

Questi fatti anormali, queste eccezioni, non possono evidentemente dipendere che dalla grande influenza esercitata dalla forma dei grani nelle classi fini specialmente.

Nè queste sono le sole anomalie che si presentano. Infatti il Richards discutendo i risultati dei suoi stessi esperimenti fa notare che per esempio i grani di rame non precedono nella caduta quelli di galena come sarebbe da attendersi data la differenza di densità e ciò perchè il rame nativo proveniente dai pestelli si presenta in grani più o meno appiattiti ed in vere lamelle, mentre la galena adoperata era in elementi cubici o poliedrici.

Lo stesso fatto si verificava fra la calcosina e la magnetite, poichè quest'ultima si presentava in grani arrotondati mentre la prima aveva molte particelle scagliose; e fra antimonio e cassiterite perchè forse la densità di quest'ultima fu abbassata dalla presenza di qualche piccolo elemento quarzoso incluso nel minerale stesso.

Si vede da tutte queste considerazioni che se le formule del Rittinger ed i risultati delle esperienze del Richards possono servire di guida utilissima nella maggior parte dei casi in cui si voglia stabilire una classificazione, *secondo i principii della libera caduta dei grani*, pur tuttavia non possono essere prese alla lettera. In altre parole il solo criterio della densità non basta in molti casi per classificare i minerali, giacchè noi abbiamo dovuto constatare per esempio che la velocità di caduta dei minerali che tendono a frantumarsi in scaglie piatte od in grani allungati od in lamelle, è talora modificata talmente da cambiare spesso la sua classe interamente.

Il prof. Richards volle anche controllare i risultati ottenuti facendo cadere grani della coppia quarzo e galena e di quella quarzo-calcopirite in un tubo in cui l'acqua arrivava dal basso sotto forma di corrente ascensionale, con diverse velocità esattamente determinabili. Orbene, egli constatò che i fattori d'equivalenza sono gli stessi o quasi di quelli ottenuti cogli esperimenti fatti nel tubo senza corrente ascensionale.

Se ne può quindi dedurre che le stesse leggi regolano la caduta dei grani nell'acqua stagnante, e nell'acqua animata da una certa velocità ascendente, purchè i grani cadano liberi.

I risultati ottenuti con queste ultime esperienze furono riuniti dal Richards nella tabella a pag. 197.

La classificazione delle particelle minute avviene secondo le leggi della libera caduta nelle casse di deposito; negli Spitzkasten o casse a punta; in tutti i classificatori idraulici senza corrente ascensionale che precedono ed alimentano i crivelli del fino e le tavole.

Naturalmente una tale classificazione per quanto si faccia non potrà mai essere che imperfetta, ed all'infuori di qualsiasi altra considerazione l'esame delle due tabelle che dànno le velocità di caduta dei grani più lenti e più veloci lo indica chiaramente. Se infatti si considera che i grani fini più veloci di quarzo, per es., possono cadere parallelamente a quelli più lenti di galena di pari diametro; che i grani più veloci di blenda possono precedere quelli eguali ma più lenti di wolfram; che i grani più veloci di quarzo possono precedere quelli più lenti di blenda, ecc., si deve naturalmente ammettere che è impossibile l'ottenere praticamente una separazione in classi ben nette, e ciò tanto più ove si pensi che nella pratica i grani non sono tutti formati di solo quarzo, per esempio, e di sola galena, o di sola blenda, ecc., ma che si hanno molti grani misti e che inoltre i grani che sono in sospensione nell'acqua nel cadere si urtano, si ostacolano e mentre qualche grano più voluminoso è ritardato, dei

DIAMETRI DEI GRANI DI « QUARZO E GALENA » E DI « QUARZO E CALCOPIRITE » CHE CADONO INSIEME IN UNA DATA CORRENTE ASCENSIONALE.

Velocità della corrente al secondo		Diametri medi dei grani di		Rapporti fra i diametri	Velocità della corrente al secondo		Diametri medi dei grani di		Rapporti fra i diametri
in cui i grani sono spinti in su	in cui i grani cadono	Quarzo	Galena		in cui i grani sono spinti in su	in cui i grani cadono	Quarzo	Calcopirite	
mm.	mm.	mm.	mm.		mm.	mm.	mm.	mm.	
1,26	0	0,0301	0,0194	1,55	1,25	—	0,0185	0,0202	—
2,51	1,26	0,0335	0,0198	1,69	2,50	1,25	0,0444	0,0372	1,19
5,00	2,51	0,0568	0,0292	1,95	5,0	2,50	0,0744	0,0558	1,33
7,40	5,00	0,0772	0,0412	1,87	7,5	5,00	0,0984	0,0748	1,32
10,0	7,4	0,0982	0,0488	2,01	10	7,5	0,1282	0,0922	1,39
14,7	10,0	0,1423	0,0613	2,32	15	10	0,1656	0,1218	1,36
19,8	14,7	0,1875	0,0721	2,60	10	15	0,1827	0,1205	1,52
—	—	—	—	—	25	20	0,2263	0,1565	1,45
30	19,8	0,2254	0,1032	2,18	30	25	0,2826	0,1920	1,47
40	30	0,3416	0,1305	2,62	40	30	0,3572	0,2314	1,54
50	40	0,2880	0,1404	2,76	50	40	0,4621	0,2744	1,68
60	50	0,5241	0,1708	3,07	60	50	0,4950	0,3270	1,51
70	60	0,5892	0,1997	2,95	70	60	0,6103	0,3752	1,62
80	70	0,6590	0,2381	2,77	80	70	0,6826	0,4450	1,31
90	80	0,8604	0,2750	3,13	90	80	0,8454	0,5003	1,69
100	90	1,0234	0,3428	2,99	100	90	1,0036	0,5580	1,80
110	100	1,1424	0,3504	3,26	110	100	1,0928	0,6240	1,75
120	110	1,3216	0,3648	3,62	120	110	1,2896	0,6848	1,88
130	120	1,4224	0,3776	3,77	130	120	1,3760	0,7328	1,88
140	130	1,4256	0,4208	3,39	140	130	1,6620	0,8288	2,01
150	140	1,6032	0,4560	3,52	150	140	1,6176	0,8768	1,84
160	150	1,6848	0,4592	3,67	160	150	1,7856	0,9568	1,87
170	160	1,7488	0,4624	3,78	170	160	1,9088	1,0848	1,76
181	170	1,8032	0,5248	3,44	180	170	1,9056	1,1088	1,72
199	181	1,9744	0,5776	3,42	190	180	2,1248	1,2080	1,76

grani minutissimi sono portati in giù per trascinamento dai grani più veloci.

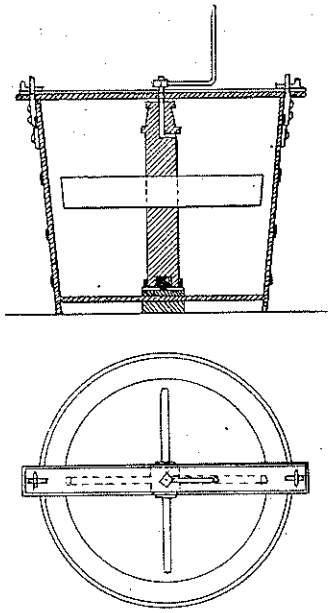
Tutti questi fatti spiegano le grandi difficoltà contro le quali si deve lottare in pratica quando per concentrare i minerali si scende col trattamento alle particelle più tenui.

Per ciò che riguarda le granaglie, il prof. Haton de la Goupillière nel suo trattato di *Arte Mineraria* dice che le condizioni di caduta libera

nell'acqua furono applicate quasi alla lettera nelle miniere di Carnoulé (Gard) precipitando le materie in una colonna d'acqua di 30 m. d'altezza.

In seguito, conservando lo stesso principio, si ridussero le dimensioni della colonna ripetendo più volte la caduta.

Uno stantuffo pesante si lasciava cadere in una colonna piena d'acqua di 2 m. d'altezza. Il minerale si dispone secondo le leggi dianzi esposte in strati sullo stantuffo stesso che lo ha preceduto nella caduta. Sollevandolo con un dispositivo meccanico l'acqua è evacuata da una valvola laterale posta all'alto della colonna stessa mentre la fanghiglia è tolta coll'aprire di tanto in tanto una valvola di fondo. Ripetendo diverse volte la caduta si completava la separazione.



Figg. 103 *a* e *b*.

Per i materiali fini i principii della libera caduta nell'acqua, per ottenere l'arricchimento, furono applicati nella *Kieve*, apparecchio che fu molto in uso nella preparazione meccanica inglese (figg. 103 *a* e 103 *b*). È un tronco di cono di circa 1 m. d'altezza e di pari diametro con palette che girano intorno ad un asse verticale posto al centro della tina. Riempita questa circa a metà d'acqua si fa arrivare la poltiglia densa alla periferia e si agita la massa liquida per un certo tempo facendo girare le palette, mentre si battono colpi continui ed affrettati sulla parete. Lasciata depositare la materia si decanta il liquido con un sifone e si tolgono poi gli strati successivi con un utensile apposito.

L'arricchimento dei grani per caduta in una colonna d'acqua non fu che un tentativo. Praticamente invece la caduta continua fu sostituita da una serie di numerose e brevi cadute successive, ciascuna delle quali permette ai grani la cui velocità di caduta è maggiore di prendere un po' di vantaggio arrivando più rapidamente al fondo; mentre il loro ripetersi frequente modifica continuamente le circostanze fortuite che poterono negli istanti precedenti opporsi alla separazione dei grani.

Questo concetto lo troviamo applicato empiricamente nel crivello a mano già in uso presso gli antichi e da tutti conosciuto.

Una cassetta aperta, rettangolare o circolare, di poca altezza, munita al fondo di una rete metallica e caricata di uno strato di parecchi centimetri del materiale sul quale si vuole effettuare la separazione è ripetutamente immersa e sollevata alternativamente nell'acqua entro una tina o cassa, sia direttamente a braccia, sia coll'intermediario di leve o d'altro congegno.

Il succedersi di queste pulsazioni d'ampiezza ridotta e di frequenza variabile a seconda della grossezza dei grani da trattare genera appunto il separarsi dei grani che per cadute successive vanno così disponendosi — a partire dal fondo — in strati di densità decrescente.

Senonchè nel compiere tale operazione, specialmente su minerali in cui siano nettamente distinti i grani di minerale utile da quelli della ganga — come avviene spesso della galena a matrice calcarea o dolomitica o quarzosa — si verifica il fatto che anche con materiale imperfettamente o punto classificato per volume si raccolgono al fondo del crivello dei prodotti ricchi costituiti non solo da grani che per il diametro loro sarebbero equivalenti, ma anche da grani che presentano scarti di grandezza sensibilmente più forti.

Tale fatto era già stato notato dal Rittinger stesso il quale volle darne la spiegazione attribuendolo a ciò che nel crivello a mano sono utilizzati solo i primi istanti della caduta dei grani la quale si svolge quasi tutta nel periodo del moto accelerato, ossia in gran parte prima che i grani abbiano raggiunte le loro velocità asintotiche. Ed invero se si considera la caduta dei grani nell'acqua non quando hanno già raggiunto il periodo del moto uniforme, ma quando ancora dura il moto accelerato, si constata che di due grani equivalenti il più piccolo e più pesante si va accostando più presto alla velocità asintotica del grano più leggero e di diametro maggiore, il che equivale a dire che nei primi istanti l'elemento che più influisce sulla caduta è la densità del grano anzichè il suo volume.

Se si pensa quindi che ad esempio una particella di galena equivalente ad un'altra di quarzo può raggiungere la sua velocità massima in un tempo sensibilmente minore di quello richiesto dalla particella di quarzo, si concepisce facilmente come il rapido ripetersi delle pulsazioni in un crivello possa dare alle particelle di galena un certo vantaggio su quelle di quarzo, collocando accanto al quarzo, quando l'equilibrio è raggiunto una particella di galena molto più piccola di quella che sarebbe stata consentita dai principii della caduta libera considerata nel periodo in cui le particelle stesse si muovono colla velocità massima ed uniforme raggiunta.

Tuttavia devesi constatare che la spiegazione del fenomeno basata dal Rittinger sui fatti suesposti non è sufficiente, poichè se è vero che nell'azione del crivello l'effetto generale ultimo è modificato dalla caduta accelerata iniziale della quale si trae partito, tale modificazione come fu esperimentalmente dimostrato dal Richards, non ha certamente tutta l'importanza che il Rittinger le attribuisce.

In altre parole, il fatto che le successive cadute dei grani avvengono in gran parte durante il periodo del movimento accelerato può essere una

delle ragioni per le quali anche dei grani che presentino scarti anormali di grandezza si raccolgono talora insieme al fondo del crivello, ma non è certamente la ragione principale.

La ragione principale del fenomeno che esaminiamo deve ricercarsi nelle condizioni assolutamente speciali in cui avviene la caduta dei grani *in massa*, le quali differiscono sostanzialmente dalle condizioni di una caduta libera che si supponga aver luogo in un gran volume d'acqua ed in modo che le particelle non si influenzino e si muovano liberamente in seno al liquido.

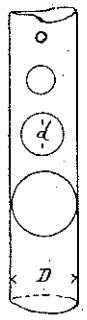


Fig. 104.

Qui ogni particella deve trovare il suo passaggio fra le altre e la caduta ha luogo entro consecutivi e piccolissimi volumi d'acqua che per le pulsazioni della massa stessa e per il fatto che ogni granello per andare in giù deve spostare l'acqua che gli sta sotto per farla passare al disopra, assumono la forma di vere correnti interstiziali.

Si deve al prof. H. S. Monroe lo studio degli effetti che produce uno spazio limitato sulla caduta delle particelle pesanti nell'acqua, studio dal quale si può dedurre la spiegazione più razionale di quanto avviene nella caduta dei grani in massa quale si verifica nel crivello.

Egli misurò il tempo che grani o sfere di piombo di diverso diametro impiegavano a cadere in un tubo stretto di vetro pieno d'acqua (fig. 104) e constatò che una sfera grande aveva maggiore difficoltà a scendere in giù di una sfera più piccola, crescendo tale difficoltà progressivamente col crescere della sfera cadente.

Potè stabilire, in altre parole, che — se d è il diametro del grano e D il diametro interno del tubo — crescendo il rapporto $\frac{d}{D}$ aumenta la perdita di velocità del grano, tanto che quando d diventa eguale a D il grano s'arresta.

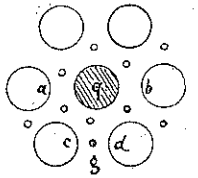


Fig. 105.

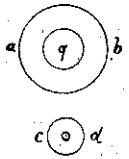


Fig. 106.

Applicando quindi questo principio alle particelle equivalenti cadenti in massa il Monroe conchiude che se per esempio, come nella fig. 105, le particelle di quarzo sono rappresentate dai circoli più grandi e quelle equivalenti di galena dai circoli minori, quando queste particelle stanno depositandosi in massa o quando siano in massa in sospensione in una corrente ascensionale di acqua, ogni particella può considerarsi come cadente in un tubo le pareti del quale sono costituite dalle particelle circostanti.

La particella di quarzo q — per esempio — può considerarsi cadante in un tubo di diametro $a\,b$ (figg. 105 e 106), mentre la particella di galena g sarebbe in via di cadere in un tubo di diametro $c\,d$.

È evidente che il rapporto $\frac{d}{D}$ è molto minore per le particelle di galena che per quelle di quarzo e quindi nella caduta si potranno trovare adiacenti alle particelle di quarzo, delle particelle di galena molto più piccole di ciò che il rapporto indicherebbe secondo la legge della libera caduta nell'acqua.

Secondo le esperienze del Monroe l'influenza dello spazio limitato non diventa trascurabile se non quando il diametro del grano è $^1/_{10}$ di quello del tubo nel quale cade, il che non si verifica nel crivello dove i grani sono serrati fra loro e per l'azione delle pulsazioni non si scostano che di poco lasciando degli interstizi piccolissimi.

La velocità di caduta sarebbe secondo i calcoli e le esperienze del Monroe ancora espressa dalla formula del Rittinger, ma il coefficiente costante medio 2,44 diventerebbe eguale a 0,307 per i grani più grossi e più leggeri e di 0,833 per i grani più minuti e più pesanti. Onde se 2,5 e 7,5 rappresentano le densità del quarzo e della galena, nel caso di queste due sostanze l'equazione di equivalenza diviene:

$$0{,}307\ \sqrt{D\,(2{,}5-1)} = 0{,}833\ \sqrt{D'\,(7{,}5-1)}$$

ed il rapporto dei diametri che secondo la formula del Rittinger sarebbe eguale a 4, diventerebbe invece eguale a 30.

Ma non bisogna spingere oltre certi limiti le conseguenze degli studi tanto interessanti del Monroe.

È bensì vero che trattandosi di un minerale di piombo composto di galena con ganga quarzosa o calcarea, con elementi ben nettamente distinti fra loro e con quasi perfetta assenza di grani misti delle due sostanze si potranno ottenere in un crivello dei buoni prodotti anche trattando grani mescolati di tutte le grossezze comprese tra 1 — per esempio — e 25 mm., ossia con materiale non classificato; e ciò perchè nel crivello a staccio mobile — che abbiamo esaminato finora — alle cause indicate dal Monroe si sommano quella già segnalata dal Rittinger e inoltre l'effetto dell'aspirazione che ha luogo ad ogni sollevamento dello staccio quando il liquido per rientrare nella cassa d'acqua sottostante attraversa rapidamente tutta la massa dei grani che si è già depositata sulla tela aiutando i piccoli grani pesanti a scendere nei meati lasciati dai grani maggiori. Ma si deve ricordare che nella maggior parte dei casi ci si trova in condizioni ben diverse.

Ordinariamente in pratica nella massa del materiale ridotto in grani oltre le particelle di puro minerale utile e di pura ganga si hanno innumerevoli varietà di grani misti delle due sostanze dei quali i più ricchi si potrà tollerare che siano raccolti coi grani puri di minerale per non perdere troppo metallo col voler spingere troppo oltre l'arricchimento;

i più poveri si lasceranno andar via coi grani di pura ganga, perchè il valore del metallo da essi ricavabile non coprirebbe le spese del trattamento, e quelli di ricchezza intermedia verranno estratti a parte per essere rimacinati e ripassati a nuovo trattamento.

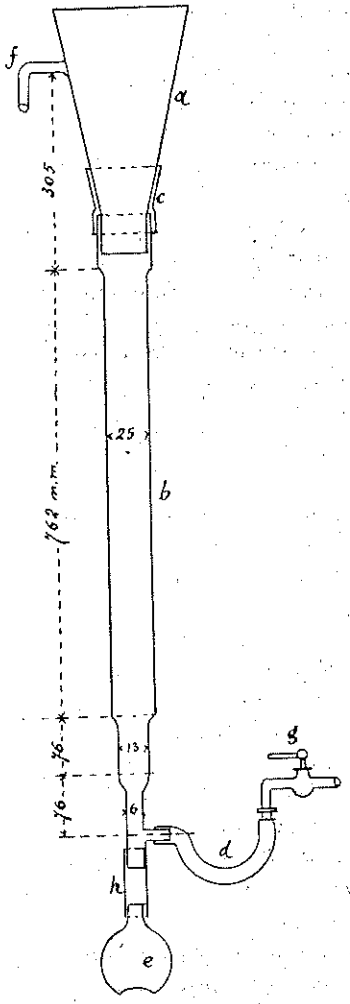


Fig. 107.

Se ci si provasse ad introdurre nella formula del Monroe non le densità dei minerali e delle ganghe puri, ma quelle intermedie dei grani misti che si vogliono tollerare nei prodotti e di quelli che si permette che vengano eliminati colle ganghe sterili, si arriverebbe a dei rapporti molto minori di quelli indicati dal Monroe, le cui bellissime investigazioni non perdono tuttavia della loro importanza purchè — ripetiamo — vengano applicate con giusto criterio pratico.

A tale riguardo si ritiene istruttivo il riassumere alcune esperienze fatte dal prof. Richards e da lui comunicate all'American Institute of Mining Engineers fin dal 1894, dalle quali risulterebbe che *almeno per miscugli di particelle inferiori ai due millimetri di diametro* e cadenti in massa nell'acqua i rapporti d'equivalenza si scostano praticamente assai da quelli che risulterebbe dagli studi del Monroe.

Il Richards per i suoi esperimenti si servì di un tubo a punta della forma indicata nella fig. 107. Un imbuto *a* ha uno sfioratore *f* e si unisce mediante un anello *c* di gomma al tubo a punto *b* il quale può ricevere dal tubo *d* un'alimentazione di acqua regolabile mediante il robinetto *g*. Alla punta inferiore del tubo *b* si può unire un bulbo di vetro *e* per mezzo di un anello di gomma *h*.

Se questo tubo è pieno d'acqua ed un campione di grani misti che siano passati attraverso ad uno staccio a fori di 2 mm. venga caricato gradatamente dalla sommità, mentre una corrente ascensionale d'acqua è immessa dal tubo *d*, la sabbia acquisterà in breve tempo una condizione di quasi perfetto equilibrio, ossia le particelle i cui diametri decrescono da 2 mm. alla polvere finissima sono tenute

in leggero movimento di sospensione dalla corrente ascensionale convenientemente regolata.

Mediante l'apparecchio su descritto il Richards studiò il modo di comportarsi di un miscuglio di grani di quarzo e di ognuna delle dodici specie minerali di densità decrescente sulle quali aveva studiati gli effetti della caduta libera nell'acqua.

Ciascuna di queste coppie fu trattata nel tubo impiegando da mezz'ora a due ore perchè i grani giungessero a mettersi in equilibrio. A questo punto, e mentre le sabbie sono tutte ancora tenute in leggero movimento di sospensione la corrente è leggermente indebolita mediante il robinetto *g* ed i grani più pesanti possono trovare la loro via fino al bulbo *e*. Quando questo è pieno si serra colle dita l'unione di gomma *h* e si sostituisce al primo un secondo bulbo pieno d'acqua.

In modo analogo il secondo bulbo si ricompie e poi si toglie per lasciare il posto ad un terzo, ad un quarto e così via finchè tutta la sabbia, fino agli schlamms finissimi, sia evacuata. Lo sfioratore non avrà dato che leggerissime particelle e queste raccolte costituiscono l'ultimo bulbo. Consideriamo per esempio la coppia galena e quarzo.

Il contenuto di ciascuno dei dieci bulbi fu accuratamente classificato cogli stessi stacci adoperati per lo studio della caduta libera dei grani e nella seguente tabella sono indicate le percentuali di galena contenute nelle diverse classi di ogni bulbo:

Diametro dei grani mm.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1,840	100	100	—	—	—	—	—	—	—	—
1,443	100	100	—	—	—	—	—	—	—	—
1,256	100	100	—	—	—	—	—	—	—	—
1,090	100	100	100	—	—	—	—	—	—	—
0,944	100	100	100	—	—	—	—	—	—	—
0,835	100	100	100	25	—	—	—	—	—	—
0,496	100	100	100	100	50	—	—	—	—	—
0,389	100	100	100	100	100	50	—	—	—	75
0,314	100	100	100	100	100	100	—	—	—	75
0,241	100	100	100	100	100	100	40	—	—	75
0,172	100	100	100	100	100	100	90	—	—	50
0,134	100	100	100	100	100	100	100	30	—	50
0,119	100	100	100	100	100	100	100	40	—	60
Schlamss	100	100	100	100	100	100	100	95	60	75

Si vede per esempio nel 5° bulbo le classi erano di puro quarzo fino ai grani di mm. 0,664; i grani di mm. 0,496 contenevano il 50 % di galena; la classe a grani di mm. 0,389 era quasi tutta galena con sole traccie di quarzo e tutte le altre classi di grani minori erano di pura galena.

I pesi delle diverse classi furono esattamente determinati, eccetto quando una di esse conteneva un miscuglio di due minerali. In questo caso ottenuto il peso totale, la relativa proporzione dei componenti era stimata ad occhio ed il peso totale era diviso proporzionalmente all'estimazione fatta.

Onde dedurne l'effetto prodotto dalla caduta in massa, occorreva determinare il rapporto medio dei diametri fra le particelle di quarzo e galena contenute in uno stesso bulbo, ossia cadute parallelamente assieme.

Il modo di valutazione per ogni bulbo fu il seguente.

Il diametro medio delle particelle di quarzo fu ottenuto moltiplicando tutti i pesi del quarzo delle classi del bulbo N. 5 — per esempio — per i loro diametri e dividendo la somma di tali prodotti per la somma dei pesi.

In modo analogo fu ottenuto il diametro medio dei grani di galena.

Questo diametro dal quarzo fu quindi diviso per il diametro della galena, ottenendo così il *fattore d'equivalenza* corrispondente al caso della caduta dei grani in massa e che per distinguerlo da quello della caduta libera potrà chiamarsi *fattore d'equivalenza interstiziale* e che per il caso di galena e quarzo è in media eguale circa a 6.

Si vede che siamo discosti dal fattore 4 del Rittinger; ma anche molto più discosti dal fattore 30 del Monroe, pure notando tuttavia che se si osserva per esempio nella tabella il contenuto del bulbo N. 3 — per esempio — si nota che caddero parallelamente dei grani grossi di quarzo (mm. 1,840) insieme a grani finissimi (mm. 0,119 ed anche meno) di galena.

Operando in modo analogo per tutte le diverse coppie il Richards potè determinare il fattore medio d'equivalenza interstiziale del quarzo rispetto a tutte le dodici specie di minerali prescelte e che qui riportiamo con a fianco i fattori d'equivalenza per la caduta libera quali risultano dall'applicazione della formula del Rittinger.

Agli stessi risultati il Richards arrivò quando nel tubo a punta invece di una corrente ascensionale continua si generava una serie di pulsazioni interrompendo e mandando nel tubo la corrente stessa con una alternanza periodica, rapida e variabile, a volontà mediante un piccolo ruotismo mosso da un manubrio ed agente su un robinetto interposto nel tubo che dà la corrente ascensionale.

Dalla tabella seguente è facile il ricavare il valore del fattore d'equivalenza di una qualunque delle specie minerali ivi incluse rispetto ad

MINERALI	Densità	Fattori d'equivalenza (caduta in massa) (Richards)	Fattori d'equivalenza (caduta libera) (Rittinger)
Rame	8,479	8,598	4,56
Galena	7,586	5,842	4,01
Wolfram	6,937	5,155	3,64
Antimonio	6,706	4,897	3,48
Cassiterite	6,261	4,698	3,32
Pirite arsenicale	5,627	3,737	2,82
Calcosina	5,334	3,115	2,64
Pirotina	4,508	2,808	2,14
Blenda	4,046	2,127	1,85
Epidoto	3,380	2,037	1,45
Quarzo	2,640	1,000	1,00
Antracite	1,473	0,179	0,29

un'altra di densità maggiore, sia per il caso della libera caduta sia per il caso della caduta in massa.

Consideriamo per esempio il gruppo galena e blenda nel caso della libera caduta: siccome un grano di 1 mm. di quarzo cade parallelamente ad un grano di mm. 1,85 di blenda e ad uno di mm. 4,01 di galena questi due sono equivalenti e quindi il fattore della blenda rispetto alla galena sarà $\frac{4,01}{1,85} = 2,16$.

Similmente nel caso della caduta dei grani in massa il fattore della blenda rispetto alla galena sarà $\frac{5,842}{2,127} = 2,75$.

È bene qui il notare che è da ritenersi molto probabile che il vero fattore medio d'equivalenza interstiziale possa essere effettivamente maggiore di quello determinato dal Richards, poichè egli nelle sue determinazioni si limitò ad operare su un miscuglio di grani tutti inferiori ai 2 mm., mentre come già si disse e come l'esperienza insegna se si tratta in un crivello a staccio mobile un insieme di grani non classificato per esempio di galena e quarzo, vanno al fondo dei granelli di galena di meno di 1 mm. e finiscono per venire alla superficie anche dei grani di 25 mm. di quarzo. Nè solo il quarzo ma anche la barite, ad onta del suo maggior peso specifico, se in grani grossolani si separa talora dalla galena, ciò che non avviene se è in piccoli grani.

Ma siccome d'altra parte l'esperienza insegna che l'applicazione letterale ed incondizionata della teoria del Monroe, sarebbe erronea e dan-

nosa quando le sostanze da separare abbiano pesi specifici non molto diversi e presentino nel frantumarsi molti grani misti con densità intermedie, così si ritiene che i fattori d'equivalenza interstiziali, dati dal Richards siano sufficienti a tener conto praticamente dei nuovi fenomeni osservati e studiati dal Monroe nella maggior parte dei casi che possono presentarsi nella preparazione meccanica.

Siccome poi i minerali prescelti dal prof. Richards per le sue determinazioni sono di densità gradualmente decrescente, la tabella permetterà di trovare con sufficiente approssimazione pratica il fattore d'equivalenza di due specie minerali qualunque delle quali si conosca il peso specifico, quando si voglia tener conto esclusivamente del criterio della densità, il che — è bene ricordarlo — nella maggior parte dei casi non è commendevole per le considerazioni già accennate nell'esporre le anomalie constatate dal Richards stesso nei suoi esperimenti e dipendenti per lo più dalla presenza in una delle sostanze da separare di numerosi grani appiattiti od allungati.

Diamo qui i pesi specifici delle specie minerali che più di frequente ci si presentano nella preparazione meccanica:

Ganghe		*Metalli*	
Granito	2,60÷2,70	Platino	20,00
Feldspato	2,50÷2,60	Oro	19,40
Quarzo	2,50÷2,65	Mercurio	13,65
Schisti e serpentini	2,50÷2,65	Palladio	12,00
Calcare	2,60÷2,70	Piombo	11,45
Dolomite	2,70÷2,90	Argento	10,50
Anidrite	2,90	Bismuto	9,70
Fluorina	3,20	Rame	8,85
Apatite	3,20	Ferro	7,80
Celestina	3,90	Stagno	7,30
Baritina	4,30÷4,60	Zinco	7,20
Witherite	4,30	Arsenico	5,70
Granato	3,80	—	
Porfidi e Dioriti	2,80÷3,00	—	

Minerali di Ag	Cherargirio 5,50 Pirargirite 5,80 Argirose 7,00	Minerali di Hg = Cinabro	8,00
Minerali di Sb	Stibina 4,60 Ossidi 5,30	Minerali di Ni = Nichelina	7,50
Minerali di As	Pirite arsen. 5,60 Mispikel 6,20	Miner. di Pb	Galena 7,50 Cerussite 6,40 Bournonite 5,80 Piromorfite 6,90

Minerali di Co	Cobaltina 6,30 Smaltina 6,50	Minerali di Cu	Azzurrite 3,80 Malachite 4,00 Calcopirite 4,20 Rame grigio 4,50 Panabase 4,50 Fahlerz 5,00 Calcosina 5,30 Ziguelina o cuprite 5,80
Minerali di Fe	Siderose 3,70 Limonite 4,00 Ematite 4,30 Pirotina 4,50 Ferro crom. 4,50 Magnetite 5,00 Oligisto 5,20 Pirite 4,80 Wolfram 7,30	Minerali di Sn = Cassiterite	6,30
Minerali di Mn	Diallogite 3,60 Pirolusite 4,50 Acerdese 4,30	Minerali di Zn	Blenda 4,00÷4,20 Calamina: Silicato 3,30÷3,80 Calamina: Carbon. 3,50÷4,30

Questi dati sono quelli che si riferiscono alle specie minerali tipiche.

Nei casi che possono occorrere in pratica è consigliabile la determinazione diretta della densità dei minerali che devono essere separati colla preparazione meccanica.

Per potere intanto concretare i criteri che potranno essere di guida nell'applicare i principii teorici e sperimentali esaminati alla determinazione delle serie di classi nelle quali converrà dividere l'insieme di grani di più sostanze da separare, è indispensabile di rendersi conto del funzionamento dell'apparecchio che dovrà trattare queste singole classi e che è in generale il crivello meccanico a staccio fisso.

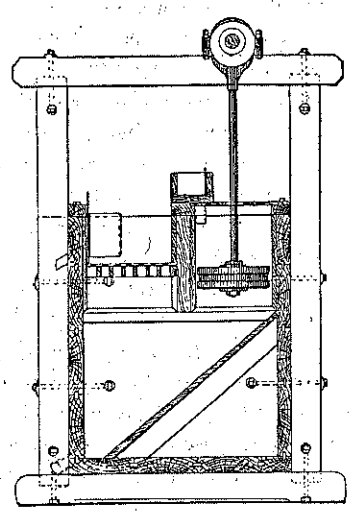


Fig. 108.

Il crivello meccanico (rappresentato in sezione nella fig. 108) si compone di una cassa rettangolare divisa nella sua parte alta mediante una paratia in due compartimenti fra loro liberamente comunicanti. Nella parte superiore di uno dei compartimenti è fissata su apposito telaio una tela metallica sulla quale si carica il materiale da concentrare, mentre nell'altro compartimento uno stantuffo comandato da un eccentrico o da un glifo posto su di un albero orizzontale imprime un moto alternativo all'acqua che riempie la cassa ad un'altezza tale che la carica di minerale sia sempre sommersa. A causa del moto dello stantuffo l'acqua è ad ogni colpo obbligata a salire nell'altro compartimento traversando

la tela forata e siccome la discesa dello stantuffo è rapida, la corrente dell'acqua apre e mette in sospensione i grani del materiale che trovasi sulla tela stessa.

Esaminiamo ciò che avviene durante un giro intero dell'albero che comanda lo stantuffo.

La velocità dell'acqua è uguale a zero quando lo stantuffo è in alto, ma va rapidamente crescendo quando esso discende. Ora se consideriamo un grano qualunque, in principio di tale movimento discendente lo sforzo che l'acqua può esercitare su di esso non è tale da equilibrare il peso del grano stesso se non quando sia verificata l'equazione:

$$v = k \sqrt{D\ (\delta - 1)}$$

e se noi supponiamo che lo stantuffo non imprima all'acqua che una velocità eguale a v, il grano sarà in sospensione, sarà per così dire pronto a muoversi, ma non seguirà l'acqua nel suo movimento ascendente a traverso alla tela forata. Perchè il grano si metta in movimento occorre che lo stantuffo imprima all'acqua una velocità $v' > v$.

Dunque i grani spinti in alto dall'acqua sotto l'impulso dello stantuffo, a partire dal momento in cui cominciano l'ascesa, acquistano rapidamente una velocità maggiore di v e tanto maggiore quanto maggiore è l'impulso dato all'acqua dallo stantuffo; mentre ove essi cadessero liberi nell'acqua potrebbero tutt'al più raggiungere la velocità v ma non oltrepassarla. I principii sotto cui si esercita la libera caduta non sono quindi applicabili al periodo di impulsione dello stantuffo.

Per rendersi ben conto di quanto avviene in questo periodo supponiamo dapprima che si abbiano sulla tela del crivello dei grani di egual volume di quarzo e galena, per esempio, e consideriamo un grano qualunque di quarzo. Allo scendere dello stantuffo l'acqua acquista una velocità crescente, ma il grano di quarzo non si metterà in movimento, come si disse, se non quando tale velocità è eguale a v: da quell'istante il grano di quarzo si muove dal basso all'alto con velocità $v' > v$.

Consideriamo ora due grani adiacenti di quarzo e galena.

Quando lo stantuffo avrà impresso all'acqua la velocità V sufficiente per equilibrare il grano di galena, il grano di quarzo sarà già stato spinto in su con velocità v' e quindi si troverà già più in alto del grano di galena. A partire da quell'istante il grano di galena si muove verso l'alto con velocità $V' > V$ mentre pure verso l'alto continua la sua corsa il grano di quarzo, e lo spazio percorso da quest'ultimo che è più leggero sarà maggiore di quello percorso dai grani più pesanti di galena. Ne consegue che la distanza fra il grano di galena e quello di quarzo sarà diventata anche maggiore di quella che esisteva fra loro al momento in cui il grano di galena si mise in moto.

Questo non sarebbe tuttavia che un concetto del tutto ipotetico poichè presuppone che i grani siano isolati e liberi, mentre in realtà essi sono serrati gli uni contro gli altri in massa, quando la carica poggia immobile sulla tela.

Effettivamente tutta questa carica non si metterà in movimento ascendente se non quando l'acqua avrà raggiunto una velocità superiore a quella V corrispondente ai grani più pesanti. Solo allora la carica si apre, ossia i grani si allontanano esponendosi alle correnti interstiziali ed è in quell'istante che i grani di quarzo sollecitati da una corrente di velocità V', molto maggiore di v, sono spinti in su più rapidamente dei grani di galena.

Quando lo stantuffo è giunto al punto più basso dell'immersione egli rifà la sua corsa in senso inverso ed il liquido lo segue abbassandosi nell'altro compartimento del crivello. La velocità del liquido passa quindi pel valore zero e dovette quindi, prima di arrivare a zero, ripassare al disotto del valore che gli era stato necessario per sollevare i grani i quali per conseguenza dovranno ricadere e cadranno infatti precedendo il ritorno del liquido che li seguirà subito dopo nella discesa. La separazione è in questo periodo di caduta favorita dall'accelerazione. Continuando l'ascesa dello stantuffo l'acqua rientra scendendo nella cassa e dilava i meati esistenti fra i grani dando luogo ad una specie d'aspirazione.

Ripetendosi i colpi dello stantuffo si capisce come un grano di ganga che era in origine sulla tela vada man mano avviandosi alla superficie del letto di materiale, mentre un grano di galena che era al principio alla superficie finirà per andare a fondo e si finirà in breve per ottenere al fondo del crivello uno strato di galena ed alla superficie uno strato di quarzo.

Supponiamo ora che la carica del crivello sia formata da un miscuglio di grani di quarzo e galena di tutte le gradazioni di grandezza per esempio fino ai grani di 10 mm. Quando lo stantuffo discende mettendo la massa dei grani che è sulla tela in sospensione, la corrente dell'acqua tende ad agire sui grani più grossi di galena e quarzo come nel caso precedente dando un vantaggio nell'ascesa ai grani di quarzo. I grani minori di galena tendono intanto a disporsi adiacenti ai grani di quarzo coi quali per forma e dimensioni possono essere in equilibrio. Ed invero supponendo per esempio di avere un grano di galena ed uno più grosso di quarzo che si trovino in meati di eguale sezione, la corrente interstiziale avrà maggiore presa sul grano di quarzo che su quello più piccolo di galena, e potrà quindi un piccolo grano di galena mettersi nello stesso piano orizzontale o anche nell'ascesa un po' indietro di un grano più grosso di quarzo, allo stesso modo come il grano di galena cadrebbe insieme o precederebbe lo stesso grano di quarzo nel caso della caduta dei grani in massa. I grani di galena e quarzo, in altre parole tendono a disporsi nel periodo d'impulsione adiacenti gli uni agli altri secondo i fattori d'equivalenza interstiziali.

Quando sta per compiersi la corsa retrograda dello stantuffo la massa

dei grani in sospensione comincia la sua discesa prima dell'acqua, abbiamo quindi un brevissimo periodo di caduta nel quale entra in giuoco l'effetto dell'accelerazione che aiuta ancora la galena fina a passare sotto i grani di quarzo di dimensione maggiore; ma subito anche il liquido comincia a scendere con velocità minore di quella del materiale il quale continua la sua discesa secondo i principii della caduta in massa mentre i grani vanno sempre più serrandosi fra loro finchè tutti riposano immobili sulla tela. L'acqua continua ancora il suo movimento di discesa a traverso alla carica del crivello con grande velocità. È questo il periodo d'aspirazione durante il quale l'acqua trascina in giù lungo i meati le particelle tenui e pesanti che nei periodi antecedenti erano riuscite a mettersi adiacenti ai grani più grossi e più leggeri ed in equilibrio o in avanzo con essi, ed è questo il periodo che ha spesso una grande influenza nella concentrazione delle classi fine specialmente.

Dalle considerazioni precèdenti risulterebbe pertanto che la separazione delle specie minerali nel crivello può ritenersi regolata in massima parte da principii identici a quelli che regolano la caduta dei grani in massa: che la separazione è aiutata per qualche istante dalla accelerazione (nel momento in cui cessa l'ascesa e comincia la caduta della carica) e talora nell'ultimo periodo di ogni colpo da un'aspirazione convenientemente regolata e più o meno sentita a seconda dei casi.

Gli effetti sono tuttavia talmente complessi, talmente variabili a seconda della costituzione, struttura e forma dei grani, talmente connessi al modo stesso con cui — come si vedrà in seguito — può farsi lavorare il crivello stesso che riesce ben difficile il poter stabilire una regola fissa ed applicabile a tutti i casi per la determinazione della classificazione più atta a far sì che si possa poi ottenere dai crivelli il miglior rendimento possibile.

Il Rittinger ammettendo che l'azione del crivello fosse esclusivamente regolata dalle stesse leggi che regolano la caduta libera dei grani giungeva alla conclusione già accennata che la *scala di perforazione* dei vagli che devono preparare le classi da fornire ai crivelli deve essere tale che i diametri dei fori vadano crescendo secondo una progressione la cui ragione è data da $\frac{\delta - 1}{\delta_1 - 1}$, essendo δ e δ_1 le densità delle sostanze da separare, e questa ragione è quella che abbiamo chiamato *fattore d'equivalenza*.

Abbiamo visto tuttavia che dagli studi del Monroe e dalle esperienze del Richards risulta che i fattori d'equivalenza nel caso della caduta dei grani in massa sono superiori a quelli del Rittinger: ma siccome abbiamo detto che dall'esame del funzionamento del crivello risulta che il deposito e la separazione dei grani avviene in questo apparecchio sotto l'impero dei principii che regolano appunto la caduta in massa sarà logico l'adottare i fattori d'equivalenza riferentesi a questo caso quali vennero determinati dal Richards.

Riflettendo che la separazione nel crivello oltre che dagli effetti della caduta in massa è pure favorita nei primi istanti della caduta dall'accelerazione, si può avere la quasi certezza di ottenere (applicando i fattori d'equivalenza interstiziali) una classificazione sufficiente purchè si tenga conto oltrechè della densità vera dello spostamento di classe che una delle sostanze può subire per la prevalenza di grani allungati od appiattiti.

Ma, come abbiamo già detto, in pratica noi non dobbiamo pretendere di ottenere dal crivello un prodotto formato da soli grani puri e dello sterile costituito da grani di pura ganga, data la quantità spesso notevole di grani misti dei quali si deve tener conto grandissimo.

Bisognerebbe quindi in tutti i casi — per determinare il fattore di equivalenza che dovrà servire da ragione della progressione che dà la serie dei fori dei vagli mediante i quali dovrà avvenire la classificazione dei grani da trattare — adottare non le densità del minerale puro e della ganga pura, ma bensì quelle intermedie dei grani misti che si potrà permettere che vengano eliminati colla ganga sterile e dei grani misti ricchi che si intenda di tollerare nel prodotto.

A questa determinazione che sarebbe la più esatta, ma che potrebbe essere in molti casi malagevole ed incerta si può volendo sostituire un metodo empirico che, se non presenta un'esattezza matematica, permette tuttavia di raggiungere in pratica con sufficiente approssimazione la soluzione del problema e che spieghiamo con un esempio.

Abbiasi un minerale calaminare nel quale le densità dei componenti siano le seguenti:

Galena	7,50	Calamina	4,10
Ossidi di ferro	5,50	Calcare	2,60
Blenda	4,30	Argilla	2,50

Dato che la blenda vi sia in quantità inapprezzabile il minimo scarto tra la densità delle sostanze da separare è quello da 2,60 e 4,10.

Teoricamente la ragione della progressione geometrica per due minerali di quella densità (vedi tabella dei fattori d'equivalenza per caduta in massa) sarebbe $\frac{2,13}{1,00} = 2,13$, e quindi la classificazione sarebbe a fori di circa:

mm. 1 . 2 . 4 ½ . 9 ½ . 20.

Bisogna però tener conto che il peso specifico 4,10 è quello della *specie minerale pura* (carbonato di zinco, smitzonite) come pure 2,60 è il peso specifico del calcare puro esente cioè da calamina.

Ora noi col lavaggio non ci proponiamo di ottenere della calamina pura, ma *un prodotto calaminare commerciabile*, ad un tenore conveniente

tale che vi sia il dovuto equilibrio fra le condizioni di vendita ed il valore delle perdite ammissibili ed inevitabili in ogni lavaggio; perdite che per arricchimenti troppo spinti diventano enormi. Si dovrebbe quindi per stabilire la *scala di perforazione* considerare non la densità del *minerale calamina*, ma la densità media di questo prodotto commerciabile; e per l'altro termine prendere non la densità del calcare, ma quella media degli sterili di rifiuto.

Se tale prodotto calaminare ha una densità media di 3,50, per esempio, mentre quella degli sterili si eleva a circa 2,90, la ragione della progressione diventerà (interpolando nella tabella dei fattori d'equivalenza) $\frac{2,05}{1,55} = 1,32$ e la classificazione potrà essere *praticamente* a fori di:

mm. 1, $1\frac{1}{4}$, $1\frac{3}{4}$, $2\frac{1}{4}$, 3, 4, $5\frac{1}{4}$, 7, $9\frac{1}{2}$, 13, 17, 22.

In pratica chi deve studiare un opificio di lavaggio adatto alla separazione dei componenti di una data quantità di minerali, deve cercare nella maggior parte dei casi di procurarsi con ripetuti esperimenti in piccola scala quei dati che valgano a stabilire il grado di arricchimento al quale si intende di spingere i prodotti, nonchè (entro certi limiti), il grado di ricchezza che si vuol tollerare negli sterili. Anzi molte volte è possibile di eseguire delle prove più in grande in qualche laveria già esistente.

In un caso e nell'altro egli può dunque procurarsi una certa quantità dei diversi prodotti ottenibili e degli sterili ammissibili e determinare da sè il peso specifico con esattezza sufficiente allo scopo per il quale ha luogo tale determinazione.

Si potrebbe quindi formulare la seguente regola pratica:

« Quando si volesse stabilire la serie dei fori dei vagli di una laveria destinata alla utilizzazione di uno o più dei componenti di un dato materiale mineralizzato, si dovrebbe prima con opportuni esperimenti fissare la ricchezza minima tollerabile nei prodotti da separare e determinare i pesi specifici medi. Calcolare quindi il fattore d'equivalenza fra i due prodotti da separare che presentano il minimo scarto fra i pesi specifici e tenere questo fattore come limite minimo della ragione della progressione geometrica che determina la serie dei fori dei vagli ».

La teoria e la pratica pertanto ci permettono di poter affermare che quando gli elementi che si devono separare presentano fra loro un fattore di equivalenza molto elevato e sono commisti in elementi grossolani nettamente distinti e facili da separare, la classificazione ha ben poca importanza e può in certi casi essere o soppressa o ridotta ad una pura questione di convenienza per suddividere la quantità totale a diversi apparecchi arricchitori.

Ma quando, come è il caso più comune, lo scarto di densità fra gli elementi da separare non è molto elevato e che la riduzione in grani dà luogo ad elementi misti, allora la classificazione assume una importanza notevole e dovrà essere tanto più serrata quanto più serrata è la miscela delle specie da separare.

In questi casi la sola esperienza personale e più che tutto — ripetiamo — gli esperimenti pratici potranno indicare il punto a cui può convenire di spingere la macinazione e fornire, per la determinazione della classificazione migliore, gli elementi necessari di forma e di densità dei grani che permetteranno di calcolarla, volendo secondo i principii teorici e sperimentali che abbiamo esaminati e che potranno solo allora avere un'applicazione pratica, conveniente e sicura.

Per studiare preventivamente gli elementi necessari a stabilire la macinazione e la classificazione più conveniente onde ottenere il miglior rendimento nell'ulteriore lavaggio, riteniamo pratico e giovevole l'applicare allo studio della separazione delle specie minerali un metodo simile a quello che l'ing. R. A. Henry immaginò per rappresentare graficamente il fenomeno del lavaggio dei carboni mediante curve che dànno immediatamente tutti i risultati che si può sperare di ottenere da un combustibile da essi caratterizzato.

Naturalmente per i minerali la cosa non è semplice come per i combustibili, ma tuttavia quantunque nella maggior parte dei casi non si possano ottenere la stessa nitidezza e la stessa uniformità di linee che si osservano nei diagrammi ricavati dall'ing. Henry per i combustibili, pure i risultati ai quali si può giungere sono notevoli poichè le curve ottenibili sono tali da permettere di rendersi conto a colpo d'occhio di ciò che si può sperare di ricavare dalle diverse classi di un dato minerale e di poter valutare con sufficiente approssimazione i rendimenti e le perdite tanto da fornire gli elementi per lo studio preliminare di lavaggio di un dato materiale.

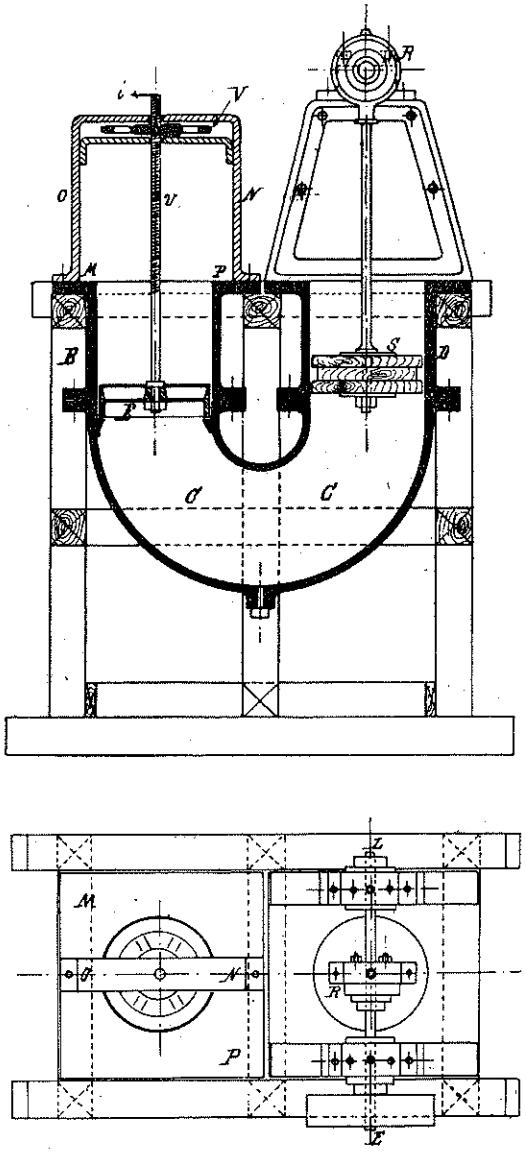
Come è già noto, in un crivello le particelle di una data sostanza (per l'impulso che ricevono dallo stantuffo) si dispongono sulla tela che le regge in strati le cui densità medie diminuiscono gradatamente a partire dal fondo del crivello.

Sia ora P la quantità (espressa in centesimi) di prodotto, ad un tenore commerciabile T, ottenibile col lavaggio al crivello da un dato minerale il cui tenore iniziale sia θ, e sia S la quantità (in centesimi) di rifiuto sterile ad un tenore t. Per essere:

$$P + S = 1 \qquad \text{e} \qquad P\,T + S\,t = \theta$$

si avrà:

$$P\,T + (1 - P)\,t = \theta.$$



Figg. 109 *a* e *b*.

Essendo quindi noto θ si potrebbe avere con un semplice calcolo il rendimento in minerale utile (e quindi in metallo) ove fosse stabilito antecedentemente il tenore T del prodotto ed ove si conoscesse il tenore t delle materie che si è disposti a considerare come sterili.

Ora il valore di t, al quale è per lo più strettamente vincolato il valore di T, non può essere fornito che dall'esperienza diretta.

Ciò posto, si prelevi un campione del minerale da esaminare: lo si classifichi per volume e poi si sottoponga ogni categoria a classificazione per densità. Per ottenere questa ultima classificazione può servire il piccolo crivello che è rappresentato nelle figg. 109 *a* e 109 *b*.

Un tubo ricurvo C di ghisa porta due altri tubi dritti D e B torniti internamente. Nel primo scorre lo stantuffo S comandato da eccentrico R a corsa variabile portato dall'albero L: nel secondo può scorrere il telaio circolare di ferro E tornito esternamente e che appoggia su di un risalto esistente sotto la flangia del tubo C. Il telaio E porta la tela metallica del crivello ed è solidamente fissato all'asta v munita di vite che può girare entro una madrevite portata dall'arco di ferro $O\,N$ e comandata dal volantino V.

Si metta nel compartimento B dell'apparecchio una certa quantità della classe che si vuol studiare e, riproducendo il lavoro che si fa in grande nel crivello meccanico, si dia una serie di pulsazioni conveniente per numero ed ampiezza alla categoria dei grani che si trattano. Si otterrà classificato il minerale in una serie di strati la cui densità ed il tenore in metallo andranno variando gradatamente da strato a strato.

Il cilindro di minerale classificato così per densità è ritirato progressivamente dal tubo sollevando il fondo mediante la vite v comandata dal volantino V e le altezze di sollevamento possono essere misurate osservando lo spostamento dell'indice i.

Mediante un coltello che si fa scorrere sul piano $M\,P$ si prelevano i successivi strati che sortono dal tubo B ed ai quali si può assegnare uno spessore conveniente costante o variabile a seconda dei casi.

Una sola operazione può in generale bastare per i grani fini. Per i grani maggiori converrà procedere per operazioni multiple convenientemente ordinate in modo da ottenere alla fine una serie di strati di densità successivamente decrescente.

In un caso e nell'altro ogni singolo strato è pesato ed analizzato.

Si portino ora in ordinate secondo $O\,Q$ (diagramma 1, fig. 110) i pesi degli strati successivi — partendo dal più denso ossia da quello di fondo — ridotti però proporzionalmente in modo che il totale corrisponda a 100 kg.

Sulle metà dei diversi segmenti rappresentanti i diversi strati si portino come ascisse delle lunghezze proporzionali ai tenori degli strati.

Otterremo così una curva che chiameremo *curva dei tenori* o semplicemente *curva* T.

L'area della figura $O\,B\,C\,Q$ (vedi diagramma 1) è proporzionale alla quantità di metallo contenuto nel minerale sottoposto ad esame. Nel nostro caso, siccome si è assunta la lunghezza di 2 mm. per rappresentare il peso di 1 kg. secondo le ordinate ed un'unità del tenore percentuale nel senso delle ascisse, ogni mm² rappresenta gr. 2,5.

Supponiamo di dividere il nostro campione in due parti qualunque mediante una sezione orizzontale $P\,D$.

Otterremo al disotto di essa una quantità $O\,P$ di prodotto ed al disopra una quantità $P\,Q$ di rifiuto o sterile.

Se ora mediante un planimetro o col calcolo — o con conteggio diretto se si lavora su carta millimetrata — determiniamo l'area $O\,P\,P'\,B$ e quindi l'altezza media di questa e la portiamo in $P\,D$ avremo in D un punto di una curva le cui ascisse rappresenteranno i tenori medi dei gruppi di strati che si trovano inferiormente alla sezione che si considera e che chiameremo *curva dei tenori degli strati inferiori* o semplicemente *curva* $T\,S\,I$.

Similmente determinando l'altezza media dell'area $Q\,P\,P'\,C$ e por-

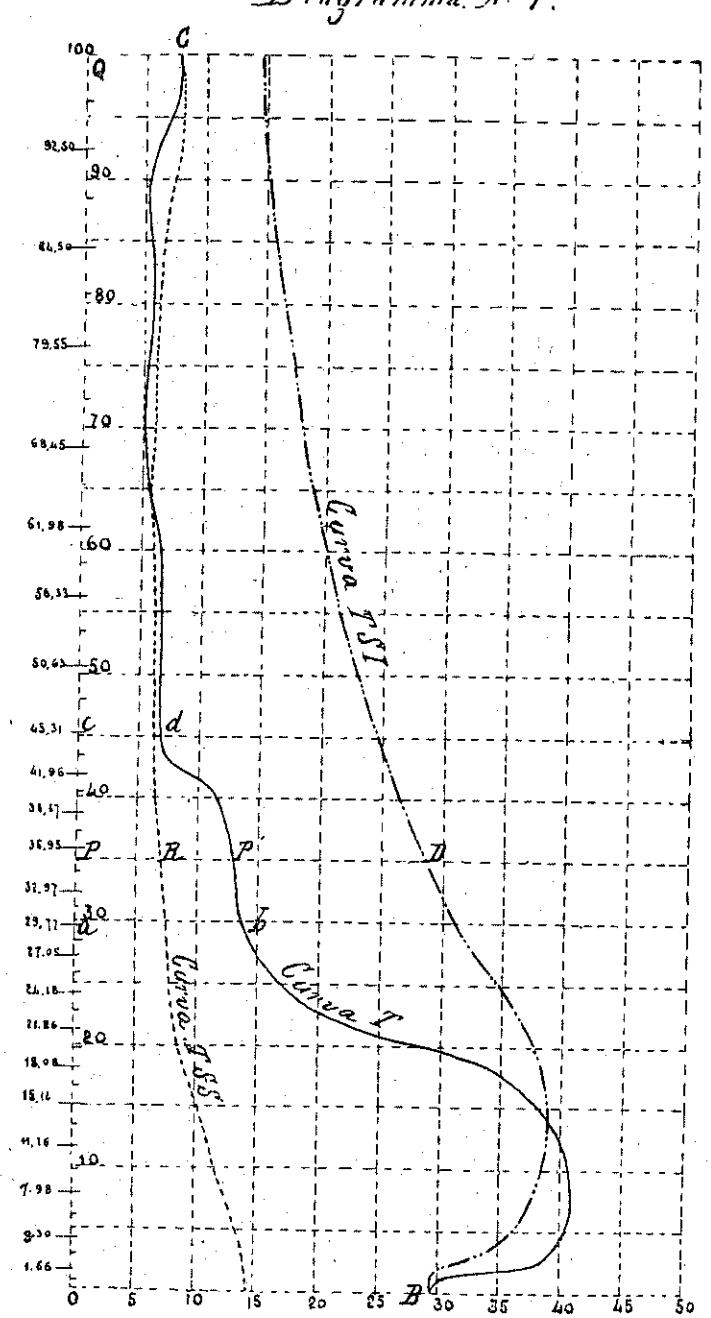


Fig. 110.

tandola in $P.R$ avremo in R un punto di un'altra curva le cui ascisse rappresenteranno i tenori medi dei gruppi di strati che si trovano superiormente alla sezione che si considera e che chiameremo *curva dei tenori degli strati superiori* o semplicemente *curva* $T\,S\,S$.

Tutti i punti delle due curve si determinano allo stesso modo ed una volta tracciate rendono immediatamente apprezzabili i risultati che si può sperare di ottenere dal lavaggio di quella data classe del minerale che si vuol studiare.

Così — per esempio — nel diagramma 1, che rappresenta le curve caratteristiche di lavaggio della classe di grani fra 3 e 4 mm. di una terra calaminare, si vede che in questa classe del tenore medio iniziale di 14,5 % di zinco, i grani più ricchi raggiungono un tenore massimo di 41 % (curva T), ma praticamente il tenore massimo ottenibile è del 39 % (curva $T\,S\,I$). Si scorge però subito che volendo spingere tanto oltre l'arricchimento non si avrebbe che un rendimento in peso di 15 % e si avrebbero dei rifiuti al 10,2 % (curva $T\,S\,S$).

Supposto invece che ci si possa contentare di un tenore del 31 % per il prodotto finito si vede che si avrà un rendimento in peso del 30 % e si otterrebbero dei rifiuti al 7,5 %. Ma osservando la curva T si vede la convenienza di ritirare un prodotto intermedio rappresentante in peso il 15 % del totale (tratto $a\,c$) ad un tenore di circa 13 % (altezza media dell'area $a\,b\,c\,d$) da rimacinare e lavare, non rifiutando così che il 55 % (tratto $Q\,c$) del totale trattato, ad un tenore del 6 % (curva $T\,S\,S$).

Il diagramma 2 (nel quale ogni millimetro rappresenta lungo l'asse delle ordinate 1 kg. di minerale e lungo l'asse delle ascisse un'unità per cento in metallo) si riferisce alla classe a grani di 4 mm. di un minerale zinco-piomboso composto di calamina con galena e carbonato di piombo.

Alla destra dell'asse delle ordinate sono disegnate le curve caratteristiche di lavaggio riguardanti i tenori in zinco; alla sinistra dello stesso asse quelle riferentisi ai tenori in piombo, ottenute entrambe col metodo esposto (fig. 111).

Si legge subito nel diagramma doppio che se fossero imposti come limite del piombo tollerabile nella calamina l' 8 % e come limite dello zinco nel minerale di piombo il 10 %, si potrebbe ottenere il 55 % del peso totale sotto forma di un minerale di zinco a 35,5 % di Zn con ~~7,50 %~~ 8 % di Pb (curve $T\,S\,S$) ed il 14 % del peso totale come minerale di piombo al 63 % di Pb e 10 % di Zn (curve $T\,S\,I$); restando come misti da rimacinare e ripassare il 31 % avente un tenore in Zn di 33,3 % (altezza media dell'area $b\,d\,e\,f$) ed un tenore in Pb di circa 23 % (altezza media dell'area $a\,b\,d\,c$).

È evidente che si potrà in modo analogo ottenere un diagramma triplo ove si tratti di un minerale in cui siano tre i metalli componenti dei quali si ha interesse di conoscere l'aggruppamento nei diversi strati

onde rendersi conto dei tenori e rendimenti ottenibili per ogni categoria di prodotti.

Supponiamo ora di aver prelevato un campione di un dato materiale mineralizzato già ridotto allo stato di grani e mediante stacciatura corrispondente ad una data classificazione siasi determinato il peso p di ogni categoria di grani fino ad arrivare alla dimensione minima di $\frac{1}{2}$ (per esempio) riducendo poi questi pesi in centesimi della quantità totale, in modo cioè che sia $\Sigma p = 100$.

Diagramma N. 2.

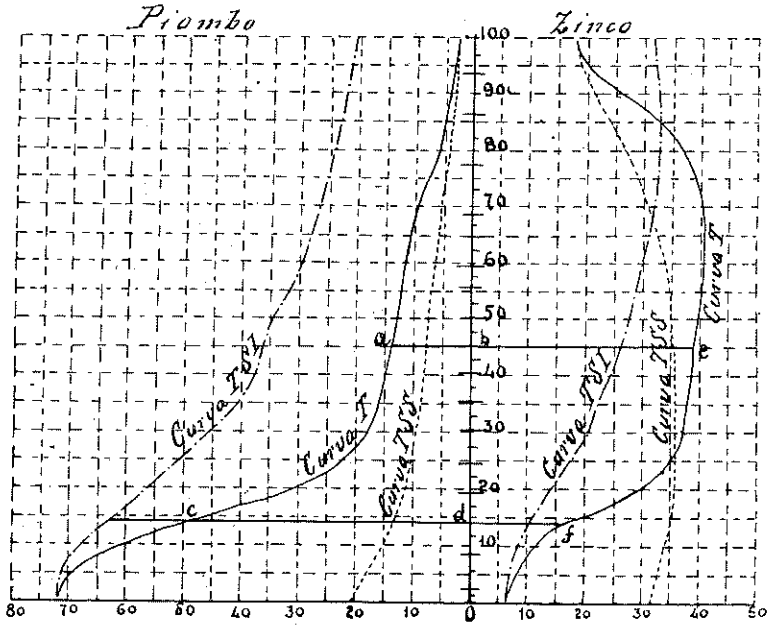


Fig. 111.

Se r rappresenta il rendimento % in peso di una classe qualunque ad un dato tenore T (letti entrambi sui diagrammi ottenuti) evidentemente il rendimento totale in peso sarà $\Sigma p r$ ed il rendimento totale in metallo sarà $\Sigma p r T$. Al tempo stesso ed in modo analogo si avranno la quantità ed il tenore dei rifiuti sterili nonchè la quantità ed il tenore dei prodotti misti che si dovranno sottoporre a nuovo trattamento.

Il paragonare poi fra loro i diagrammi delle diverse classi di una data sostanza mineralizzata potrà indicare in molti casi a qual punto convenga spingere la macinazione e diverse serie di diagrammi ottenuti per uno stesso minerale sottoposto a stacciature diverse potrà fornire dei dati utilissimi per giudicare se convenga serrare più o meno la classificazione.

Durante questi esperimenti si potranno prelevare dei campioni speciali dei prodotti e degli sterili onde, volendo, determinare le densità medie che potranno anche permettere di calcolare la classificazione secondo i principii esposti, tenendo il debito conto — come si disse ed ove ne sia il caso — della forma dei grani per introdurre nel calcolo opportuni coefficienti da applicare con giusto criterio di pratico apprezzamento, come per esempio nel caso in cui una delle sostanze desse nel frantumarsi molti grani appiattiti ed allungati.

Confrontando questi ultimi risultati con quelli ottenuti col metodo dei diagrammi ed opportunamente combinandoli si potrà arrivare a stabilire in modo pratico e razionale la classificazione più conveniente dei grani da separare.

È necessario qui di osservare che se è vero che la difficoltà della separazione aumenta colla differenza fra le dimensioni dei grani, ossia col crescere del rapporto tra i fori dei vagli, la classificazione molto serrata porta con sè un aumento di spese d'impianto, un maggior consumo di energia ed una manutenzione più costosa stante i più numerosi apparecchi occorrenti ed è causa inoltre di una formazione più notevole di fini e di schlamms per un eccesso di passaggio su tele e per il più continuato sfregamento dei grani fra loro, il che si risolve in perdite di metallo più dannose talora di una classificazione imperfetta.

Per queste considerazioni pratiche si cominciò già da molto tempo in Germania a cercare di adottare in certi casi una classificazione non molto serrata, anche quando questa poteva sembrare a prima vista indispensabile; ma correggendo il difetto di classificazione col far lavorare ogni classe in crivelli a diversi compartimenti dei quali ognuno può dare due prodotti distinti, uno per semplice deposito e l'altro per filtrazione a traverso al letto più denso formatosi, come si vedrà nello studiare in dettaglio il funzionamento dei crivelli arricchitori.

È questo il caso — per esempio — della laveria calamine a Monteponi, dove — data la natura complessa dei materiali calaminari da trattare, per la presenza di ossidi di ferro e per la varietà di densità delle calamine stesse e delle ganghe — sarebbe stata necessaria una classificazione serrata con un rapporto fra i fori non certo superiore a 1,3; mentre la classificazione realmente adottata è la seguente:

$$2 \cdot 3\,\tfrac{1}{2} \cdot 5 \cdot 7 \cdot 10 \cdot 14 \cdot 20 \cdot 30$$

la cui ragione media si accosta a 1,50, facendo lavorare i sottostanti crivelli nel modo dianzi accennato.

Talora gli sterili dei crivelli a granaglie non sono abbastanza poveri perchè vengano buttati via senz'altro. Essi diventano allora dei sottoprodotti da rimacinare e ripassare ed allora si può tenere nella classifica-

zione una differenza maggiore nei fori delle classi maggiori e serrare invece il rapporto nelle classi più fine, che sono le più difficili da trattare e che nella generalità dei casi devono dare del vero sterile.

Nasce qui naturale il domandarsi quale deve essere il limite della classificazione dei grani per volume, mediante tele metalliche, o lamiere forate, oltre il quale sottentrerà la classificazione per equivalenza che ha luogo in generale in apparecchi a corrente ascensionale per le sabbie e per lo più in casse piramidali di deposito (Spitskasten) senza corrente ascensionale per i fanghi o schlamms.

È anche qui malagevole il dare una soluzione generale applicabile ai diversi casi; pur tuttavia la pratica fornisce dati sufficienti che permettono di restringere i limiti fra i quali può nei diversi casi oscillare la scelta di tale punto di passaggio.

La classificazione per volume nelle classi fine presenta due svantaggi: il rapido logorarsi delle lamiere forate o delle tele metalliche e la facilità con cui i fori si ostruiscono, dimodochè solo in casi eccezionali si scende al disotto della perforazione di $^3/_4$ di mm. A questi inconvenienti si contrappone il vantaggio di una classificazione più perfetta, invariabile ed indipendente dalla volontà dell'operaio.

Gli apparecchi a corrente ascensionale eliminano i due inconvenienti propri ai vagli del fino, ma sostituiscono alla loro una classificazione meno perfetta e variabile facilmente, cosa che se può essere comoda in certi casi è invece nociva in molti altri.

La classificazione per equivalenza in questi apparecchi diviene evidentemente tanto meno soddisfacente, quanto più aumenta la dimensione dei grani che si trattano e quanto è minore il fattore d'equivalenza fra i grani da separare nel successivo lavoro d'arricchimento; onde è da ritenere che, se si può in massima asserire che la bontà di certi apparecchi a corrente ascensionale può influire ed estendere la classificazione per equivalenza a classi composte di grani che altrimenti si sarebbero sottoposte alla classificazione per volume, la pratica consiglia di non arrestare la classificazione per volume ai grani superiori ai 2 mm., a meno di casi specialissimi.

Tra i due limiti estremi di $^3/_4$ e di 2 mm. la scelta del sistema di classificazione e di successivo arricchimento dipende da circostanze locali svariate e più che da tutto il resto dalla natura del materiale da trattare.

In altre parole, se si ha un materiale facile da trattare, composto di pochi elementi, e tali che presentino fra loro differenze notevoli di densità, si potrà risalire colla classificazione per equivalenza fino al limite massimo e talora anche più oltre. Se invece si avrà da fare con un materiale mineralizzato complesso; con elementi svariati e non molto discosti nel loro peso specifico converrà spingere la classificazione per volume fino al limite minimo.

CAPITOLO OTTAVO

CLASSIFICAZIONE PER VOLUME

L'operazione che nella preparazione meccanica segue immediatamente la triturazione dei blocchi o lo sfangamento dei minuti da lavare è la *classificazione per volume*, il cui scopo è quello già indicato di ottenere una suddivisione della materia in tante categorie ciascuna delle quali deve essere costituita da grani aventi pressochè lo stesso diametro medio onde rendere possibile la separazione di essi per densità.

Furono già indicati elementarmente i principii teorici e sperimentali su cui si basa tale classificazione ed i limiti entro i quali essi possono essere praticamente applicabili. Si è visto allora come possa variare da un caso ad un altro per una stessa specie minerale la scelta della classificazione da adottare onde ottenere lo scopo voluto senza esagerare nel numero delle classi.

È bene ricordare ancora che è questo uno dei problemi nei quali l'applicazione pura e semplice delle leggi teoriche può indurre in errore ove non sia coadiuvata dalla osservazione attenta della costituzione del minerale, dalla conoscenza delle soluzioni adottate in casi simili, da una buona e lunga pratica e possibilmente da dati sperimentali.

La suddivisione di grani in classi non può effettuarsi che mediante una serie di stacci successivi e per lo più col sussidio dell'acqua.

Questi stacci classificatori, ordinariamente mobili, possono dividersi in due grandi categorie: *trommels* o *tamburi* e *vagli piani* o semplicemente *vagli*.

I primi animati da un movimento di rotazione hanno per lo più la forma tronco-conica o tronco-piramidale talora cilindrica e più raramente prismatica.

I secondi hanno la superficie piana ed a seconda del loro movimento si dividono in *vagli a scossa*, *vagli a rotazione*, *vagli a oscillazione* e *vagli a vibrazione* o *vibrovagli*.

Trommels. — Un trommel non è altro che un tamburo di lamiera forata rigidamente collegato mediante bracci e sostegni speciali ad un asse longitudinale col quale si muove in lento movimento di rotazione. Esso riceve ad un estremo, foggiato per lo più ad imbuto, il materiale da classificare mediante un tubo od un canale, e rifiuta all'altro estremo i grani di diametro superiore a quello dei fori dell'involucro, purchè le generatrici del tamburo abbiano una inclinazione sufficiente acchè la materia avanzi progressivamente dal principio alla fine dell'apparecchio.

L'involucro di lamiera forata può essere, come si disse, anche cilindrico o prismatico, ma in tal caso, affinchè la materia che entra nel trommel possa progredire nel suo interno, occorre che l'albero abbia una inclinazione sensibile. Questo fatto genera la necessità di ricorrere ad ingranaggi conici per trasmettere il movimento all'albero inclinato, per cui, da noi specialmente, non si ricorre a questa forma di trommels che nei casi assolutamente eccezionali in cui possa occorrere un trommel di gran diametro e di notevole lunghezza.

Nella pratica corrente i trommels hanno per lo più la forma tronco-conica o talora anche tronco-piramidale, quando specialmente si tratti di classificare materiali fini servendosi di tele metalliche anzichè di lamiere forate.

L'albero è in questo caso orizzontale ed il moto è dato con cinghie.

Le figure 112 *a* e 112 *b* rappresentano in scala di $^1/_{25}$ un trommel sem-

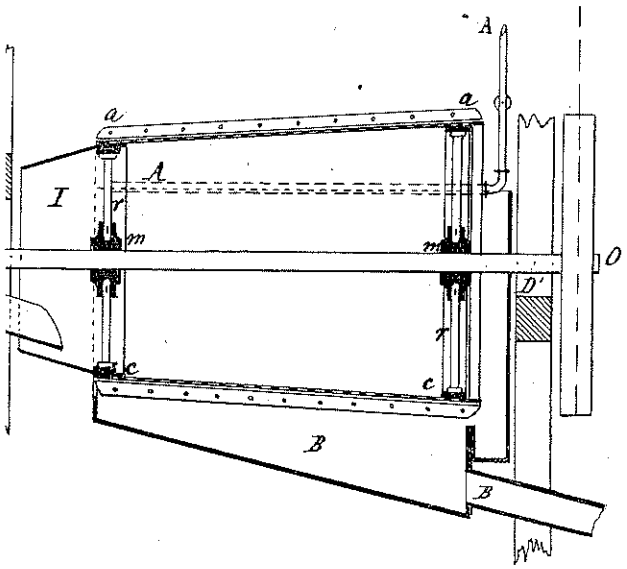


Fig. 112 *a*.

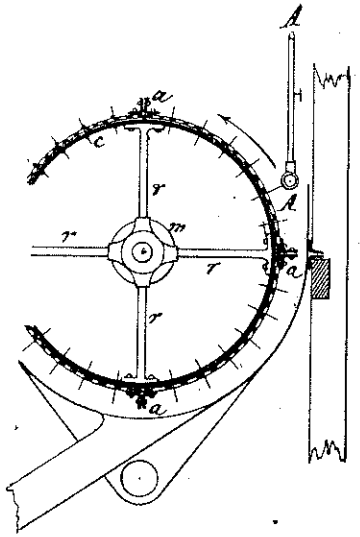


Fig. 112 *b*.

plice ossia ad una sola tela. L'involucro di lamiera forata è formato da quattro segmenti conici. Lungo i due spigoli longitudinali di ognuno di questi segmenti sono fissati con chiodi ribaditi dei ferri d'angolo *a* ognuno dei quali si unisce al successivo mediante piccoli bolloni per formare l'intero giro, mentre pure con bolloni si fissano gli orli delle due basi della superficie tronco-conica ed un cerchio di ferro piatto *c* il quale è portato da quattro raggi *r* calettati con chiavetta passante od uniti a vite al mozzo di ghisa *m* che è fissato all'albero *o*. L'imbuto *I* anch'esso in due o quattro pezzi è di lamiera di 3 a 4 mm. di spessore. I cerchi *c* d'appoggio delle lamiere forate, a seconda delle dimensioni del trommel si fanno con ferro piatto di 50 × 20 mm. o di 60 × 12. Lo spessore del mozzo varia dai 40 ai 60 mm., ed il diametro dei raggi di ferro da 23 a 30 mm.

Per piccoli trommels è anche molto pratica ed economica la disposizione indicata in sezione nella figura 113. Si forgia il ferro piatto in due pezzi della forma *a b c d*. Serrando le due metà mediante i bolloni ripartiti nei due tratti *a e* e *d c* si ha il cerchio di appoggio delle lamiere forate che si uniscono a coprigiunto semplice esterno.

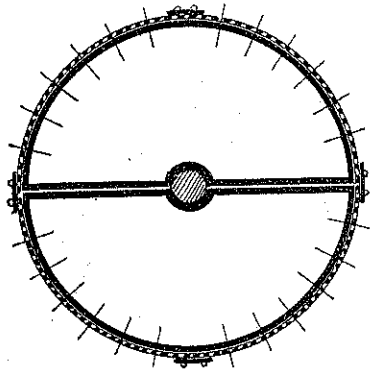


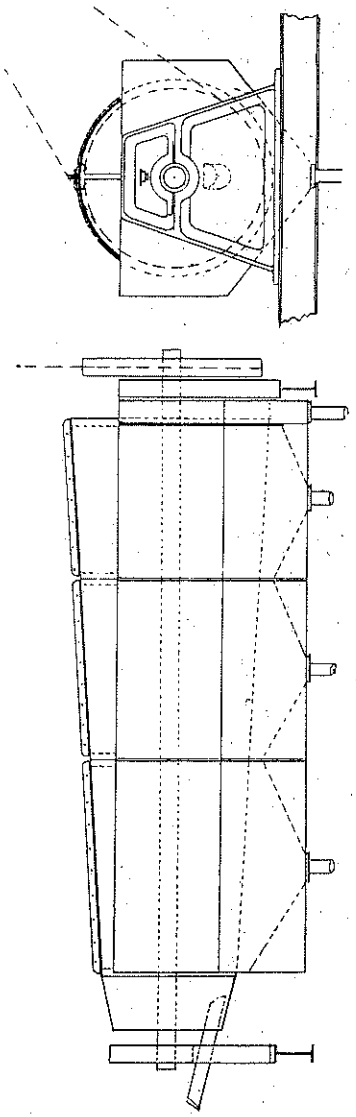
Fig. 113.

Il trommel gira coll'albero longitudinale sorretto da un cuscinetto pendente in *D* dal lato dell'arrivo della materia da classificare onde lasciar libero spazio all'entrata del canale d'alimentazione, e da un cuscinetto ordinario in *D'* all'estremo opposto, I prodotti cadono in una tramoggia di lamiera *B* divisa in due compartimenti dal fondo dei quali partono i due tubi o canali che portano a destinazione i grani che hanno attraversato i fori e quelli che hanno un diametro maggiore e che costituiscono il *rifiuto del trommel* (figg. 112 *a* e 112 *b*).

Un tubo longitudinale *A A* a forellini lancia uno spruzzo d'acqua contro l'involucro forato un po' al disopra del livello a cui arrivano i grani nel loro moto lungo il fianco del tamburo contribuendo a mantenere liberi i fori della lamiera, a dilavare i grani e ad accompagnarli poi nei canali d'evacuazione.

Durante il funzionamento dell'apparecchio poi, per ridurre quanto è possibile l'ostruirsi dei fori, si batte di tanto in tanto l'esterno del trommel con un utensile formato da due o tre striscie di cuoio fissate ad un manico di legno.

Le figg. 114 *a* e 114 *b*, rappresentano invece un *trommel multiplo*



Figg. 114 *a* e *b*.

ossia a più sezioni (nel caso speciale tre) ognuna delle quali ha una perforazione speciale.

Le lamiere forate — come in un trommel semplice — sono sorrette da croci e cerchi i quali ultimi cadono per lo più lungo la linea di separazione delle lamiere di diversa perforazione, onde se n è il numero delle sezioni si avranno $n + 1$ croci di sostegno, la tramoggia sarà divisa in tanti compartimenti quante sono le sezioni a perforazione diversa più uno stretto all'estremo per i rifiuti del trommel.

L'albero è naturalmente più robusto. Mentre per un trommel semplice è sufficiente un diametro di 50 a 60 mm. a seconda della sua lunghezza, per un trommel multiplo va crescendo col crescere della sua lunghezza e del suo peso raggiungendo talora i 100 mm.

Un trommel semplice come quello descritto richiede una forza di circa ½ cav. vap. ed esige una quantità d'acqua che varia dai 30 ai 40 litri al minuto primo.

Un trommel multiplo come quello indicato nelle figg. 114 *a* e *b* richiede da ¾ ad 1 cavallo di forza ed una quantità d'acqua di 50 a 60 litri al minuto.

La fig. 115 rappresenta un trommel semplice tronco-piramidale. Le tele metalliche che lo rivestono sono ben tese su piccoli telai di legno i quali sono fissati con bolloni sui lati dei sostegni esagonali che sono portati dall'albero mediante mozzi e razze come nel caso precedente.

Per lo più nella costruzione dei trommels si dà la preferenza alle lamiere forate anzichè alle tele metalliche, quantunque queste presentino a parità di superficie una percentuale di fori maggiore e ciò perchè le lamiere forate sono più forti e più facili a cambiare, durano di più e costano meno a parità di quantità trattata. Tuttavia si ricorre talora alle tele metalliche d'ottone per la classificazione dei grani fini. Quando tuttavia anche per

le classi fine si vogliono adoperare delle lamiere forate e si deve spingere la classificazione per volume oltre il millimetro, si adoperano spesso con vantaggio delle lamiere forate di bronzo fosforoso, di bronzo al manganese e anche di rame ad onta del loro prezzo elevato.

Le lamiere sono ora a buchi tondi, ora a fori quadri. Le prime dànno più regolare il prodotto, le seconde lo dànno più abbondante perchè maggiore è la percentuale dei fori a parità di superficie.

Le lamiere forate di uso più comune sono, come si disse, di acciaio e la qualità del metallo influisce assai sulla maggiore o minor durata di esse.

Lo spessore delle lamiere ha una grande influenza sulla durata e sul risultato della classificazione; ma, in qualunque caso, lo spessore è limitato dalla difficoltà della punzonatura poichè l'utensile o punzone si rompe facilmente quando si tenta di aprire dei fori di diametro minore dello spessore della lamiera.

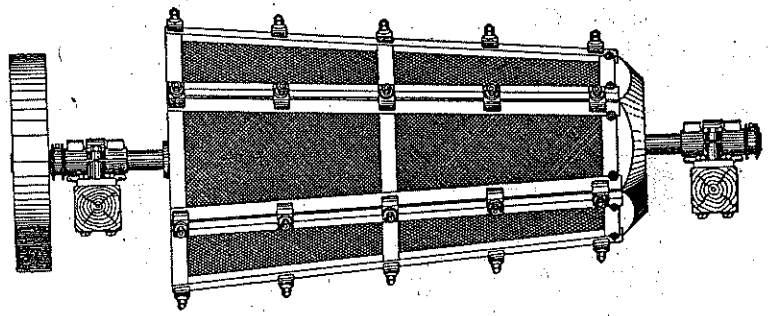


Fig. 115.

Uno spessore forte dà naturalmente alle lamiere una durata maggiore, ma implica un maggior costo d'acquisto ed è sfavorevole riguardo alla classificazione, sia perchè più facilmente i fori si ostruiscono, sia perchè più lo spessore è forte e sensibilmente maggiore diventa la distanza che si deve tenere nella fabbricazione tra asse ed asse dei fori, perchè l'utensile forza la lamiera nella punzonatura.

Uno spessore ridotto dà una durata minore, ma riduce la spesa per metro quadrato nell'acquisto e rende migliore la classificazione.

Giova quindi esaminare nei singoli casi la convenienza di adottare o l'uno o l'altro tipo di lamiere tenendo conto delle condizioni locali, della natura del materiale e talora di quella delle acque più o meno corrosive che servono per il lavaggio.

Diamo qui una tabella degli spessori, distanza d'asse ad asse dei fori tondi (fori disposti secondo i vertici di triangoli equilateri) e del peso per m² di alcune lamiere forate d'acciaio di due diverse Case:

Diametro dei fori mm.	Spessore in mm.		Distanza d'asse ad asse dei fori mm.		Peso per m² in kg.	
	A	B	A	B	A	B
1	7/10	1	2	2	3	5,40
2	1 1/4	1 1/2	3 1/2	4	6,5	9,50
3	2	3	5 1/2	6	10,5	19,00
4	2 1/2	4	6 3/4	7 1/2	13,25	22,50
5	3	4	8 1/2	9	16	23,25
6	3	5	10	11	16	25,75
7	3	5 1/2	11	12	16	28,00

Nel commettere quindi le lamiere forate conviene intendersi col fabbricante su tutti questi elementi ed indicare inoltre il diametro del trommel onde avere le lamiere già curvate e pronte alla posa.

Siccome poi, nel punzonare, i fori riescono leggermente conici, gioverà collocare all'esterno del tamburo la parte in cui i fori hanno il diametro maggiore, ossia quelli da dove è entrato il punzone, onde rendere meno facile l'incastrarsi dei grani nei fori stessi.

Le tele di tessuto metallico usate nella maggior parte dei casi che si presentano nella preparazione meccanica sono d'ottone.

Una tela metallica è formata da una serie di fili che si incrociano ad angolo retto lasciando fra loro dei fori quadri. Basterebbe quindi per bene identificare una tela metallica il conoscere il lato del foro ed il diametro del filo del tessuto metallico. Invece i costruttori americani ed inglesi indicano per lo più le tele metalliche col numero delle maglie contenute in un pollice lineare inglese (mm. 25,4): quelli francesi talora col numero delle maglie contenute nel pollice francese (mm. 27,8) e quindi sogliono dire una tela di 20, di 30, di 100 maglie. Altri indicano invece le tele metalliche col numero dei fori contenuti in un cm².

La parola *mesh* (maglia) delle fabbriche inglesi indica la somma di uno spazio vuoto e di un filo e quindi il dire che una tela è di tante *mesh* equivale a dire che essa contiene tanti fili per pollice. Evidentemente non è possibile di avere l'idea esatta della perforazione se non si sa di che diametro è il filo adoperato essendo evidente che supposto per esempio una tela metallica di 25 *mesh* (ossia di 25 fili per pollice) essa avrà fori tanto maggiori quanto più sottile è il filo con cui è tessuta.

Ora il diametro dei fili è conteggiato dai diversi costruttori secondo calibri vari (es. la scala Americana, quella di Birmingham, la Old English, ecc.) il che finisce per generare una incertezza somma.

Il miglior sistema nel richiedere le tele metalliche sarà quello di indicare in mm. il lato dei fori ed in decimi di millimetro lo spessore del filo che si ritiene adatto onde la tela abbia quella robustezza che è richiesta dall'uso a cui è destinata; tenendo presente tuttavia che per un dato lato del foro vi è un limite massimo del diametro del filo, limite che è imposto dalla fabbricazione e che il fornitore potrà indicare a richiesta.

Siccome però nel linguaggio corrente parlando di preparazione meccanica negli scritti americani ed inglesi sopratutto si riferisce la perforazione alla *mesh*, così si ritiene utile di dare in mm. il diametro corrispondente alle tele indicate col numero di *mesh*, nel caso che il filo abbia la dimensione media più in uso nella pratica corrente.

N. delle mesh per pollice	Lato dei fori mm.	N. delle mesh per pollice	Lato dei fori mm.	N. delle mesh per pollice	Lato dei fori mm.	N. delle mesh per pollici	Lato dei fori mm.
2	8,51	9	1,52	22	0,52	45	0,25
3	5,05	10	1,35	24	0,47	50	0,23
4	3,30	12	1,09	26	0,45	60	0,21
5	3,59	14	0,91	28	0,43	70	0,19
6	2,67	16	0,79	30	0,37	80	0,17
7	2,08	18	0,66	35	0,33	90	0,15
8	1,80	20	0,58	40	0,28	100	0,12

Per tele metalliche più fine basta adottare la regola empirica di considerare il diametro del filo pari all'ampiezza del foro: basterà allora per avere un'idea abbastanza approssimata di questo ultimo dividere 25,4 (misura del pollice inglese in mm.) per il doppio del numero delle mesh: così una tela di 150 mesh avrà i fori di circa 25,4/300 = mm. 0,085.

Nella fabbricazione francese quando il numero delle maglie si riferisce al pollice si intende quello francese (mm. 27,777); ma i migliori fabbricanti attualmente dànno il numero delle maglie riferite al cm² (in questo caso la parola maglia indica il lato del foro) e dànno contemporaneamente, in apposite tabelle, la distanza da asse ad asse dei fori, onde la tela è bene individuata. Ed invero dato il lato del foro ed il diametro del filo la loro somma dà la distanza d'asse ad asse, e quindi nella tabella si trova il numero di fabbricazione della tela ed il numero di maglie per cm²; e viceversa data la distanza d'asse ad asse deducendo il diametro del filo si ha il lato del foro e si trova il numero di maglie per cm². Anche i fabbricanti italiani sogliono indicare le tele col numero di maglie per cm².

È naturale che anche per le tele metalliche vale quanto è stato detto per le lamiere forate. Più è forte il diametro del filo e maggiore è la durata della tela, ma maggiore è il prezzo per m² e più ridotto è il passaggio dei grani perchè minore è la percentuale dei fori. La scelta è quindi subordinata all'uso a cui la tela metallica è destinata.

Funzionamento dei trommels. — Se si esamina il movimento di un grano in un trommel animato da un lento movimento di rotazione si vede che esso, abbandonando la generatrice inferiore ed aderendo alla superficie interna in movimento, è da questa portato in su fino ad un punto in cui l'angolo che la tangente alla sezione normale all'asse del trommel in quel punto fa coll'orizzontale è quasi eguale all'angolo d'attrito $f = 35°$. Di là ricade lungo il fianco del trommel rotolando fino a raggiungere la generatrice inferiore in un punto più lontano da quello da cui era partito per risalire ancora e ridiscendere sempre più lontano dal punto di partenza. Il grano va dunque gradatamente avanzando verso la sortita del tamburo.

Se ora consideriamo l'insieme dei grani che entrano in un trommel, ognuno di essi tende a percorrere una traiettoria simile a quella descritta, onde l'insieme finirà per distendersi lungo il fianco del tamburo in uno strato più o meno spesso a seconda della quantità di materiale che il trommel riceve ed in continuo moto progressivo la cui velocità dipenderà dal numero dei giri e dalla pendenza della generatrice inferiore del tamburo. Se si aumenta il diametro del trommel senza alterare l'alimentazione, la velocità e la pendenza, evidentemente diminuirà lo spessore dello strato il che faciliterà il passaggio dei grani a traverso ai fori.

Naturalmente ove il tamburo deva servire alla classificazione e abbia quindi la superficie a fori convenienti esso dovrà avere un diametro ed una lunghezza sufficienti a far sì che ogni particella di diametro minore di quello dei fori del tamburo abbia un sufficiente numero di probabilità di passare a traverso i fori stessi e la lunghezza dovrà essere tanto maggiore quanto maggiore è la quantità di materiale che il trommel deve trattare e quanto maggiore è la quantità di grani fini contenuti nella massa.

Ove la velocità periferica del trommel aumenti, sia per un maggior numero di giri, sia — a parità di numero di giri — per un aumento del diametro del trommel, interviene sempre più sensibile l'azione della forza centrifuga sui grani. La velocità di trasporto in tali condizioni aumenta e quindi — a parità di altre condizioni — aumenta la potenzialità del trommel: ovvero — a parità di alimentazione e per uno stesso trommel — siccome i grani sono portati più in su per maggiore aderenza alla lamiera, la materia si espande in uno strato più largo e più sottile; aumenta la facilità con cui i grani piccoli possono venire a contatto colla tela forata e traversare i fori stessi e si ottiene perciò una classificazione più perfetta. Se però la velocità periferica oltrepassa un certo limite la forza centrifuga fa sì che i fori si ostruiscono e la classificazione è ostacolata.

La buona pratica insegna che la velocità periferica di un trommel non dovrebbe mai oltrepassare m. 0,80 al secondo. Per un trommel del diametro medio di m. 0,90 il numero dei giri potrà quindi oscillare fra 15 e 18 al minuto.

Similmente è chiaro che un aumento di pendenza nella generatrice del tamburo aumentando la velocità del moto progressivo della massa dei grani renderà più tenue lo strato — a parità di velocità — agevolando la filtrazione, ovvero aumenterà la potenzialità dell'apparecchio. Ma anche questo aumento ha un limite e l'esperienza indica che non conviene oltrepassare, salvo casi eccezionali, la pendenza del 10 %.

Riguardo alla capacità di un trommel semplice può dirsi che — a parità di tutte le altre condizioni ed entro certi limiti — la quantità di materiale che può convenientemente trattare è praticamente proporzionale al diametro dei fori.

Consideriamo, per esempio, un trommel semplice del tipo disegnato nella fig. 112 e che abbia le caratteristiche seguenti:

Diametro medio m. 0,90 Pendenza 6 % Velocità periferica m. 0,75
Lunghezza parte forata m. 1,50 Velocità 16 giri al 1'
Diametro dei fori 6 mm.

Esso può convenientemente classificare 3 m³ all'ora di un miscuglio di grani compresi tra 0 e 20 mm. di diametro, provenienti per esempio, da una cilindraia e contenente circa m³ 1,600 di grani maggiori di 6 mm. e m³ 1,400 di grani minori.

Stando al metodo *empirico* anzidetto, ove la stessa materia si volesse classificare in un trommel identico al precedente ma con tele a fori di 3 mm. la capacità x sarebbe data dalla proporzione $m^3\ 3 : 6 = x : 3$, onde $x = m^3\ 1{,}500$. Se quindi si volessero far passare tutti i 3 m³ su tela a fori di 3 mm. sarebbe opportuno di dividere la materia a due trommels come quello considerato, ovvero adottare un trommel di diametro maggiore e più lungo in modo che la *superficie utile* che lavora al minuto sia doppia di quella del trommel semplice suddetto.

Per dividere in n classi un insieme di grani occorrono evidentemente $n - 1$ stacci a perforazione crescente o decrescente, secondo i casi. Supponiamo per fissare le idee che si abbia da dividere un insieme di grani fra 0 e 20 mm. secondo la scala di perforazione:

$$2 — 3 — 4 — 6 — 8 — 11 — 15 — 20$$

occorreranno evidentemente sette stacci, perchè l'ultimo oltre la classe minore di 15 mm. darà al rifiuto il materiale fra 15 e 20 mm.

Il primo sistema adottato fu quello dei trommels multipli del tipo indicato nella fig. 114 ma molto più lunghi e con tele a fori successivamente crescenti cominciando da quella a fori minori.

Questo sistema presenterebbe i seguenti vantaggi: economia d'impianto — economia di forza motrice — risparmio d'altezza nell'impianto.

Per contro — e per le ragioni esposte — dovendo il materiale passare dapprima sulle tele a fori piccoli occorrerà che queste abbiano uno

sviluppo notevole se si vuole avere una buona classificazione ed inoltre, siccome appunto le tele a fori piccoli hanno un lieve spessore e d'altra parte devono ricevere tutta la massa dei grani, si logoreranno rapidamente e quindi il costo d'esercizio ne sarà notevolmente aumentato.

La disposizione schematicamente indicata nella fig. 116 sarebbe quella ora accennata. Si vedono in essa due trommels multipli; il primo è a tre

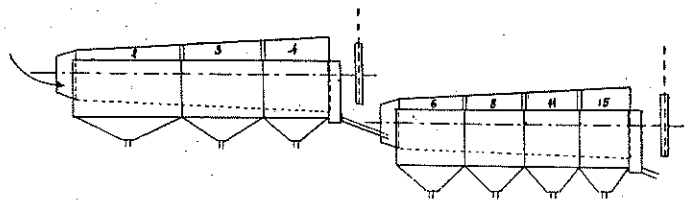


Fig. 116.

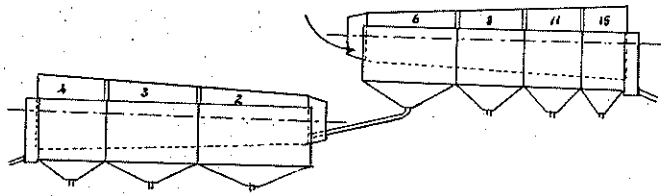


Fig. 117.

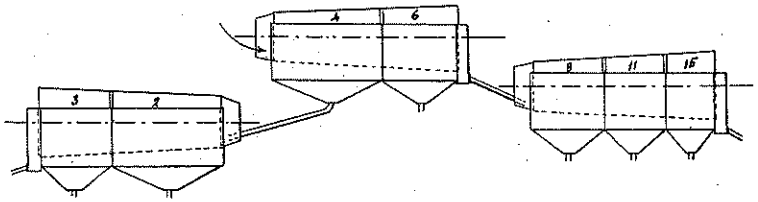


Fig. 118.

tele a fori di 2-3-4 mm. ed il suo rifiuto va ad alimentare il trommel a tele di 6-8-11-15 mm.

Per evitare che il materiale passi sulle tele più fini interamente si può mettere come primo trommel quello a fori di 6-8-11-15. Allora il materiale che ha attraversato la tela a fori di 6 mm. andrà ad alimentare il trommel a fori di 2-3-4.

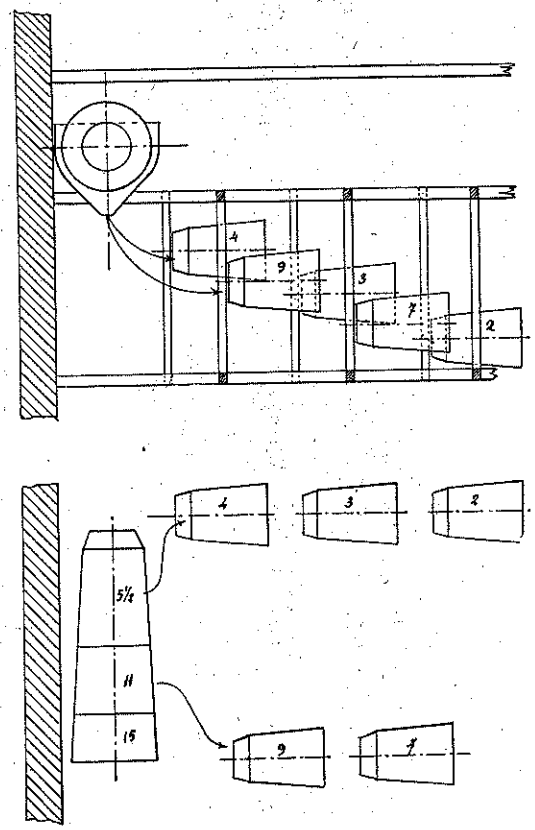
Questa è la disposizione indicata nella fig. 117.

I due trommels risultano così piuttosto lunghi e pesanti. Per evitare ciò si può, sacrificando un po' d'altezza, disporre invece la stessa classificazione come è indicato nella fig. 118.

Il primo trommel ossia quello che riceve tutto il materiale ha le tele a fori di 4 e 6 mm. e dà tre classi: *a*) grani < 4 mm. che vanno ad alimentare il trommel a fori di 2 e 3 mm.; *b*) grani tra 4 e 6 mm. che costituiscono una classe da trattare al crivello corrispondente; *c*) rifiuto > 6 mm. che va ad alimentare il trommel a fori di 8-11 e 15 mm.

Naturalmente di queste combinazioni di trommels multipli se ne possono immaginare moltissime adatte ai singoli casi della pratica, anche mettendo gli assi dei trommels anzichè paralleli, normali, ecc.

Il sistema di disporre le lamiere forate in ordine decrescente di fori disponendo una serie di trommels semplici del tipo di quello già descritto (figura 112) uno di seguito all'altro e ad un dislivello tale che la classe che attraversa i fori di uno di essi possa andare ad alimentare il trommel successivo, sarebbe certamente il migliore sia perchè ridurrebbe il consumo delle lamiere forate, sia perchè può rendere facile e rapido il ricambio delle lamiere consumate e anche dell'intero trommel in caso di riparazioni. Presenta tuttavia lo inconveniente di richiedere un'altezza notevole (e questa è spesso una considerazione di capitale importanza) oltre all'aumentare la spesa d'impianto anche per trasmissione del movimento.



Figg. 119 *a* e *b*.

Per conciliare il vantaggio di tale sistema colla necessità di non esagerare nell'altezza da destinare a tutto l'insieme della classificazione si può per esempio ricorrere alla combinazione di un trommel multiplo separatore seguito da due serie di trommels semplici in cascata, come è indicato nelle figg. 119 *a* e 119 *b* che rappresentano schematicamente alla scala di 1 : 125 in pianta ed elevazione la disposizione che era in uso alla

laveria Malfidano (Sardegna) — prima che fosse adottata la classificazione per vagli piani vibranti — onde dividere le terre calaminari secondo la scala di perforazione:

$$2 — 3 — 4 — 5\,\tfrac{1}{2} — 7 — 9 — 11 — 14 — 18.$$

L'insieme di questi sei trommels poteva trattare 4 m³ di materiale all'ora con un consumo d'acqua di circa 250 litri al minuto e richiedeva

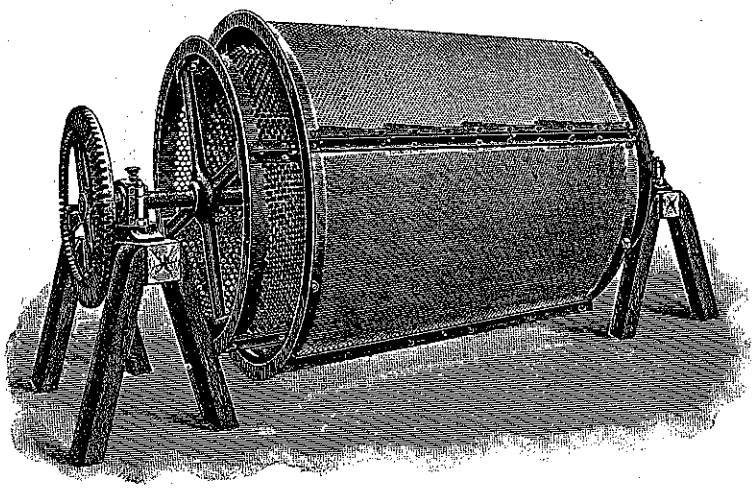
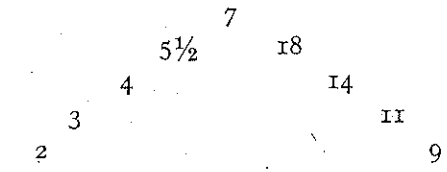


Fig. 120.

una forza di circa 2 ½ cav. vap. per il suo regolare funzionamento facendo i trommels circa 16 giri al 1'.

Il gruppo può anche essere tutto formato da trommels semplici colla disposizione qui sotto indicata:



Il trommel separatore da 7 mm., che può essere un po' più grande degli altri, manda il materiale minore di 7 mm. alla serie di sinistra ed il rifiuto alla serie di destra.

Anche di questi aggruppamenti di trommels se ne possono immaginare moltissimi ed adattabili ai singoli casi pratici.

Per guadagnare altezza si ricorse anche a dei trommels con due o più tele concentriche che prendono l'aspetto di quello prospetticamente rappresentato nella fig. 120. Tale disposizione può essere comoda in certi casi, ma non è consigliabile che come eccezione sia perchè rende meno agevole il ricambio delle lamiere, sia perchè non si può ovviare alla tendenza dei fori ad ostruirsi nelle lamiere forate interne che non possono essere battute e non sono innaffiate alla superficie esterna dallo spruzzo longitudinale.

Per ragioni analoghe non si diffuse nella pratica il trommel Schmidt a tele multiple disposte a spirale, ad onta dell'economia di forza e d'acqua che richiedeva.

Vagli piani. — I vagli piani a seconda della natura del loro movimento possono dividersi, come si disse, in vagli a scossa o Raëtters, vagli a rotazione, vagli a oscillazione e vagli a vibrazione o vibrovagli.

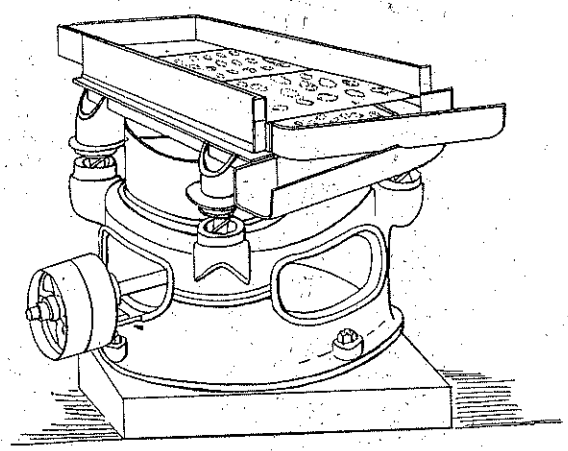


Fig. 121.

Vagli a scossa o Raëtters. — Un vaglio a scossa è costituito da un forte telaio rettangolare che può portare una o più lamiere forate sovrapposte ed è sospeso con tiranti o catene, le quali, mentre gli consentono di assumere un movimento di va e vieni nel senso longitudinale, servono a regolarne la pendenza avvolgendo o svolgendo le catene ad uno degli estremi.

Qualche volta il telaio è sorretto da aste o si sposta su rulli di frizione ed allora l'inclinazione cambia alzando od abbassando i supporti di uno degli estremi mediante viti o cunei.

Il movimento di va e vieni è comunicato al telaio o con eccentrici o con un albero a manovella o con bocciuoli. La scossa è ottenuta per l'urto di un'appendice del telaio contro un ostacolo e spesso col sussidio di molle opportunamente disposte.

I vagli a scossa pure permettendo di passare delle grandi quantità di materiali ottenendo una buona classificazione andarono man mano in disuso cedendo il posto agli altri vagli, sia per il gran consumo di forza, sia per le numerose e frequenti riparazioni, sia per il costo elevato d'impianto.

Vaglio piano a moto girante. — È prospetticamente rappresentato nella

fig. 121 e fu inventato da Eckley B. Coxe di Drifton (Pensilvania) verso il 1890 onde ottenere meccanicamente il movimento che l'uomo dà ad un crivello a mano quando staccia della sabbia.

La trasmissione del movimento è molto ingegnosa e se ne può avere un'idea chiara esaminando la figura schematica 122.

Sia *P* un piano fisso che ai quattro angoli porti i dischi cavi *D* torniti in modo da servire di pista ai doppi coni *C* che vi rotolano sopra e la cui forma si vede ingrandita nella fig. 123. Questi coni reggono alla loro volta il piano *O* lavorando per rotolamento entro dischi cavi torniti come quelli del piano fisso inferiore. Tanto i coni quanto i dischi riportati sono d'acciaio speciale ovvero di ghisa fusa in conchiglia.

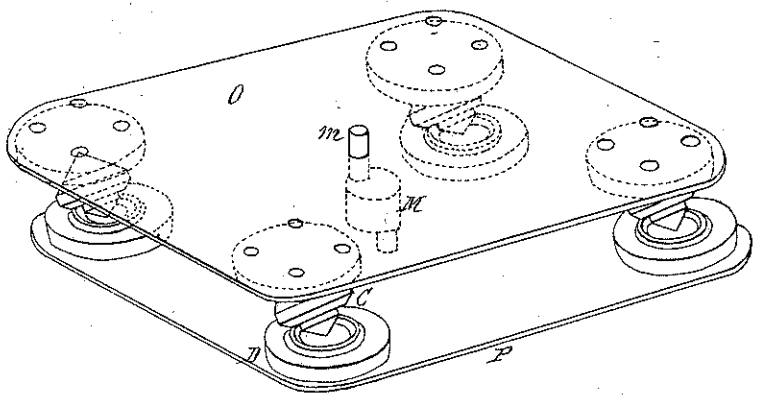


Fig. 122.

Il piatto superiore mobile porta una cassa nella quale si collocano gli stacci piani sovrapposti in numero variabile da due a quattro a seconda della classificazione voluta ed a fori che vanno decrescendo dallo staccio superiore a quello inferiore.

Un albero verticale riceve dal disotto il moto di rotazione, mediante ingranaggi conici da altro albero orizzontale che porta le due pulegge fissa e folle. L'albero verticale attraversa liberamente il piatto fisso inferiore ed è riunito al disco mobile superiore mediante la manovella *Mm* (fig. 122). Se l'albero verticale gira il disco superiore, e con esso gli stacci sovrapposti e ad esso fissati assumono un movimento tale per cui ciascun punto dei piani di lavoro descriverà una circonferenza il cui raggio è quello della manovella, raggio che è a sua volta eguale alla distanza dei vertici dei coni moltiplicata per il coseno dell'angolo che quest'asse fa colle generatrici del cono.

L'ampiezza del movimento dipenderà dalle dimensioni di questi coni e quindi dal raggio della manovella; raggio che varia dai 5 ai 10 cm.

La materia caricata sul vaglio superiore si muove quindi su tutta la superficie di esso e discende in virtù dell'inclinazione del vaglio stesso che è di circa $^1/_{100}$ per i grani > 30 mm. e di circa $^1/_{10}$ per i grani di 2 mm. con gradazioni intermedie per le classi comprese fra 2 e 30 mm.

Al disotto degli orli sporgenti di sortita dei diversi vagli sovrapposti dei canali disposti alternativamente con inclinazione a destra ed a sinistra ricevono i diversi prodotti classificati.

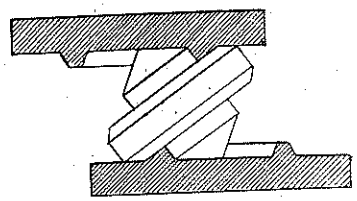


Fig. 123.

L'azione, che sarebbe nociva, della forza centrifuga, che sviluppa la forte massa in moto rotatorio abbastanza veloce, è neutralizzata da una puleggia speciale, montata sull'albero verticale sotto la cassa degli stacci e che ha la corona munita di un contrappeso situato in senso opposto alla posizione degli stacci.

La fig. 121 prospettica rappresenta un vaglio Coxe a due tele forate, come è costruito dalla Casa M. G. Pinette (Chalon-sur-Saône).

Fu usato specialmente nelle miniere di carbone permettendo esso di trattare delle forti masse su una superficie stacciante relativamente piccola.

Uno di questi apparecchi a quattro lamiere forate di m. 1,20 × m. 1,80 ed a fori successivi di 12-9½-5-2½ mm. con una velocità di 140 giri al minuto può classificare da 15 a 20 m^3 di materiale all'ora.

Nella preparazione meccanica dei minerali metallici il vaglio non ebbe che limitatissime applicazioni.

Si vuole anche far cenno di un altro vaglio piano a moto girante (costruttori gli Anciens Etablissements Galland à Chalon sur Saône) che ebbe varie applicazioni anche in Italia, specialmente nelle miniere di lignite per la vagliatura a secco con ottimi risultati.

È una ingegnosa modificazione del vaglio Coxe ed è prospetticamente rappresentato nella fig. 124.

Come nel vaglio Coxe, si ha una cassa metallica rettangolare munita di lamiere forate sovrapposte e di canali di evacuazione dei prodotti calibrati.

Il movimento che è della stessa natura di quello del vaglio Coxe è però molto più semplicemente ottenuto. Esso è dato alla cassa del vaglio, che poggia su quattro bielle di acciaio con estremità di forma sferica, da due alberi verticali a manovella guidati in cuscinetti di bronzo e poggianti su due ralle disposte nell'interno dell'ampio zoccolo di ghisa.

I due alberi a manovella sono comandati con ingranaggi piani da un albero principale montato al centro dell'apparecchio e che è a sua volta comandato con rocchetto ad ingranaggio dall'albero orizzontale che riceve il movimento mediante cinghia e pulegge fissa e folle.

I due alberi a manovella sono muniti di contrappesi equilibratori

che contribuiscono a regolare la marcia dell'apparecchio ed a ridurre e quasi annullare le vibrazioni.

Come nel vaglio Coxe, anche nel vaglio Galland è realizzato il movimento che l'uomo imprime al crivello a mano quando staccia della sabbia.

È costruito in 5 grandezze della capacità oraria rispettiva di:

Tonnellate	2,5	4	8	15	25
Richiedenti PH	$^1/_2 \div ^3/_4$	$1 \div 2$	$2 \div 3$	$3 \div 4^1/_2$	$4 \div 6$

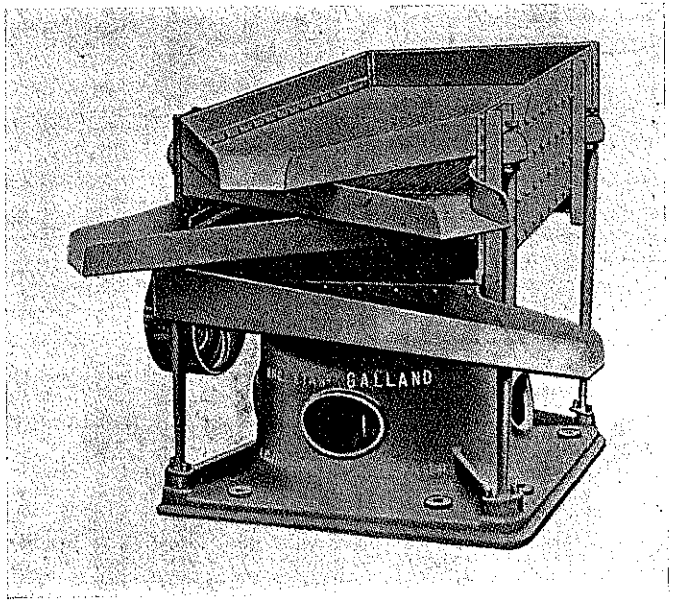
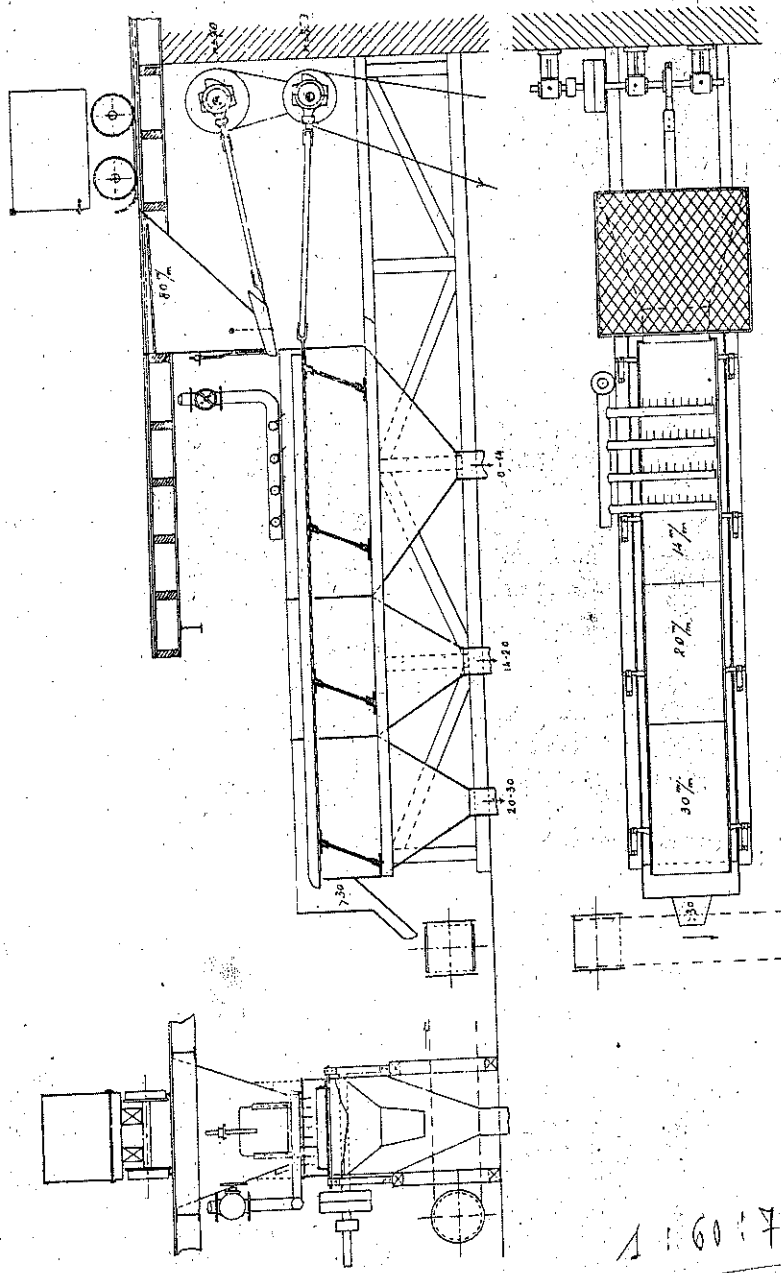


Fig. 124.

Vagli vibranti o vibrovagli. — Se in una tavola vibrante, quale venne descritta nel capitolo riguardante la cernita su tavole mobili, la lamiera piena che ne forma il piano di lavoro viene sostituita da una serie di lamiere forate si ottiene un classificatore per volume semplice ed efficacissimo perchè la sua superficie lavora di continuo tutta quanta per la filtrazione, la quale è resa più facile perchè i grani saltellando isolati gli uni dagli altri trovano più facilmente i fori adatti al loro passaggio a traverso alla tela.

I vagli vibranti furono introdotti per la prima volta nelle laverie delle miniere di Monteponi verso il 1898 dall'ing. E. Ferraris applicando con idea geniale lo stesso principio sul quale sono fondati i *plansichter* usati nella macinazione dei cereali ed inventati dall'ing. Daverio.



Figg. 125 *a*, *b* e *c*.

Le figg. 125 *a*, 125 *b* e 125 *c* rappresentano in pianta e sezioni la disposizione del primo vaglio separatore impiantato a Monteponi.

Il vagone scarica il minerale su una griglia a fori di 80 mm. sovrastante ad una tramoggia munita di tiretto distributore, del tipo di quelli già descritti parlando dell'alimentazione delle cilindraie, il quale alimenta il vaglio sottostante.

La costruzione generale ed il modo d'agire dei vagli non differiscono da quelli già descritti parlando della tavola oscillante di cernita.

Una serie di lamiere forate a buchi di diametri crescenti sono fissate su un telaio di ferro d'angolo che a seconda delle dimensioni del vaglio può essere ad ali di 50 o 60 mm.

La larghezza utile del vaglio può variare da 400 ad 800 mm.: nel caso della figura è di 600 mm. L'insieme del telaio colle lamiere forate ad esso unite è montato orizzontalmente nel modo già indicato su molle di legno di faggio o di frassino formata ognuna di due o tre stecche di 6 mm. di spessore ed 80 mm. di larghezza. Un eccentrico centrale o due laterali colle relative bielle inclinate normalmente o quasi alle molle imprimono al vaglio da 300 a 400 oscillazioni (nel caso considerato 350) di ampiezza che può variare dai 30 ai 40 mm. (nel caso considerato sono di 35 mm.).

La distanza fra le molle può variare da 1 m. ad 1,50 a seconda dei casi. Le bielle di legno sono talora in un solo pezzo e rigide; tal'altra sono formate da un insieme di diversi spessori di tavolette di faggio o di frassino di circa 10 mm. di spessore ognuna: raramente sono metalliche. Il vaglio lavora per lo più entro tramoggie di lamiera divise in tante sezioni quante sono le classi fornite dall'apparecchio.

Nel caso della fig. 125 si hanno tre tratti forati a buchi quadri rispettivamente di 14, 20 e 30 mm. Si hanno quindi quattro classi:

a) Grani minori di 14 mm. che vanno al vaglio sottostante a fori di 5, 7, 10 mm.

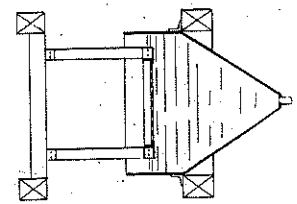
b) Grani tra 14 e 20 mm. che vanno al crivello.

c) Grani tra 20 e 30 mm. che vanno al crivello.

d) Grani tra 30 ed 80 mm. che cadono su un nastro di cernita.

Nel primo tratto del vaglio una serie di spruzzi d'acqua trasversali sfanga e dilava il materiale che è trattenuto più a lungo sotto l'azione degli spruzzi stessi mediante dei ferri d'angolo trasversali fissati con una delle ali al piano del vaglio in modo che l'altra ala verticale forma un risalto che i grani sono costretti a saltare esponendosi così meglio all'azione dei getti d'acqua sotto pressione. Queste traverse, che si mettono anche talora nelle altre parti dei vagli, contribuiscono inoltre alla buona distribuzione dei grani sulla superficie del vaglio onde esso lavori su tutta la sua larghezza. Nella pratica si verificò tuttavia il fatto che per materiali umidi la classificazione per vagli vibranti non poteva spingersi alle classi inferiori a 5 mm. senza che i fori rapidamente si ostruissero.

Onde poter spingere più oltre la classificazione si volle far lavorare il vaglio nell'acqua e si diede forma pratica a tale idea costruendo il vaglio schematicamente rappresentato nella figura 126.



Esso differiva dal vaglio Ferraris nel fatto che la posizione delle stecche o molle di legno era invertita sicchè il vaglio invece di essere da esse sorretto era ad esse sospeso, disposizione questa comodissima e che ebbe poi larga diffusione nella pratica.

Il vaglio lavorava così entro una cassa d'acqua che poteva avere un solo compartimento per il vaglio od una tela a più compartimenti per quello a tele multiple.

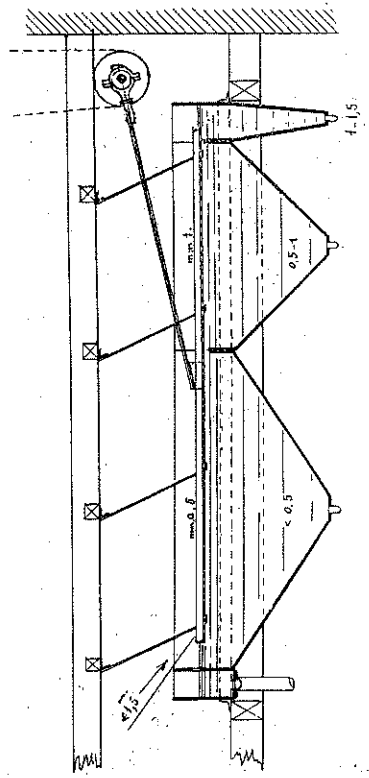


Fig. 126.

Un tubo d'acqua a erogazione regolabile riforniva alla cassa la quantità di acqua che andava via dai tubetti inferiori d'evacuazione dei prodotti classificati, mentre uno sfioratore manteneva l'acqua nella cassa ad un livello costante tale che la lamiera forata del vaglio ne fosse ricoperta da una lama d'acqua di 10 a 15 mm.

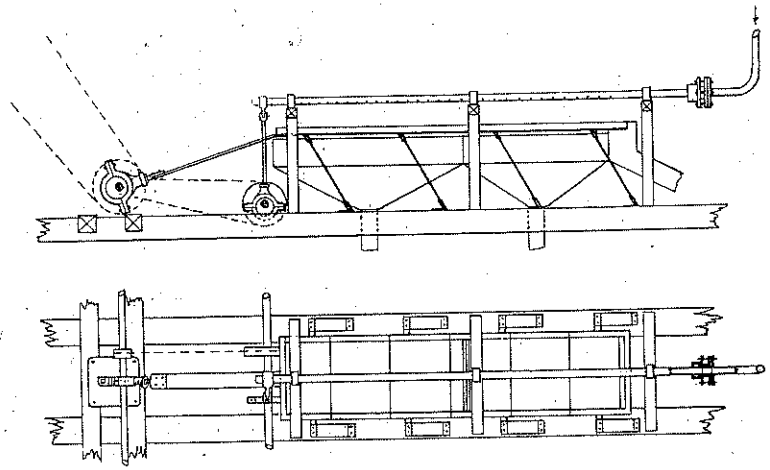
In tali condizioni il vaglio con una corsa di 10 a 12 mm. e con 350 oscillazioni al minuto classificava benissimo le sabbie fine.

Uno di tali vagli munito di lastre forate a buchi di 1 mm. e di mm. 1,5, alimentato con materiale calaminare a grani minori di 2 mm. poteva convenientemente classificare circa 25 kg. di materiale per dm^2 e per ora.

Ma, se il far lavorare il vaglio sommerso nell'acqua aveva permesso di spingere con tale apparecchio la classificazione per volume fino ai grani di 1 mm. di diametro, ciò rappresentava tuttavia in pratica l'inconveniente di esporre le lamiere o tele forate — specialmente per le classi fine — ad essere in breve tempo logorate e lacerate a causa della frequenza degli urti dell'acqua oltre a quello di richiedere

una forza molto maggiore di quella che occorre per un vaglio ordinario di pari dimensioni.

Chi scrive potè eliminare questi inconvenienti e rendere semplice



Figg. 127 *a* e *b*.

e pratica la classificazione per vagli delle sabbie finissime colla disposizione indicata nelle figg. 127 *a*, 127 *b* e 127 *c*.

Alle lamiere forate si sostituirono per queste classi fine delle tele metalliche d'ottone perchè in esse, come è noto, a parità di superficie il numero dei fori è assai maggiore e quindi più facile ed abbondante è la filtrazione.

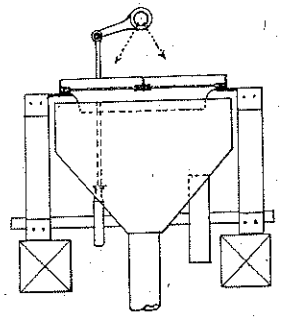


Fig. 127 *c*.

Il piano del vaglio è diviso longitudinalmente in due compartimenti mediante un ferro a ⊥ per dare alla tela stessa una rigidità maggiore riducendosi la larghezza libera delle due sezioni a 25 o 30 cm. per parte.

La tela si fissa ben tesa alle ali dei ferri che formano l'intelaiatura del vaglio serrandola con bolloni fra due piccole striscie di tela di caoutchouc.

Un tubo longitudinale a forellini passa ad una ventina di centimetri al disopra della tela del vaglio parallelo alla linea mediana di esso ed è animato da un movimento circolare alternativo intorno al proprio asse girando liberamente entro il premistoppe che lo congiunge alla tubazione d'acqua che lo alimenta. Il movimento è dato allo *spruzzo longitudinale oscillante* da un eccentrico fissato su di un alberetto il quale riceve il moto dall'albero stesso che comanda il vaglio.

Il tubo forato può così innaffiare tutta intera la superficie della tela 90 volte al minuto mediante due file di piccoli buchi disposti lungo due generatrici della superficie del tubo.

L'angolo fra i due piani degli spruzzi e la lunghezza del piccolo braccio di manovella che comanda il tubo, nonchè l'ampiezza della corsa dell'eccentrico si regolano in modo che gli spruzzi riescano ad arrivare alle ali dei ferri d'angolo che chiudono longitudinalmente il telaio del vaglio.

Questo spruzzo continuo rende libere l'una dall'altra le particelle fini che altrimenti avanzerebbero sul vaglio in gruppi compatti ostacolandosi a vicenda e facilita quindi il loro arrivo ai fori della tela rendendo così agevole e pronta la filtrazione. L'effetto è reso più energico mettendo ad intervalli sulla tela delle piccole traverse di ferro piatto sottile aventi lo spigolo superiore ritagliato a denti. I grani si rivoltano gli uni sugli altri dietro ogni traversa e nel saltarla si espongono meglio allo spruzzo mobile onde la divisione dei grani gli uni dagli altri è agevolata.

I fori non si ostruiscono che raramente e quando ciò ha luogo bastano alcuni colpi leggeri dati con un pezzo di ferro sull'anima del ferro a ⊥ centrale perchè in un momento la tela metallica presenti di nuovo libera la sua superficie di filtrazione.

Nelle laverie di Malfidano e di Ingurtosu (Sardegna) dove con tale sistema si spinse la classificazione per volume alla tela di ½ mm. si ha un battitoio automatico, una specie di martelletto, che batte continuamente dei colpi ripetuti sull'anima del ferro a ⊥ per impedire l'ostruirsi dei fori. Un numero di oscillazione di 350 al minuto ed una corsa di 30 mm. sono sufficienti per un buon lavoro.

Naturalmente il vaglio può essere sorretto dalle stecche come è indicato nella fig. 125, ovvero sospeso ad esse come nella fig. 126, disposizione questa da preferirsi quando è possibile.

Le due caratteristiche del vaglio Sanna (vaglio sospeso e uso dello spruzzo longitudinale oscillante) si trovano ora nella pratica corrente applicate anche ai vagli destinati alla classificazione dei grani.

Il signor Martinazzo della « Meccanurgica » di Carleforte ha portato di recente alla costruzione dei vibrevagli alcune efficaci modificazioni in quelli destinati alle classi fine.

Egli ha portato la velocità di quei vagli a 700 ed 800 giri al minuto, ma riducendo la corsa a soli 8 mm. e portando la lunghezza delle stecche a soli 25÷30 cm.

Egli ottiene così una riduzione dell'area necessaria, dato che colle corse solite lo sbalzo in avanti del materiale è per le classi fine troppo grande e quindi i grani fini passavano avanti utilizzando forse realmente solo ½ della superficie filtrante.

Il raccorciamento poi delle stecche aumentando la componente verticale rende meno facile l'intasamento delle tele.

Il *vaglio Sanna* è rappresentato nella sua forma definitiva nelle figure 128 *a* e 128 *b* che dopo quanto fu detto non richiedono ulteriori spiegazioni. È un insieme compatto che può essere direttamente fissato sulle travature dell'edifizio alle quali non comunica che delle trepidazioni insignificanti.

L'appoggio e l'unione colle travature stesse ha luogo mediante i due robusti ferri d'angolo che fiancheggiano dai due lati la tramoggia entro la quale è l'apparecchio. Come si vede il vaglio è sospeso su stecche ed

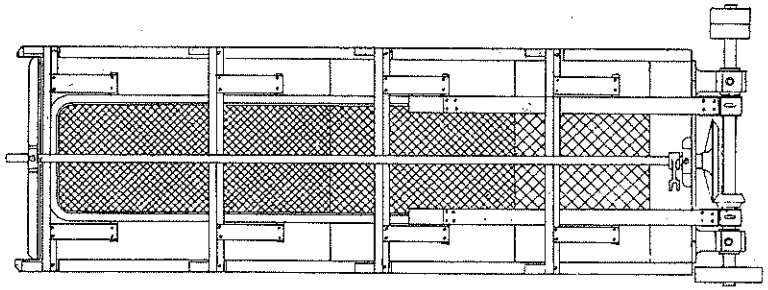


Fig. 128 *a*.

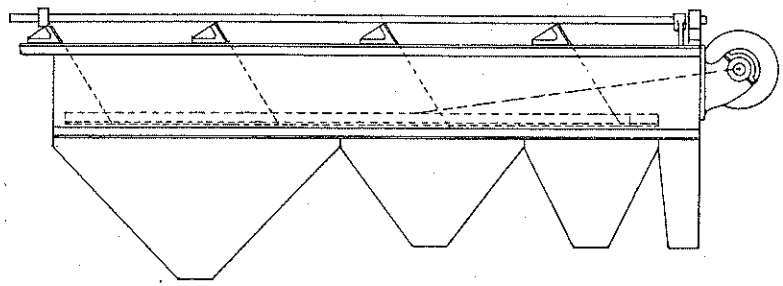


Fig. 128 *b*.

è munito del tubo longitudinale forato e oscillante, al quale il moto è dato mediante due piccole ruote coniche e manovella.

Aggruppamento di vagli. — Quanto si disse riguardo all'aggruppamento di diversi trommels, onde avere tutto un sistema che dia tante classi quante possono occorrere nei diversi casi della pratica, vale anche con considerazioni identiche per i vagli. Notisi però che questi hanno sui trommels molti vantaggi e tra essi specialmente quello di occupare coi loro aggruppamenti un'altezza molto minore il che ha quasi sempre un'importanza somma nello studio di un impianto di preparazione meccanica.

Se ne dà un esempio nelle figure 129 che rappresentano in scala di 1 : 100 la disposizione data ai vagli nella laveria Malfidano in sostituzione del sistema di trommels delle figg. 119 *a* e 119 *b* per fare lo stesso lavoro.

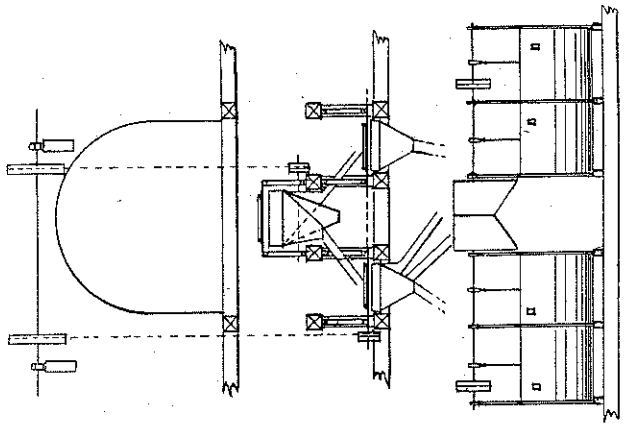


Fig. 129 *c*.

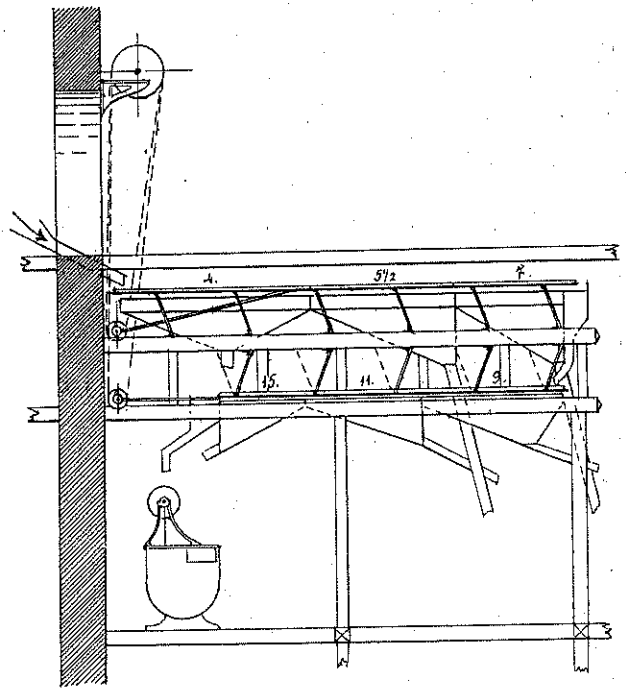


Fig. 129 *b*.

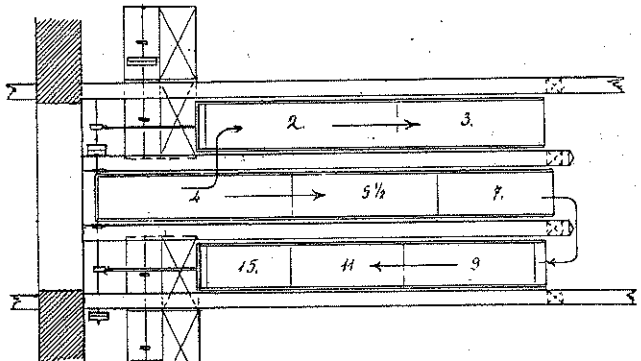


Fig. 129 *a*.

Si vede che mentre la classificazione per trommels esigeva un'altezza di circa m. 5 quella per vagli è compresa tutta in un'altezza di circa m. 2,20 il che permise di guadagnare un intero piano di circa 3 m. d'altezza della laveria che fu utilizzato per l'impianto di una serie di crivelli.

Questo insieme di vagli può trattare 4 m^3 di grani calaminari compresi fra 0 e 20 mm. provenienti dalle cilindraie o dai vagli sfangatori ed eccone i dati principali:

1° vaglio = m. 3,50 a fori di 4 mm. + m. 2,15 a fori di mm. 5 ½ + m. 1,50 a fori di 7 mm.

2° vaglio = m. 1,60 a fori di 9 mm. + m. 1,30 a fori di mm. 11 + m. 1 a fori di 15 mm.

3° vaglio = m. 2,10 a fori di 2 mm. + m. 1,60 a fori di mm. 3.

Larghezza utile dei vagli m. 0,60.

Oscillazioni al minuto 350.

Ampiezza dell'oscillazione 32 mm.

Acqua consumata dall'intero gruppo 250 litri al minuto.

Forza richiesta in cavalli-vapore 3 ½.

Ogni categoria scende mediante canale a forte pendenza alla tramoggia d'alimentazione del relativo crivello arricchitore. I grani che hanno attraversata la lamiera a fori di 2 mm. diluiti in una forte massa d'acqua sono trascinati da questa nella cassa collettrice dalla quale passano alla classificazione per equivalenza.

Si ritiene anche interessante ed utile di riportare i dati principali di uno dei due sistemi o gruppi di vagli della laveria Calamine di Monteponi come vennero dati dall'ing. E. Ferraris (vedi tabella a p. 245).

La classe 0÷14 del vaglio n. 1 alimenta il vaglio n. 2.

La classe 0÷5 del vaglio n. 2 alimenta il vaglio n. 3.

I vibrovagli n. 1 e n. 2 sono sopportati da otto molle di faggio. Il vaglio n. 3 invece è sospeso con sei molle su casse piramidali che raccolgono il materiale e l'acqua ed il livello di questa può venire, come già fu detto, rialzato sino a far immergere la lamiera perforata quando la si vuole liberare dalle ostruzioni.

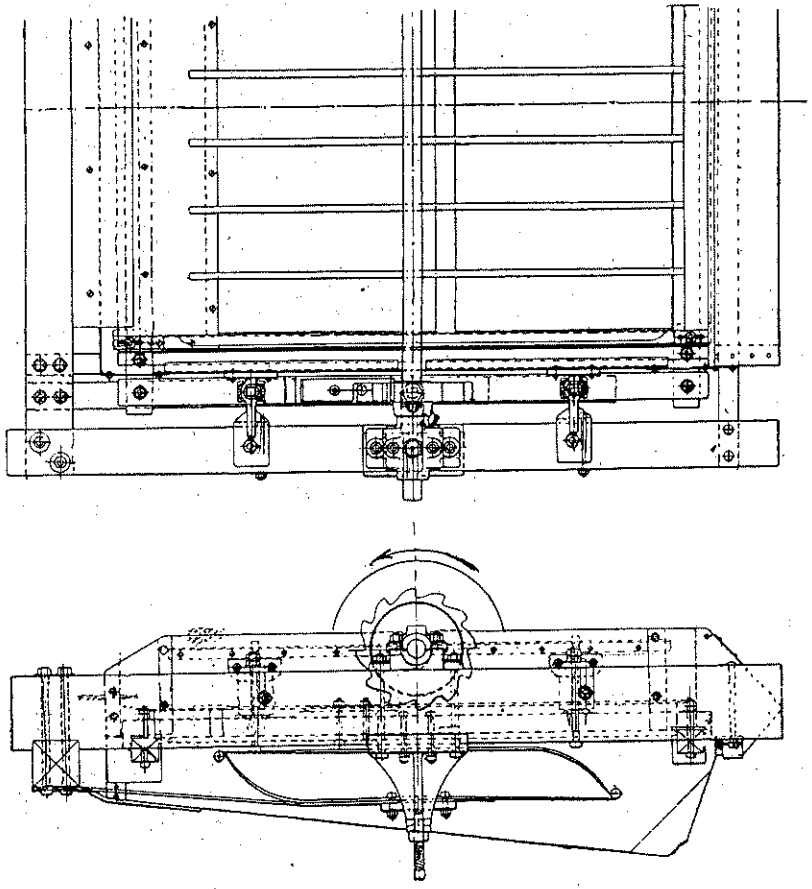
Qualche fabbricante costruisce anche dei tipi di vagli a vibrazione con molle a balestra, ma sono meno semplici e meno efficaci dei vibrovagli su stecche. Essi inoltre richiedono una certa inclinazione del piano di lavoro e quindi a parità di condizioni l'insieme di parecchi di essi occupa un'altezza maggiore di quella richiesta da un corrispondente gruppo di vibrovagli come quelli precedentemente descritti.

Paragone fra vagli vibranti e trommels. — I trommels hanno sui vagli piani il vantaggio di richiedere un po' meno di forza e certamente meno cure e fastidi per la manutenzione delle parti in moto, il che ne fa degli apparecchi di uso indiscutibilmente più comodo.

	Vaglio N. 1				Vaglio N. 2				Vaglio N. 3			
Oscillazioni al minuto	350				355				360			
Ampiezza dell'oscillazione mm. ..	34				32				30			
Forza richiesta in HP	3				2				1,5			
Acqua spruzzata sui vagli al minuto in litri	120				60				60			
Larghezza dei vagli in mm.	600				600				600			
Quantità massima di materiale passata sui vagli all'ora in kg.	20000				8000				4000			
Diametro dei fori in mm.	14	20	30	—	5	7	10	—	2	3,5	—	—
Classi prodotte	0-14	14-20	20-30	>30	—	0-5	7-10	10-14	0-2	2-3,5	3,5-5	—
Lunghezza delle sezioni di eguale perforazione in m.	2,20	1,50	1,20	—	—	1,80	1,50	1,20	1,20	0,80	—	—
		4,90				4,50			2,00			
Peso medio di materiale per classe e per ora in kg.	8800	1800	2000	6000	2800	1200	1200	800	890	1200	800	—

Impact Screen. — È un vibrovaglio inclinato e nel quale le vibrazioni sono comunicate all'area vagliante da una molla speciale a balestra sottostante.

Le figg. 130 *a* e 130 *b* rappresentano questa macchina in pianta ed in vista di fianco (costruttore « Wilfley Mining Machinery C. L. », London).



Figg. 130 *a* e *b*.

Sul telaio vibrante di legno duro è rigidamente fissata (con viti) la tela o lamiera forata, sostenuta anche da opportune traverse sottostanti.

Il telaio anzidetto è collocato all'interno di un'altra intelaiatura — pure di legno duro — che ha alla parte superiore la piastra d'acciaio la quale riceve il materiale dal canale d'arrivo e lo spande sullo staccio. Il telaio è tenuto a posto da appositi sostegni tali da rendere il ricambio facile e rapido.

Due ruote a denti o a boccioli multipli (12 denti) una per lato, premono sulle piastre d'acciaio che sono fissate sulla parte superiore del telaio vibrante e quindi sulle due molle a balestra — una per lato — che sono sorrette dai supporti ed a tensione regolabile con bolloni; in virtù dei collegamenti delle molle all'intelaiatura esse dànno al vaglio oltre che la scossa normale ad esso anche una spinta in avanti.

L'albero motore che gira sui cuscinetti porta da un lato o dall'altro, a volontà, una puleggia volano per ricevere la cinghia e fa 50 giri al minuto primo producendo quindi $50 \times 12 = 600$ compressioni in basso del vaglio al minuto primo.

La reazione delle molle ellittiche riporta in su il vaglio finchè il telaio va a contatto ed urta contro quattro arresti che sono regolabili in modo da rendere variabile l'ampiezza della corsa e quindi la violenza dell'urto a seconda dell'esigenza del lavoro da compiere, dovendo essere naturalmente la vibrazione lieve od ampia secondo che si tratti di sabbie fini o di grani più o meno voluminosi. L'inclinazione del vaglio si può variare dal 50 al 60 % sul piano orizzontale.

Un'apposita custodia chiude l'apparecchio quando si tratta di classificazione a secco; mentre convenienti spruzzi d'acqua possono opportunamente adottarsi per la classificazione di materiali umidi o in corrente di torbida.

Una tramoggia di lamiera fissata all'intelaiatura sottostante al vaglio riceve le due classi di grani e le guida alla loro destinazione.

Il vaglio ha per lo più lunghezza e larghezza di circa 90 cm. e (a seconda della dimensione dei grani) può passare da 2,5 a 5 tonn. all'ora.

Gli apparecchi si dispongono in generale in cascata come è indicato dalla fig. 131.

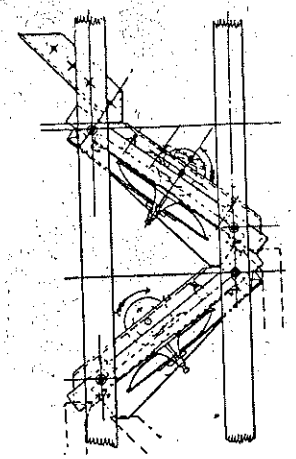


Fig. 131.

Improoved Impact Screen. — Questo vaglio (costruttori: Hed, Wrigtson & C. L.–Thornaby–on–Tees (England) e The Colorado Iron Works C. L.–Dever, U. S.) (fig. 132), è costruito sugli stessi principii del precedente; ma le vibrazioni sono date anzichè da due molle a balestra, da due funi metalliche fissate alla estremità inferiore dell'intelaiatura e sono tese convenientemente mediante tiranti a vite e molle a spirale all'estremo superiore dell'intelaiatura stessa. Su queste funi poggia il telaio vibrante il quale sulle faccie superiori dei suoi lati inclinati, e nella metà di essi, porta le piastre di acciaio al manganese sulle quali agiscono le due ruote a denti, mentre un dispositivo speciale controlla la posizione del telaio stesso sulle funi in giusta relazione con l'albero motore.

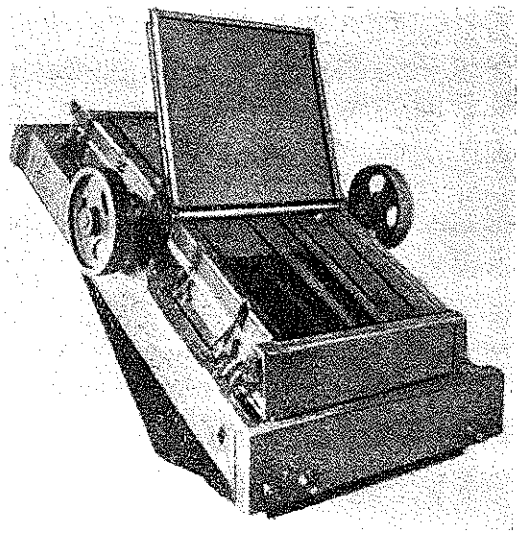


Fig. 132.

L'ampiezza delle vibrazioni è anche qui regolata da quattro arresti a vite che sono portati da bracci fissi all'intelaiatura: essa può variare fra millimetri 1,5 e mm. 4,5.

Le vibrazioni dello staccio, che sono dirette normalmente alla superficie di questo, sono dovute al passaggio dei 12 risalti della ruota a denti, che forzano sul telaio contro le funi tese sottostanti, le quali ad ogni passaggio di dente reagendo spingono in su violentemente il telaio stesso finchè urta contro gli arresti.

L'albero fa 60 giri e quindi il vaglio ha 720 vibrazioni al minuto.

Vagli vibranti equilibrati Magut (della ditta Loro & Parisini di Milano). — La fig. 133 ne rappresenta in veduta prospettica uno a due soli piani di lavoro, ma sono anche costruiti con 3 e 4 superfici staccianti.

Il telaio fisso, con apposita incastellatura ad esso solidale, regge il motore elettrico ed il telaio mobile, rigido ma leggero, permette un facilissimo ricambio delle lamiere e tele forate.

Il motore elettrico, mediante trasmissione a catena ed a cinghia, comanda l'albero ad eccentrico che passa per il baricentro del telaio mobile. Esso è d'acciaio al nichel-cromo e gira entro cuscinetti oscillanti a sfere permettendo di adottare delle velocità notevoli (da 600 a 2000 al minuto).

Il gruppo motore oscillante è racchiuso in una custodia perfettamente chiusa in modo da impedire in modo assoluto che polvere od acqua possano arrivare ai cuscinetti o all'albero: il che consente l'arrivo, ove occorra, di abbondanti getti d'acqua sulle superfici degli stacci.

Il vibratore, per la sua speciale struttura, fa sì che la vibrazione sia sempre uniformemente diffusa a tutta la superficie dei piani vaglianti.

L'equilibrio delle masse è tale per cui è eliminata ogni vibrazione del telaio fisso, tanto che la macchina può essere sospesa con funi e molle ad incastellature sovrastanti già esistenti.

La tabella seguente dà le dimensioni dei piani vaglianti nonchè la potenzialità oraria e la forza assorbita dai diversi tipi di questi apparecchi:

Tipo	1	2	3	4
Dimens. stacci mm. . .	600 × 1500	800 × 2000	1000 × 2500	1200 × 3000
Potenzialità mc./ora . .	3 ÷ 6	6 ÷ 15	10 ÷ 25	15 ÷ 40
HP richiesti	1 ÷ 3	2 ÷ 3	3 ÷ 5	5 ÷ 8

Vibrovaglio elettro-magnetico Sherwen (della casa Fraser & Chalmers). — In questo recentissimo apparecchio (del quale la fig. 134 dà una vista prospettica) una lamiera o tela forata è montata ben tesa su un telaio

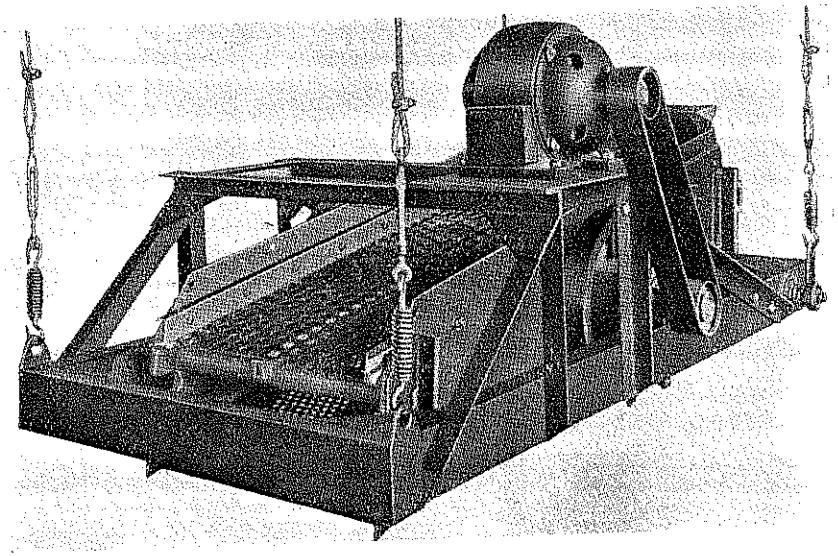


Fig. 133.

d'acciaio inclinato di 25° a 30° a seconda della natura e grossezza dei grani da classificare. Il telaio è sorretto da un quadro fisso di ghisa sottostante.

Intense e rapide vibrazioni sono impresse alla superficie vagliante da un meccanismo elettromagnetico ed essa, data l'inclinazione sua, comunica ai grani, un impulso d'avanzata ed una spinta verticale.

Il quadro di ghisa regge il telaio superiore per mezzo di stecche di legno flessibili che assorbono le vibrazioni ed il tutto è equilibrato in modo che può essere tenuto sospeso ad una opportuna struttura sovrastante, mediante tiranti sui quali si può agire per regolare l'inclinazione del vaglio.

Il materiale da classificare immesso alla sommità del vaglio e che lo percorre sotto l'azione delle due componenti dell'impulso fornito dal

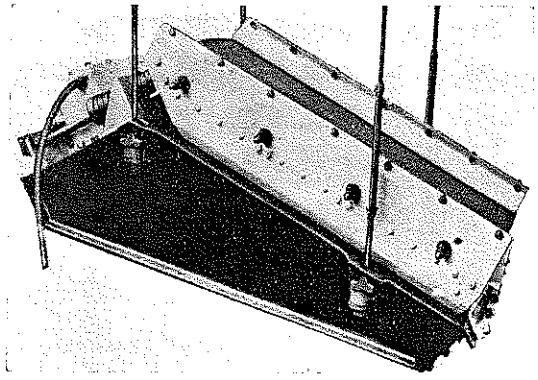


Fig. 134.

vibratore (collegato con due tiranti al sommo del quadro) si stende su tutta la superficie della tela forata e vi si stratifica in modo che l'oversize si porta alla superficie rendendo facile la filtrazione del fino.

Il meccanismo del vibratore è rappresentato nelle figg. 135 *a* e 135 *b* e consiste essenzialmente in uno o più solenoidi, avente ognuno un'armatura lamellare ed un interruttore di contatto il tutto di costruzione robustissima e quindi praticamente indistruttibile. Le armature sono fissate ad una sbarra, alla quale sono anche uniti una staffa portante la vite che comanda l'interruttore di contatto e le bielle di collegamento del vibratore col vaglio.

La figura 136 mostra il circuito elettrico. Chiudendo l'interruttore la corrente passa, a traverso i solenoidi, all'interruttore di contatto, ai morsetti del quale si connette un condensatore in olio per ridurre lo scintillìo nei contatti. Sotto l'influenza del campo magnetico che la corrente genera nei solenoidi le armature si muovono in avanti, trascinando con sè la sbarra, le bielle di collegamento e la staffa che comanda l'interruttore di contatto.

Il movimento in avanti delle bielle di collegamento induce un eguale movimento del telaio vagliante ed al tempo stesso un

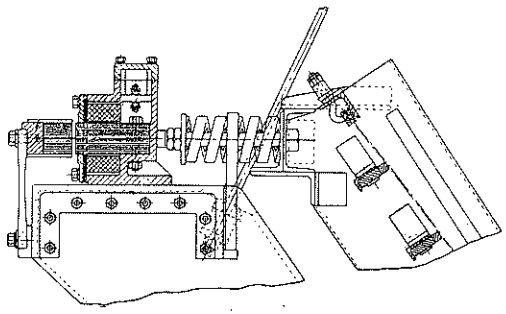


Fig. 135 *a*.

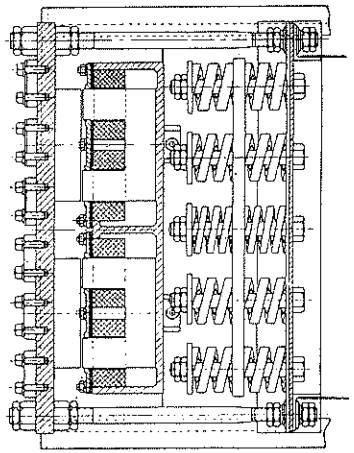


Fig. 135 *b*.

movimento simile della staffa (e della vite ad essa connessa) agisce sull'interruttore di contatto rompendo il circuito.

Il movimento di ritorno si compie mediante una molla di legno che è congiunta colle spirali che sono state tese dal moto in avanti delle bielle di collegamento.

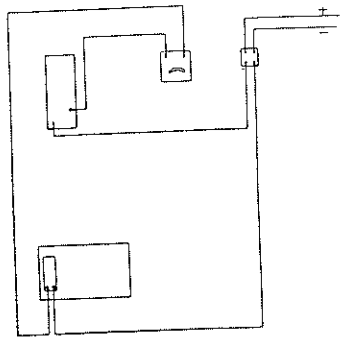


Fig. 136.

Le vibrazioni del vaglio possono essere regolate fra 1200 e 1500 cicli al minuto, anche in moto, agendo mediante un volantino sulla posizione degli appoggi delle spire, il che altera l'effetto della scossa. L'ampiezza delle scosse può essere regolata tra mm. 1,5 e mm. 4,5 coll'accorciare o allungare le bielle di collegamento.

L'inclinazione può essere regolata — come fu detto — agendo sui tiranti a vite di sospensione. Il vibrovaglio, che può essere ad una o due tele, è costruito nelle seguenti dimensioni:

cm. 37×90; 60×120; 90×150; 120×180; 120×240.

Vaglio elettrico Hum-mer. — Questo interessante apparecchio di classificazione è costruito in diversi modelli dalla rinomata Casa The W. S. Tyler Company (Cleveland U. S. A.) ed è raccomandabile.

Il principio su cui è fondato è quello di mantenere in perfetta ed uniforme tensione una tela metallica su apposito telaio inclinato e di imprimerle una serie di rapide ed energiche vibrazioni elettriche.

Le vibrazioni della tela possono essere notevolmente intensificate o ridotte a seconda della natura, grossezza, o diluizione della materia da vagliare ed a seconda del peso del materiale che deve vibrare con la tela.

Esso vibra sia per largo tessuto metallico e fili di 12 mm. di diametro sia per tessuti finissimi e *indipendentemente* dal peso della materia messa sullo staccio, senza che l'apparecchio che produce le vibrazioni richieda lubrificazione o manutenzione alcuna. Resta eliminato l'uso di chiodi o bolloni per l'applicazione del tessuto metallico.

Il *vibratore V* si trova immediatamente al disopra del vaglio e fuori dal contatto col materiale da vagliare: è chiuso in una custodia metallica sempre in vista e facilmente accessibile (fig. 137).

Nella fig. 138 si vede in (1) il volantino col quale si regola l'intensità delle vibrazioni; in (2) l'elettromagnete; in (3) il blocco principale con lastra ed arresti; in (4) l'armatura; in (5) l'asta di unione al telaio vibrante ed in (6) la tela tesa sul telaio.

Il vibratore consiste come si vede in un magnete con armatura com-

plessa. Le alternanze della corrente attirano e respingono alternativamente l'armatura a grande velocità. Nella sua semplicità ricorda una suoneria elettrica.

Esso lavora sotto corrente a 15 periodi. Ogni vibrazione genera un istantaneo arresto del piano vagliante il che produce un rapido saltellamento dei grani che favorisce il loro passaggio attraverso i fori della tela. Ogni punto del vaglio, anche negli angoli più lontani, è tenuto in intenso stato di vibrazione. Ciò è dovuto al fatto che un diaframma non può vi-

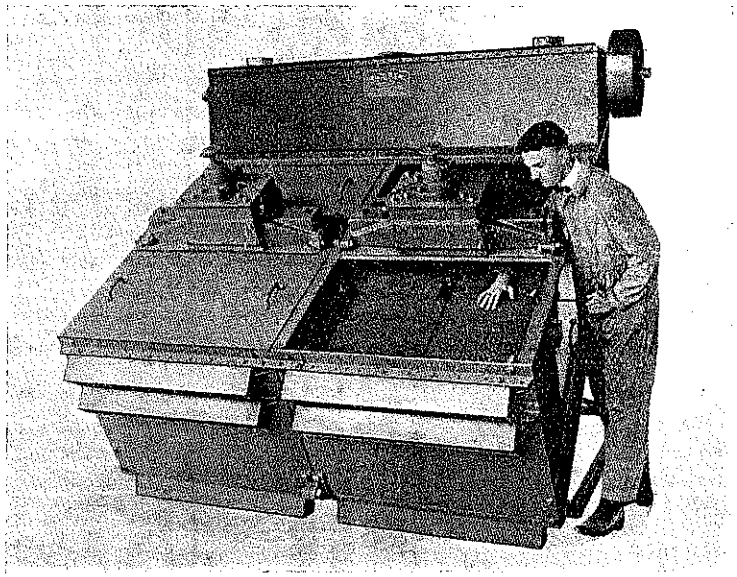


Fig. 137.

brare che se è rigidamente fissato su tutto il suo perimetro ed uniformemente teso, come lo è ad esempio la pelle di un tamburo.

Il carattere stesso delle vibrazioni porta la materia ad espandersi sul vaglio scorrendovi saltellante onde le particelle facilmente si liberano dei fini che attraversano la tela.

La spinta prodotta dalla possente vibrazione dell'*Hum-mer* è identica a quella del paranco elettromagnetico che è capace di sollevare delle tonnellate. In molti casi un uomo ritto sulla tela del vaglio non impedisce le vibrazioni.

Il fatto che la vibrazione intensa avviene egualmente nei fini come anche nei grossi fili di cui può essere tessuto lo staccio fa sì che se si ha da vagliare della sostanza dura si può usare una tela a fili più grossi a parità di perforazione.

Una caratteristica importante dell'apparecchio è la facile regolabilità della intensità delle vibrazioni (ciò che non è possibile che in modo limitatissimo con organi meccanici). Basta agire sul volantino seguendo con l'occhio l'andamento del materiale per ottenere l'effetto voluto.

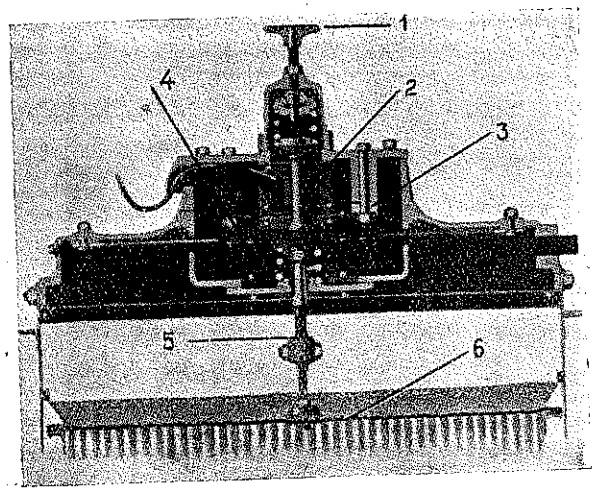


Fig. 138.

Il suo energico funzionamento fa sì che non è necessaria una grande inclinazione dei vagli. Essa può variare in generale tra 28° e 35° gradi; ma può in casi speciali scendere anche a 25°.

Siccome le diverse dimensioni di grani richiedono diversi angoli di inclinazione, così quando l'apparecchio è destinato a diverse classificazioni, è necessario il potere variare l'inclinazione; il che può essere anche

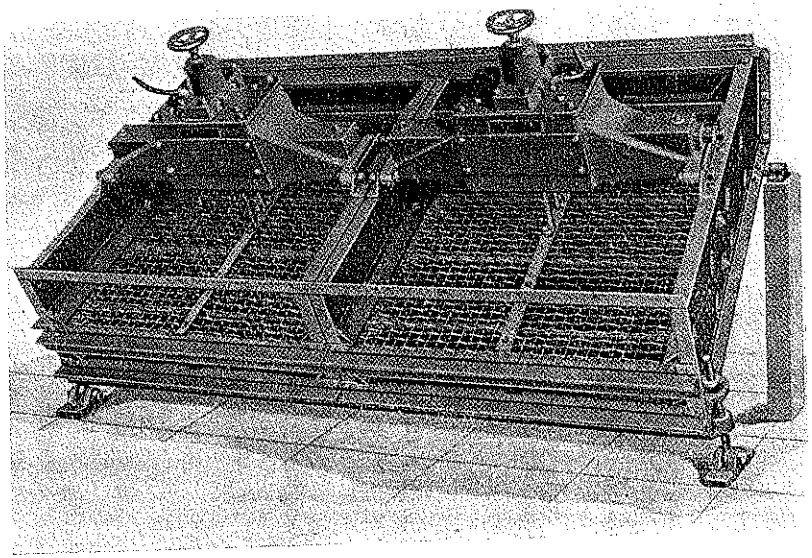


Fig. 139.

utile talora durante la marcia corrente. Perciò l'insieme è portato da un telaio impernia- to in alto in *p* onde agendo sulle viti *v* della base si ottiene l'effetto voluto (vedi fig. 139).

La tela ha bordi rinforzati che trattengono ogni filo fermo al suo posto, sia che si tratti di tele grosse o fini. La tensione ne è facilmente regolabile — come si disse — col girare di una apposita chiave; onde con la semplice sovrapposizione di una mano sulla tela si sente se questa è tesa sufficientemente (figura 139).

Si ha una durata massima delle tele ed il loro cambiamento si effettua rapidamente ed in pochi minuti. Per effettuarlo basta fare girare sulla sua cerniera superiore il vibratore e togliere il telaio per fare il cambiamento.

Per togliere la tela consumata basta allentare con la chiave (fig. 140)

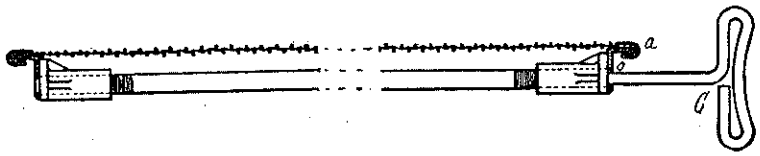


Fig. 140.

le sbarre di tensione del telaio; per mettere poi la nuova basta fare penetrare i bordi rivoltati *a* nei ferri d'angolo *o* laterali e dare con la chiave la tensione voluta.

Il materiale scende su tutta la larghezza della tela in lama uniforme da un distributore *A* che è in testa dell'apparecchio (fig. 137).

Questo vaglio di funzionamento efficace, sicuro e conveniente può passare materiale in grossi pezzi (fig. 139) come ad esempio l'usuale prodotto di un ordinario frantoio a rotazione o a mascelle; ovvero materiale finissimo (fig. 137) a volontà, a secco o con acqua, munendo in questo caso l'apparecchio di convenienti spruzzi d'acqua sulla tela.

Un vaglio Hum-mer interposto tra un grosso frantoio ed un Symons Disc in una miniera di rame americana in quattro mesi e mezzo passò attraverso una tela a fori di 10 mm. circa 22.000 tonnellate di minerale (in media 10 tonn. all'ora). La tela durava 444 ore: quasi il doppio di quella del vaglio precedentemente usato.

Per il suo buon comportamento nella vagliatura finissima è usato in alcuni impianti come apparecchio separatore di controllo nella macinazione a ciclo chiuso fatta con Ball-mills cilindrici o conici, con ottimo rendimento.

Come fu accennato, l'intensa vibrazione del vaglio proviene dall'impiego di una corrente alternata a bassa frequenza, la quale può ottenersi dall'apposito generatore *G* sia col suo accoppiamento diretto ad un motore elettrico *M* alimentato dalla corrente generale dell'impianto princi-

pale (fig. 141), sia mediante movimento dato a esso per cinghia che agisce in tal caso su puleggia calettata a un estremo dell'albero del generatore stesso.

Esempi recenti (1926) di applicazioni dei vagli Hum-mer in America. — *a*) Impianto alla « United Verde Copper C. » per ridurre 500 tonn. all'ora di minerali misti di grossi blocchi e fino, ad un insieme a grani non maggiori di mm. 6,25.

L'impianto è composto di quattro sezioni identiche, delle quali la

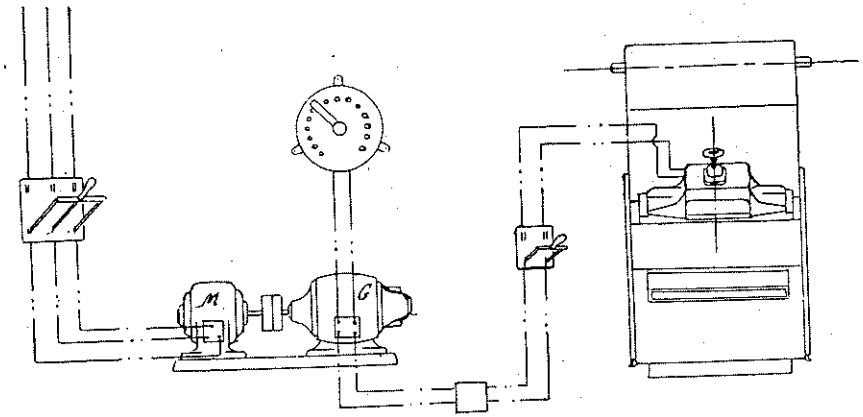


Fig. 141.

fig. 142, e la leggenda a fianco indicano chiaramente lo schema della riduzione progressiva.

1. — Griglia di scarico e separazione, a spazi di 75 mm.
2. — Frantoio (900 × 600).
3. — Hum-mer a fori di 50 mm. manda 110 tonn. in pezzi maggiori di 50 mm. al silos dei forni di fusione e 15 tonn. all'ora al
4. — Hum-mer a fori di mm. 6,25. Undersize al silos dei forni a riverbero ed oversize al
5. — Symons Disc (48″ = m. 1,20).
6. — Hum-mer a fori di mm. 6,25. Undersize al silos dei forni a riverbero: oversize a
7. — Cilindraia. Prodotto al vaglio da mm. 6,25.

b) Impianto alla « Brittania Mining & Smeltig C. », per macinare circa 160 tonn. all'ora di minerale grezzo di rame con pezzi di mm. 150 e con circa il 10 % di umidità.

Riduzione a meno di mm. 4,75. Schema secondo fig. 143.

1. — N. 2 frantoi a rotazione macinanti a 50 mm.
2. — N. 3 Hum-mers doppi in tandem, con spruzzi d'acqua e tela a fori di mm. 4,75. Undersize ai Ball-mills per la fluttuazione. Oversize al

3. — N. 2 cilindraie regolate a 18 mm.
4. — N. 8 Hum-mer a tele con fori di mm. 4,75. Undersize ai Ball-mills, oversize a
5. — N. 4 cilindraie. Prodotto ai vagli (4).

L'*Hum-mer* è costruito in diversi modelli, da quello robustissimo per materiale grosso proveniente dai frantoi (che ha un vibratore poten-

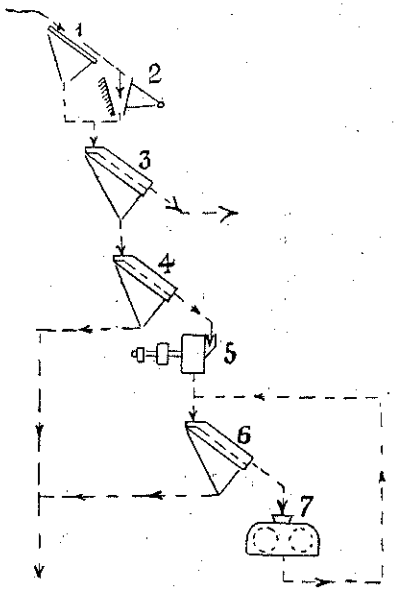


Fig. 142.

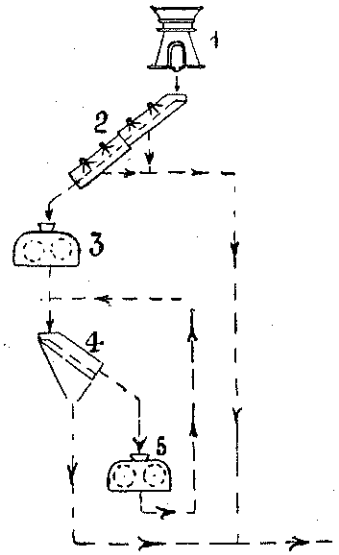


Fig. 143.

tissimo ed in cui la distanza fra questo e la tela oltrepassa i 20 cm. per il libero passaggio della massa dei grossi pezzi) a quelli più leggeri e con vibratore usuale per le vagliature media e fina. Il primo è fatto in generale in due lunghezze (m. 1,20 e m. 2,40) e di m. 1,25 circa di larghezza; gli altri son fatti pure di due lunghezze (m. 0,90 e m. 1,20) e di larghezza corrispondenti di m. 0,90 e m. 1,20.

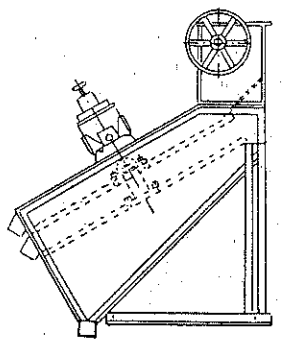


Fig. 144.

Possono accoppiarsi a due in serie nel senso della lunghezza o in tandem affiancati nel senso della larghezza.

Se ne costruiscono anche con due o tre tele sovrapposte (fig. 144), ottenendone economia di costo, di spazio e di altezza.

Vagli per grani finissimi. — In certi casi speciali e sopratutto per la concentrazione di minerali complessi o la cui natura non consente di ricorrere alla fluttuazione, onde le perdite nei fini divengono preoccupanti, si ha interesse talora di ricorrere ad una classificazione serrata a volume anche degli elementi a diametri minori del ½ mm. prima di farli passare agli apparecchi di concentrazione.

Callow-Screen (*classificatore Callow*). — In meritato favore per lo scopo suesposto è il classificatore Callow.

La fig. 146 ne dà una veduta prospettica e la fig. 145 rappresenta in sezione un classificatore Callow costruito dalla Casa Humboldt.

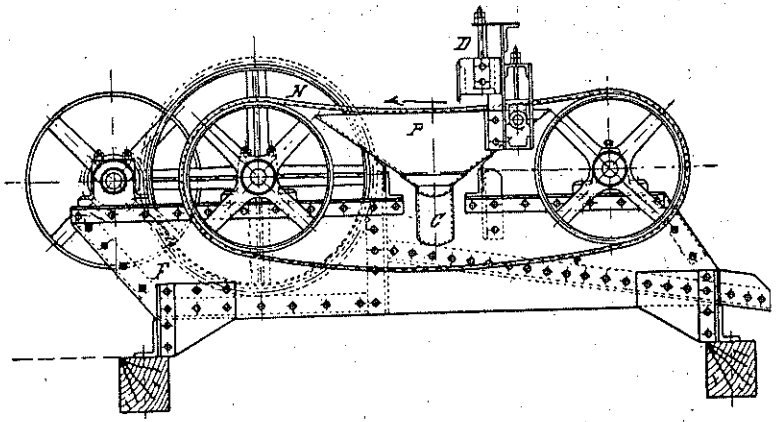


Fig. 145.

Un nastro di tela metallica *N* si svolge su due tamburi orizzontalmente avanzando con velocità variabile a seconda dei casi da 7 a 35 metri al minuto nel senso indicato dalla freccia. Da un distributore speciale *D* cade in lama sottilissima sul nastro il materiale in sospensione nell'acqua.

Le particelle fini traversano la tela (undersize) e cadono lungo un piano inclinato obliquamente *P* che mette capo al tubo o canale di evacuazione *C*.

Il materiale in grani maggiori dei fori della tela mobile (oversize) cade all'estremo opposto nella cassa *F* dopo essere stato dilavato da spruzzi d'acqua, opportunamente disposti che ne facilitano anche il distacco dalla tela e contribuiscono ad impedire l'ostruirsi dei fori.

Ordinariamente l'apparecchio è doppio come nella fig. 146.

In generale la larghezza del nastro è di 600 mm.

Come indicazione approssimata può dirsi che un classificatore doppio a nastri di 600 mm. può passare:

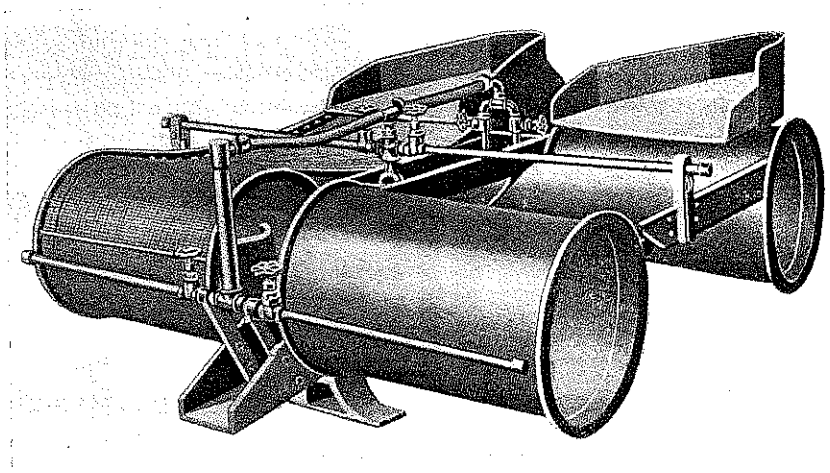


Fig. 146.

12	tonn.	all'ora	attraverso	tela	di	20	mesh
10	»	»	»	»	»	30	»
7	»	»	»	»	»	40	»
6	»	»	»	»	»	60	»
5	»	»	»	»	»	80	»
3,5	»	»	»	»	»	100	»

ammettendo uguaglianza di quantità fra undersize ed oversize. In generale per gli spruzzi bastano da 30 a 40 litri al minuto.

La densità della torbida non deve essere spinta al di là di 3 di so-

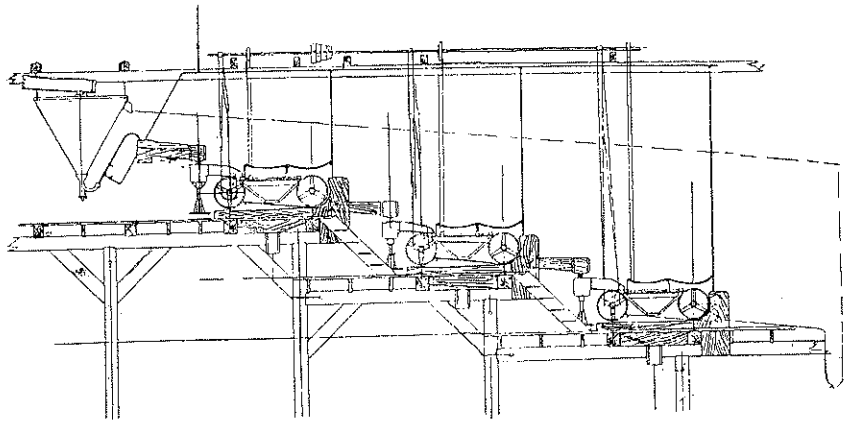


Fig. 147.

stanza solida per 1 di acqua e se la diluizione è troppo spinta conviene addensare convenientemente la torbida prima di farla arrivare al classificatore.

La fig. 147 mostra in sezione un gruppo di tre Callow-Screens (costruttore: Fraser & Chalmers) disposte in serie per classificare i grani di una torbida che addensata in un cono Callow esce dal tubo inferiore di esso per andare al primo classificatore; mentre lo sfioratore (overffow) del cono, va ad unirsi all'undersize del terzo classificatore per andare al compartimento di concentrazione dei fanghi (tavole o Wanners) o alla fluttuazione se ne è il caso.

Se il minerale alimentato è l'undersize di un classificatore a 20 mesh si ottiene una classificazione dei fini molto serrata e precisa.

Una applicazione interessante dei classificatori Callow è quella adottata nella laveria per blende della miniera di Gennamari-Ingurtosu (Sardegna) che verrà illustrata a suo tempo.

I misti poveri del crivello Hancock erano rimacinati in un Rod-mill (molino a sbarre) a meno di mm. 1,5 ed il prodotto si ripartiva in due serie di Callow-Screens ottenendo da ogni serie le quattro classi:

mm. $0,5 \div 1,5$ $0,3 \div 0,5$ $0,2 \div 0,3$ $0 \div 2$ mm.

classi che andavano ad essere concentrate su tavole ed a un susseguente trattamento per fluttuazione.

CAPITOLO NONO

CLASSIFICAZIONE PER EQUIVALENZA

Studiando i principii sui quali si basa la classificazione dei grani e gli apparecchi destinati a tale lavoro si è visto che, data l'usura delle tele fini, la deformazione conseguente dei fori e la facilità con cui i fori stessi si ostruiscono, non si spinge in generale la classificazione per volume oltre un certo limite che può variare a seconda del materiale da trattare.

Si disse allora che questo limite non dovrebbe essere mai superiore ai fori di 2 mm., che anzi nella maggior parte dei casi la classificazione dei grani per volume non si arresta che alle particelle di mm. 1,5 o di 1 mm. di diametro e solo in casi eccezionali si spinge oltre i grani di tre quarti di millimetro.

La torbida che ha attraversato i fori dell'ultimo classificatore per volume è formata dunque da una corrente d'acqua molte volte assai notevole nella quale sono in sospensione le sabbie e gli schlamms.

Da questa corrente bisogna separare le sabbie dividendole in diverse categorie di grani di grossezza decrescente da trattarsi su crivelli o tavole e contemporaneamente eliminare gli schlamms che a loro volta dovranno essere divisi in diverse classi di particelle di diametro gradatamente decrescente che andranno ad essere trattate su tavole.

Tanto la prima quanto la seconda operazione si compiono per deposito successivo delle diverse classi in seno all'acqua secondo le leggi della libera caduta dei grani in un mezzo resistente; ma mentre per le sabbie il depositarsi dei grani è ostacolato da correnti d'acqua ascendenti convenientemente regolabili e opportunamente guidate, per gli schlamms o fanghi invece il deposito avviene facendo passare la massa d'acqua che li tiene in sospensione in una serie di casse di convenienti sezioni senza l'intervento di nessuna corrente ascendente.

Se si considerano i grani che arrivano — sospesi in una corrente orizzontale — entro una cassa d'acqua si constata che la corrente si espande, si rallenta e i grani cadono descrivendo delle traiettorie pressochè paraboliche.

Col calcolo si trova che le due componenti verticale e orizzontale di tale movimento sono della forma seguente:

$$\text{componente verticale } g\frac{\delta-1}{\delta} - g\frac{b}{a}\cdot\frac{1}{l\,\delta}v^2 \qquad (1)$$

$$\text{componente orizzontale } -g\frac{b}{a}\cdot\frac{1}{l\,\delta}v^3 \qquad (2)$$

Essendo l una dimensione omologa ben stabilita per tutti i grani in modo che sia ben specificata la loro grossezza; δ la densità del grano; v la velocità dopo un tempo t; a una costante dipendente dalla forma del grano; b un coefficiente dipendente dalla forma ed orientazione del grano.

Se l è molto piccolo, come è il caso delle particelle impalpabili che costituiscono gli schlamms, si può ammettere che nella formula (1) il termine $g\frac{\delta-1}{\delta}$ è trascurabile rispetto al secondo e ne consegue che il movimento del grano sarà lo stesso nei due sensi. In altre parole i grani si classificheranno nei due sensi secondo la stessa funzione d'equivalenza $l\,\delta$, ossia ogni categoria di grani equivalenti avrà una traiettoria sua propria.

Se la cassa fosse abbastanza lunga si potrebbero separare le diverse categorie con delle divisioni trasversali (fig. 148) che partendo dal fondo siano d'altezza crescente per trattenere successivamente i grani le cui traiettorie paraboliche diventano sempre più allungate.

Per le sabbie tuttavia che arrivano a grani di mm. 1,5 il termine $g\frac{b}{a}\cdot\frac{1}{l\,\delta}v^2$ diviene più piccolo e quindi il termine $g\frac{\delta-1}{\delta}$ non è trascurabile e si ha una preponderanza del moto nel senso verticale. È appunto per correggere tale differenza che si ebbe ricorso al ripiego di introdurre in ognuno dei compartimenti della cassa (fig. 148) una corrente d'acqua ascendente e regolabile, la quale aumentando il valore della resistenza del mezzo, ossia il valore di b, rende al termine negativo dell'accelerazione verticale la sua influenza preponderante. A questo modo anche la classificazione delle sabbie si compie in dipendenza della funzione caratteristica $l\,\delta$.

Invece di servirsi di una cassa unica divisa in compartimenti il Rittinger introdusse per primo una serie di casse separate a pareti inclinate verso il basso in forma di piramide tronca. Sono queste i così detti *spitzkasten* o *casse a punta*.

Se ne mettono diverse una di seguito all'altra (onde il loro insieme prende l'aspetto indicato nelle figg. 149 e 150) la prima delle quali rappresenta un classificatore idraulico di ghisa per 4 classi e la seconda uno di legno per tre classi che può trattare 800 litri di torbida al minuto.

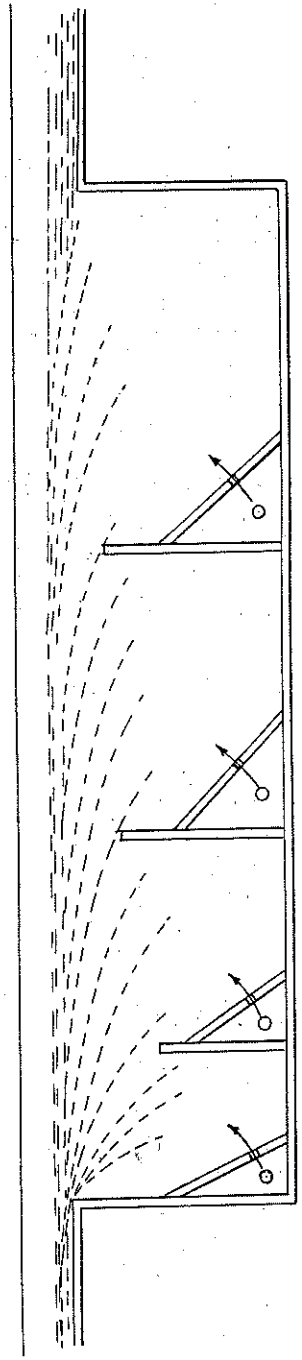


Fig. 148.

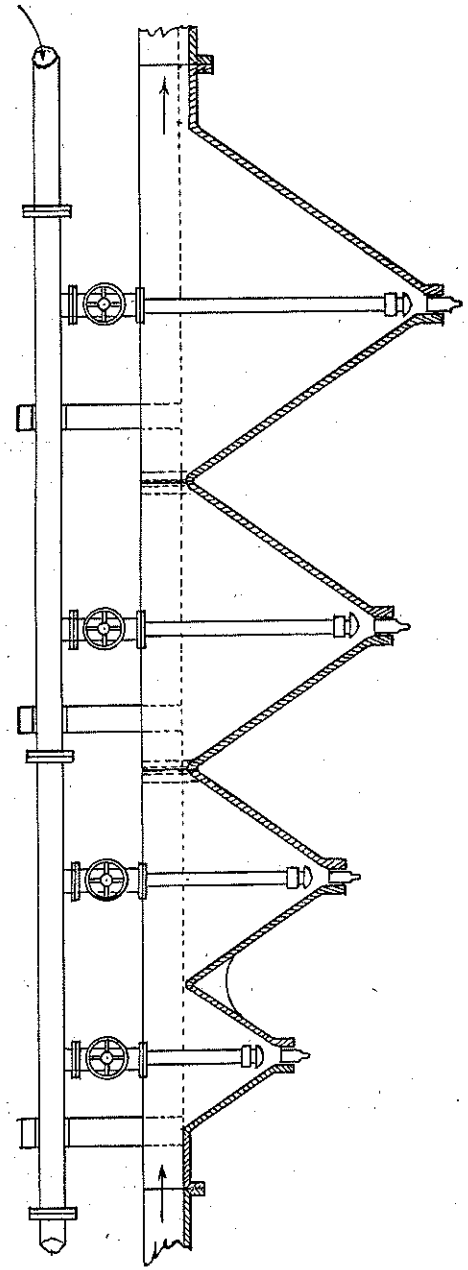
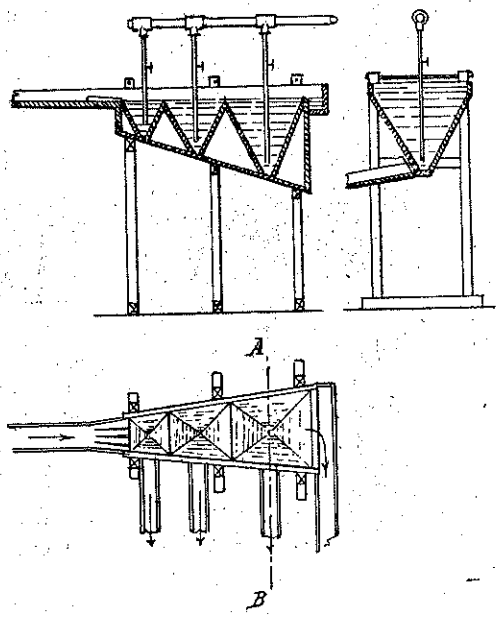


Fig. 149 (scala 1 : 20).

Ogni cassa ha al fondo un'apertura o bocchino d'evacuazione il cui diametro dipende dal battente d'acqua, dalla quantità di acqua e di sabbia da scaricare e dalla grossezza dei grani.

Verso il fondo di ogni cassa arriva con tubi e con disposizioni diverse una corrente d'acqua che deve essere quanto è possibile a pressione costante, il che può ottenersi facendola partire da un recipiente a livello costante. In tutti i casi questa corrente è regolabile mediante una valvola o robinetto messo sulla condotta che la conduce al classificatore.

La corrente della torbida deve essere quanto si può costante e si deve far sì che entri nella prima cassa distribuendosi uniformemente su tutta la sua larghezza il che è facile ottenere mediante un distributore del tipo di quello rappresentato nelle figure 150 *a*, *b* e *c* o del genere di quelli dei quali verrà fatto cenno nello studiare il funzionamento dei crivelli e delle tavole.



Figg. 150 *a*, *b* e *c* (scala 1 : 100).

Le casse, come si vede, sono a sezione successivamente crescente e la ragione ne è la seguente.

La prima cassa riceve tutta la torbida che è spesso un vero torrente d'acqua ed a questa viene ad aggiungersi la corrente ascensionale che ne fa aumentare il volume, giacchè dal bocchino inferiore d'evacuazione non sorte che una massa densa di grani con poca acqua. Nella seconda cassa il volume va ancora aumentando e così via.

Ora se si vuole avere in tutto l'insieme della corrente orizzontale una velocità costante o leggermente decrescente è necessario evidentemente che la sezione vada gradatamente aumentando.

Secondo le esperienze del Linkenbach *per ogni centinaia di litri di torbida* che arriva al minuto primo dall'ultimo vaglio o da un apparecchio di macinazione fina si determinerà nel modo seguente la larghezza media delle casse di una serie di spitzkasten per sabbie.

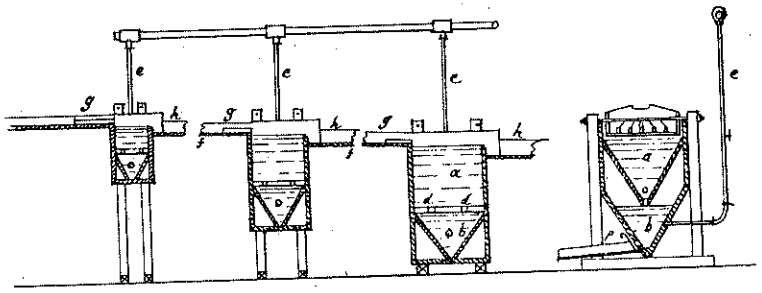
Per la prima cassa 72 mm.; per la seconda 108 mm.; per la terza 162 mm. Se quindi si hanno da classificare 400 litri al minuto di tor-

bida, la prima cassa dovrà avere una larghezza di 288 mm.; la seconda 432 mm. e la terza 648 mm.

La lunghezza da dare ad ogni cassa può ritenersi di 500 mm. per la prima e per ognuna delle altre ad una volta e mezza quella della precedente; così la seconda, nell'esempio precedente avrà una lunghezza di 750 mm. e la terza sarà lunga 1125 mm. (figg. 150 *a*, *b* e *c*).

L'angolo d'inclinazione delle pareti dello spitzkasten non deve essere minore di 50° per non permettere alla sabbia di fare depositi che porterebbero ad una probabile ostruzione del foro di evacuazione.

Riguardo alla quantità d'acqua pulita da fornire ad un classificatore del tipo precedente l'esperienza ha dimostrato che per ogni 100 litri di torbida che arriva al minuto nella prima cassa ne occorrono per ogni cassa da 20 a 30 litri al minuto sotto una pressione di circa 3 m.



Figg. 151 *a* e *b*.

Talora per ottenere una migliore distribuzione della corrente ascensionale si dà alle casse la forma indicata dal Linkenbach nelle figg. 151 *a* e *b* (*classificatore di Ems*) che nella scala di 1 : 100 dà un classificatore idraulico fatto per suddividere in tre classi le sabbie a grani minori di 1,5 mm. contenuti in una quantità di torbida di 800 litri al minuto.

Come si vede si hanno qui per ogni classe due casse sovrapposte. La cassa superiore *a* — a sezione triangolare — fa da canale, mentre quella inferiore *b* costituisce il vero spitzkasten. Esse comunicano mediante la feritoia *c* la cui larghezza è fissata dai tasselli *d*.

I tubi *e* che portano la corrente ascensionale sono come al solito muniti di robinetto per regolarla e sboccano nelle casse *b*. La torbida arriva nella prima cassa dal distributore *g'* e l'acqua coi fanghi esce dal canale *h*.

Qui le casse invece di essere contigue sono distanti l'una dall'altra quanto occorre perchè ognuna di esse sia in vicinanza dell'apparecchio arricchitore al quale deve fornire il prodotto classificato e le casse sono collegate fra loro da canali *f* di conveniente pendenza che all'entrata di ogni cassa si espandono formando il distributore della torbida.

L'evacuazione del prodotto avviene — nei due apparecchi descritti alle figg. 150 e 151 — mediante apertura laterale regolabile con una piccola piastra *p* scorrevole fra guide ed in quello rappresentato nella fig. 149 per mezzo di bocchini metallici.

Si immaginarono molte altre disposizioni più o meno ingegnose per la sortita dei prodotti classificati dalle casse a punta, ma quasi tutte presentano degli inconvenienti.

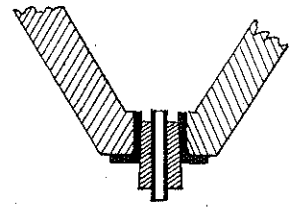
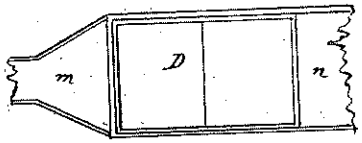


Fig. 152.

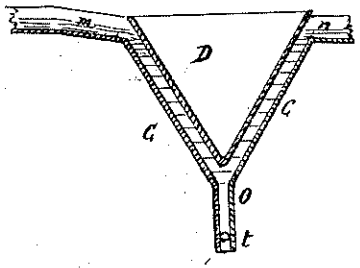
La più semplice e la più pratica è quella di aprire il foro di sortita proprio al vertice dello spitzkasten e munirlo di un bocchino formato da un pezzetto di tubo di ferro fissato nell'asse di un turacciolo conico di legno il quale a sua volta si caccia a forza in un pezzo speciale di ferro o di ghisa fissato con viti al fondo della cassa. Questa disposizione è rappresentata in sezione in scala di 1 : 10 nella fig. 152.

Di queste tasche a doppia parete da collocarsi lungo il percorso di un canale a pendenza conveniente se ne possono immaginare di forme diverse e ne furono costruite infatti di tipi svariatissimi e più o meno razionali. Appartengono tra gli altri a questa categoria gli antichi classificatori Dor e quelli di Ampsin ora andati quasi in disuso.



Il risultato che si ottiene con i classificatori ora descritti non è mai interamente soddisfacente per il fatto che la corrente ascensionale man mano che sale nella cassa in seno alla torbida va espandendosi e perdendo di velocità.

Considerando ora la torbida che entra in una delle casse sotto forma di corrente orizzontale si vede che in essa, mentre l'acqua fangosa segue la sua via per oltrepassare la soglia della parete opposta all'entrata trascinando i grani più leggeri, l'insieme dei grani pesanti tende a cadere nell'acqua verso l'orifizio di sortita; ma di questi grani una parte può vincere la corrente ascensionale, una parte invece ne è vinta. La prima parte escirà gradatamente dal bocchino inferiore, ma l'altra composta di grani che sono abbastanza pesanti per depositarsi ma non per arrivare al basso, finiranno per formare un fitto strato di grani che di tanto in tanto agglo-



Figg. 153 *a* e *b*.

glomerandosi a gruppi riescirà a sortire dall'orifizio inferiore inquinando il prodotto, ma che permanentemente costituisce una zona nociva al buon funzionamento dello spitzkasten.

Per giungere ad eliminare questo inconveniente il Rittinger per il primo ideò di sostituire alla corrente orizzontale, una corrente immergente che scende verso il fondo per poi risalire mantenendo l'intera torbida in continuo moto d'agitazione che obbliga i grani che tenderebbero a fermarsi a passare invece nel compartimento seguente.

Il Rittinger costruì così il suo primo *spitzlutte* (*tubo a punta*) che è schematicamente rappresentato nelle figg. 153 *a* e *b*.

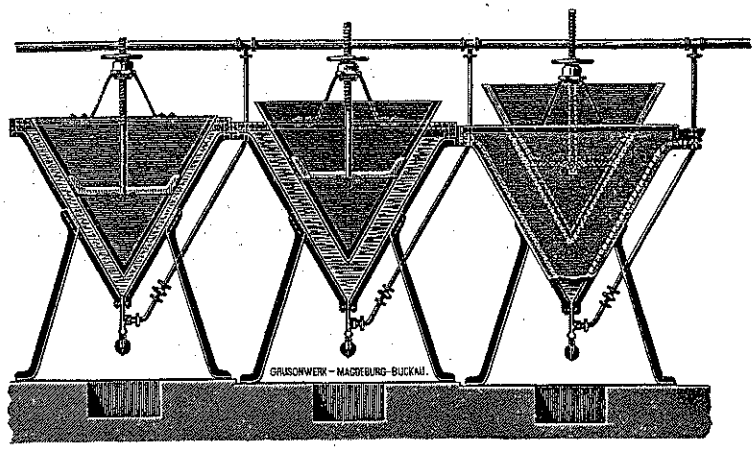


Fig. 154.

Consisteva esso in una cassa *C C* a forma di *V* con due pareti inclinate fra loro di un angolo di 60° e colle altre due verticali. Alla metà dello spigolo inferiore della cassa *C* si innestava un corto tubo *O* che portava il bocchino d'evacuazione e nel quale arrivava il tubetto *t* della corrente ascensionale che era molto leggera. All'interno della cassa *C* si aveva un cuneo *D D* che poteva essere alzato ed abbassato entro guide onde aumentare o diminuire la larghezza del condotto entro il quale deve passare la torbida che arriva dal canale *m*, scende verso *O* e poi risale per sortire dalla soglia *n* passando così in un altro spitzlutte di lunghezza e larghezza maggiore, mentre la distanza fra le due pareti che limitano i condotti va crescendo da uno spitzlutte al successivo.

A Przibram una serie di quattro di questi spitzlutten per trattare una torbida a grani minori di 2 mm. aveva le seguenti dimensioni:

Larghezza delle casse successive: m. 0,32, m. 0,48, m. 0,64, m. 0,64
Lunghezza delle casse successive: m. 0,85, m. 1,00, m. 1,16, m. 1,32

Lo spessore della torbida ossia l'intervallo dei due coni cresce gradatamente da 5 a 10 centimetri.

Di questo tipo è il labirinto classificatore del Bilharz che la Casa Krupp costruisce correntemente e che è rappresentato in sezione nella fig. 154.

Classificatore a doppio cono. — Il Rittinger fu anche l'inventore del doppio cono classificatore che sotto altra forma raggiunse lo stesso

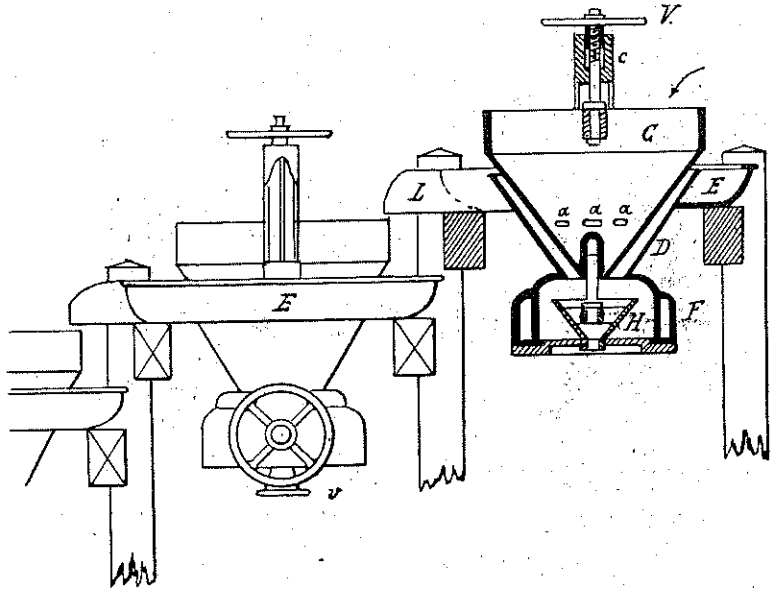


Fig. 155.

scopo degli spitzlutten su descritti. Esso è rappresentato in scala di 1 : 25 nella fig. 155.

Entro un cono rovesciato *D* penetra un altro tronco di cono *C* che può essere alzato od abbassato a volontà girando il volantino *V* che comanda la vite *c* alla cui asta il cono è fissato. Esso alla parte inferiore ha un giro di fori *a a a*.

L'alzarsi o l'abbassarsi del cono *C* permette di aumentare o diminuire lo spazio anulare compreso fra i due coni.

Il cono *D* termina in basso con uno svasamento *F* nel quale arriva lateralmente il tubo che porta l'acqua sotto pressione regolabile mediante il volantino *v*. Nella camera inferiore si ha inoltre un piccolo cono *H* che alla parte inferiore termina col bocchino da cui esce l'acqua ed il prodotto classificato.

Ecco pertanto il funzionamento dell'apparecchio. La torbida entra ad alimentare il cono *C* che riempie. I grani e l'acqua passando per i

fori *a* arrivano nello spazio anulare compreso fra i due coni dove incontra la corrente ascensionale che viene dal basso. I grani più densi la vincono, entrano nel cono *H* e sortono dal bocchino mentre i grani leggeri sono spinti all'insù nello spazio anulare, e coll'acqua fangosa sfiorano lungo la periferia dell'orlo superiore del cono *D* per cadere nella grondaia circolare *E* che lo circonda e che mediante il beccuccio *L* li guida nell'apparecchio successivo.

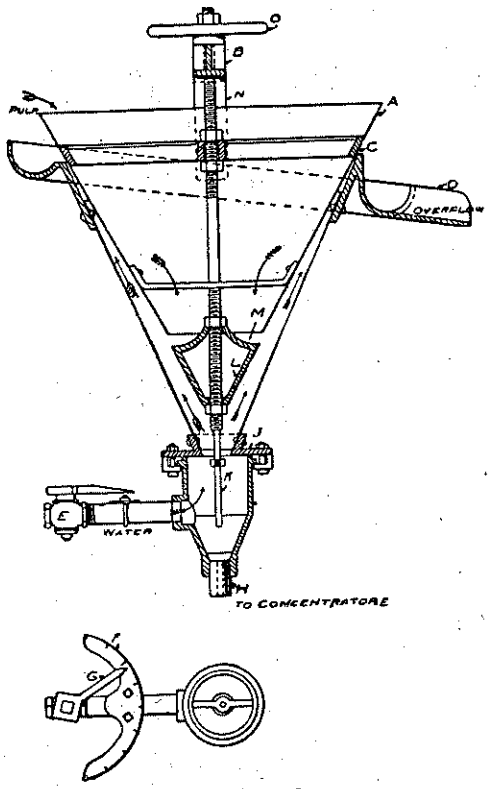


Fig. 156.

Se lo scartamento fra i coni e la corrente ascensionale nei successivi apparecchi sono convenientemente regolati onde ottenere delle velocità decrescenti, i grani sospesi nella torbida si classificano in modo da dare delle categorie gradatamente più fini.

L'ultimo cono manderà la torbida spoglia di grani palpabili al classificatore degli schlamms.

Di questo tipo sono i classificatori a doppio cono in lamiera che si osservano in molti cataloghi di Case americane ed inglesi. La fig. 156 ne rappresenta uno costruito dalla Casa Wifley, nel quale la camera d'arrivo dell'acqua è un po' modificata ed il manubrio del robinetto porta un indice scorrente su un settore graduato onde regolare a dato fisso l'immissione della corrente ascensionale.

Un altro derivato del classificatore a cono del Rittinger è pure il *classificatore doppio Ratel* della fig. 156.

Un cono esterno a 60° è munito alla sua parte inferiore — e normalmente a questa — di due tubolature vitate e ricambiabili onde adottare per il foro d'uscita il diametro voluto. Questo cono *A* è sormontato da un canale circolare munito di un beccuccio per guidare la torbida nell'apparecchio seguente. Un cono interno *B* termina con un bocchino di bronzo come i precedenti.

Un cappelletto montato all'estremità di un'asta centrale manovrabile dall'esterno col volantino *G*, serve a spandere la corrente che arriva da *C* ed a proteggere l'orifizio d'arrivo di questa.

La materia da classificare arriva mediante un canale nel cono *B* ed il prodotto più denso esce dal bocchino *b*. Le acque colle sabbie più leggere oltrepassano il bordo del cono *B* e guidate dal controcono *E* scendono nell'interno del cono *A* formando una corrente ascensionale circolare la cui velocità dipende dal diametro del cono *A*. Queste acque, cadendo nel canale circolare esterno, si recano nel classificatore successivo e più ampio, mentre gli orifizi laterali del cono *A* dànno un altro prodotto meno denso di quello che sorte dal bocchino *b*.

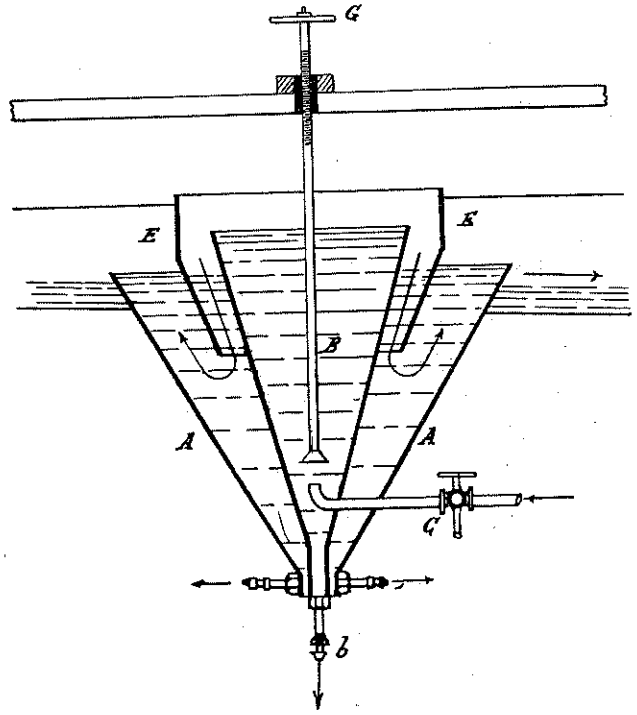


Fig. 157.

Le periferie dei due coni indicati nella figura sono nel rapporto di 1 : 2. Le velocità sono presso a poco nello stesso rapporto. Supponendo di avere due apparecchi (dei quali quello indicato nella figura sia il 2°) messi in serie, le velocità delle correnti ascensionali si regolano in modo che la velocità di sortita della prima soglia essendo uno, quello della

quarta sarà $^1/_4$ essendo la larghezza delle soglie proporzionale ai numeri 1, 2, 3, 4.

Sugli stessi principii è fondato lo *spitzlutte Meinecke* che consiste in un certo numero di vasi cilindri di lamiera terminati con imbuti conici concentrici uniti e combinati in modo da formare degli spazi anulari nei quali la corrente della torbida scende e risale successivamente.

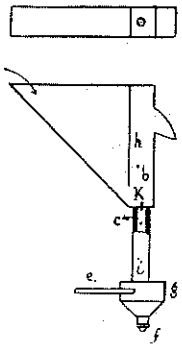


Fig. 158.

In ogni compartimento anulare arriva una corrente ascensionale che aiuta le particelle più leggere a risalire.

Il materiale arriva nel vaso interno e sorte dall'orlo del vaso più esterno in un canale circolare che lo circonda, mentre ogni compartimento fornisce da un orifizio inferiore una categoria di grani. Un apparecchio per tre classi e del diametro esterno di m. 1,10 può trattare 200 litri di torbida al minuto.

Un altro apparecchio che discende anch'esso dagli spitzlutten del Rittinger è il *classificatore tubolare del Richards* schematicamente disegnato nelle due figg. 158 e 159, la prima delle quali rappresenta il tipo per le sabbie grossolane e la seconda quello per le sabbie fine.

L'apparecchio ha due zone o colonne di classificazione: una superiore *h* e l'altra inferiore *i* e la disposizione è tale che, regolando convenientemente la colonna della torbida e la corrente ascensionale che viene dal tubo *e*, un grano pesante *b* che arrivi nella colonna *h* possa depositarsi, mentre un grano leggero *c* che arrivi nella colonna *i* deva risalire.

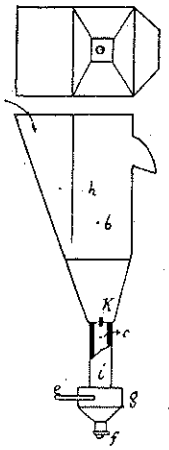


Fig. 159.

Per rendere migliori i prodotti che escono dall'orifizio inferiore la corrente d'acqua sotto pressione che viene dal tubo *e* penetra nel piccolo apparecchio che è vitato al tubo *i* e che è rappresentato in scala di 1 : 10 nelle figg. 160 *a* e *b*.

Esso si compone di due pezzi *O* e *g* uniti a vite e disposti in modo da lasciare fra loro una camera anulare *N* nella quale arriva l'acqua sotto pressione del tubo *e* che si innesta nella tubolatura *M*. Il pezzo *O* ha due file di aperture *a* in virtù delle quali l'acqua della corrente ascensionale prende un movimento vorticoso elicoidale portando la sua azione su tutti i grani nella zona inferiore della colonna *i*.

Un piccolo pezzo di lamiera o di ferro *K* limita il moto vorticoso alla parte inferiore soltanto.

Il pezzo *O* è vitato al tubo *i* ed il pezzo *g* è filettato nella parte inferiore in *f* per ricevere il bocchino ricambiabile da cui escono i prodotti classificati.

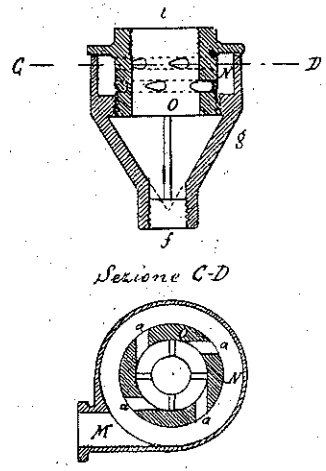
La forma verticale della colonna ascendente impedisce i depositi lungo le pareti e quindi mantiene inalterata l'area di passaggio assicurando così l'uniformità della velocità della corrente.

La sezione della zona di lavoro *h* dipenderà dalla quantità di torbida da manipolare e dalla dimensione delle particelle di ganga alle quali non si vuole permettere di depositarsi. Dimensioni convenienti per queste zone di lavoro sono le seguenti:

mm. 50 × 77, 77 × 100, 100 × 155,
155 × 200, 200 × 310, 310 × 400

a ciascuna delle quali potrà corrispondere una colonna *i* formata da tubi dei diametri seguenti:

mm. 25 30 40 50 60 75.



Sezione C-D

Figg. 160 *a* e *b*.

Il foro di sortita del bocchino inferiore potrà variare secondo la dimensione dei grani da 18 a 10 mm.

Questo classificatore serve molto bene, come scrive l'autore, per mostrare l'uso della teoria della libera caduta nel progettare, costruire e regolare i classificatori idraulici.

Egli dà nella tabella seguente la velocità che una corrente di *un chilogrammo* d'acqua al minuto assume in ognuno degli apparecchi a seconda della sua sezione:

Dimensioni della zona di lavoro mm.	Area della zona di lavoro mm²	Velocità al secondo per 1 kg. dacqua al 1′ mm.
50 × 77	3.850	4,305
77 × 100	7.700	2.150
100 × 155	15.500	1,077
155 × 200	31.000	0,538
200 × 310	62.000	0,269
310 × 400	124.000	0,133

Ciò posto chi progetta sa la quantità d'acqua in kg. al minuto che egli deve manipolare ed il diametro delle particelle di ganga (quarzo per esempio) che egli vuole eliminare impedendo loro che si depositino.

Egli potrà ricorrere alla tabella che dà i diametri dei grani di quarzo e galena e di quarzo e calcopirite che cadono assieme in una data corrente ascensionale (1). I dati di questa, ottenuti per esperimento diretto, indicano la velocità che la corrente deve avere per impedire che ogni data particella di quarzo si depositi.

Supponiamo che egli abbia da manipolare 50 kg. d'acqua al minuto e che voglia eliminare ossia spingere in su i grani di quarzo di 1 mm. La tabella suddetta indica che si richiede una corrente di circa 97 mm. al secondo per spingere in su quei grani.

Riferendosi ora alla piccola tabella precedente si vede che un classificatore tubolare di 77 × 100 dà una velocità di mm. 2,15 al secondo ad una corrente di 1 kg. d'acqua al minuto primo. Esso darà quindi una velocità di 50 × 2,15 = mm. 107,5 ad una corrente di 50 kg. Questa velocità è molto prossima ai 97 mm. richiesti perchè i grani di quarzo di 1 mm. siano spinti in su e quindi la dimensione di 77 × 100 è molto prossima al vero. Se poi si volesse esatta si fa la sezione un po' abbondante nella proporzione di 97 a 107 e si avrà così una sezione di 85 × 100.

Se egli ha scelto una velocità di 97 mm. al secondo per la zona superiore di classificazione deve avere la stessa velocità per la zona inferiore: ossia la velocità non può essere maggiore nella colonna inferiore poichè si formerebbero dei depositi costituenti una zona nociva composta dalle particelle che sarebbero spinte in su dalla corrente ascensionale, ma che non possono poi continuare a risalire quando sfuggono all'azione di questa nella colonna superiore: nè la velocità deve essere di molto minore nella zona inferiore, senza di che le particelle leggere scenderanno fino all'orifizio inferiore e andranno ad inquinare il prodotto.

L'apparecchio potrà quindi essere regolato nel modo seguente. Si sospenda per un po' l'alimentazione d'acqua e materiale all'apparecchio lasciando aperto il bocchino inferiore di sortita e si apra gradatamente il robinetto della corrente ascensionale finchè il peso dell'acqua che sfiora al minuto è quella che corrisponde alla velocità necessaria per mandar su i grani voluti in una colonna di area pari alla sezione della zona inferiore *i* di classificazione. Ciò fatto si può cominciare ad alimentare.

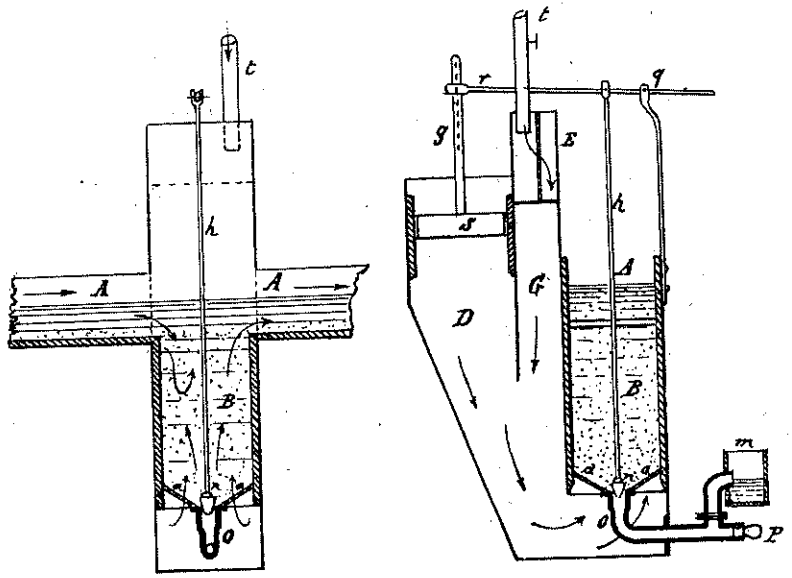
Questo classificatore può del resto — come la maggior parte di tali apparecchi — essere regolato per tentativi; ma in tal caso è bene notare la posizione esatta d'apertura del robinetto quando colla minima quantità di corrente ascensionale si giunge ad avere un prodotto praticamente buono perchè quasi esente da particelle troppo fini e da fanghiglia.

Si hanno oltre quelli descritti molti altri classificatori idraulici per sabbie che non presentano tuttavia un notevole interesse pratico, poichè la maggior parte di essi sono andati in disuso e non si trovano più che

(1) Vedi Capitolo VI.

nei vecchi impianti. Essi lavorano tutti del resto in modo analogo o quasi e la maggior parte di essi non sono che modificazioni di quelli che si sono precedentemente esaminati.

Differiscono invece assai dagli altri per la loro disposizione e per i principii che regolano il loro funzionamento tre apparecchi a corrente ascensionale; l'uno antico ed ormai andato in disuso, l'*Heberwasche*; un altro moderno e molto usato, l'*idrovaglio Ferraris* ed uno del Richards, il *classificatore a pulsazione*.



Figg. 161 *a* e *b*.

L'*Heberwasche* o *classificatore a sifone* è schematicamente rappresentato in scala di 1 : 30 nelle figg. 161 *a* e *b*.

L'apparecchio consta di una cassa di lamiera o di legno divisa da paratie in tre compartimenti *B*, *G*, *D*. Il primo compartimento *B* è attraversato dal canale *A* che vi porta i grani in sospensione nella torbida da classificare. Il secondo, *G* è destinato all'arrivo dell'acqua pura che giunge dal tubo *t*, munito di robinetto regolatore, nella cassetta *E* con paratia di lamiera forata per attutire la corrente. Il terzo, *D*, è destinato a guidare lo stantuffo galleggiante *S*.

Il compartimento *B* è chiuso al fondo da una griglia forata *a a* a forma di imbuto al cui vertice sbocca il tubo *o* d'evacuazione chiuso da un tappo conico *n* la cui asta *h* è unita a snodo alla leva *r q* che è imperniata in *q* e che all'estremo opposto riceve l'asta *g* dello stantuffo *S* munita di fori onde regolare l'altezza dello stantuffo.

Quando la torbida scorrendo nel canale A arriva all'apparecchio i grani tendono a cadere nel compartimento B, ma in virtù della corrente ascensionale che viene dal compartimento G i grani più leggeri sono spinti in su e solo i più pesanti vincendo la corrente scendono al basso accumulandosi fino al momento in cui la corrente non riesce che con difficoltà a traversare i fori della griglia. Allora il livello dell'acqua nel compartimento D si eleva e lo stantuffo S salendo alza la leva $r\ q$ e con essa l'asta h aprendo l'orifizio del tubo d'evacuazione o e dando libero sfogo al prodotto classificato che è versato nel canale m. Ma immediatamente dopo essendo di nuovo liberi i fori della griglia $a\ a$ ricomincia l'azione della corrente ascendente: lo stantuffo discende e l'asta h chiude l'orifizio di sortita. Comincia un nuovo periodo d'accumulazione di grani pesanti seguito da un'altra evacuazione e così di seguito.

Quando l'*Heberwasche* funziona bene le oscillazioni dello stantuffo sono molto rapide e l'andamento dell'apparecchio è regolare e quasi continuo. Nel caso di ingorgo, togliendo il tappo P, si produce una cacciata d'acqua che libera rapidamente l'apparecchio.

Esso si regola modificando mediante i fori esistenti nell'asta g l'altezza dello stantuffo il che permette di aumentare o diminuire l'accumulazione dei grani, mentre dal tubo t si fa arrivare una quantità d'acqua più o meno notevole a seconda che maggiore o minore è la quantità di materia da classificare.

Come si vede la camera di lavoro B è piena di un misto d'acqua e di grani in sospensione il cui insieme va addensandosi in profondità, tanto che il deposito dei grani non avviene più secondo le leggi della libera caduta, come nei classificatori a corrente ascensionale finora descritti, ma bensì secondo le leggi della caduta dei grani in massa. Il rapporto d'equivalenza è quindi più largo e l'apparecchio è perciò anche arricchitore.

Fu usato per il trattamento di sabbie grossolane ed aveva il pregio di poter passare delle grandi masse di materiali, ma richiedeva una quantità d'acqua fortissima.

A Mechernich tre di questi apparecchi disposti successivamente lungo un canale trattavano del minerale di piombo in un insieme di grani di diametro minore di 5 mm. in ragione di circa 18 tonn. all'ora e davano; il primo un prodotto ricco di piombo; il secondo ed il terzo altre due classi da arricchire coi crivelli. La torbida rifiutata dall'ultimo apparecchio andava agli spitzkasten. Ogni apparecchio richiedeva almeno 250 a 300 litri d'acqua al minuto.

Gli *idrovagli Ferraris* per il loro ottimo funzionamento, per il loro prezzo limitato, per la piccola altezza che richiedono e per l'elasticità che consentono nella disposizione degli apparecchi destinati ad arricchire le diverse classi che da essi provengono, ebbero un meritato successo e si possono senza esitazione classificare fra i migliori apparecchi del genere.

La torbida che trascina le sabbie ed i fanghi in proporzione di una parte di sostanza solida per un massimo di dieci d'acqua scorre in un tubo a sezione uniforme.

Esso parte da una cassa collettrice con una pendenza di circa 50 % e mediante un buon raccordo in curva continua va a finire al 4 % in vicinanza del primo apparecchio classificatore. Le sezioni seguenti hanno inclinazione decrescente fino all'orizzontale.

Gli idrovagli o apparecchi distributori dei grani classificati sono montati lungo questa tubazione nei punti opportuni ed in prossimità od attigui agli apparecchi arricchitori.

Il primo idrovaglio costruito dall'ing. E. Ferraris a Monteponi è rappresentato in sezione ed alla scala di $^1/_{10}$ nella fig. 162.

Esso si presenta all'esterno come un corto tubo B che termina in un bocchino aperto b di un diametro di foro dai 10 ai 20 mm. Esso è bollonato ai tubi a croce A che sono intercalati nella tubazione generale.

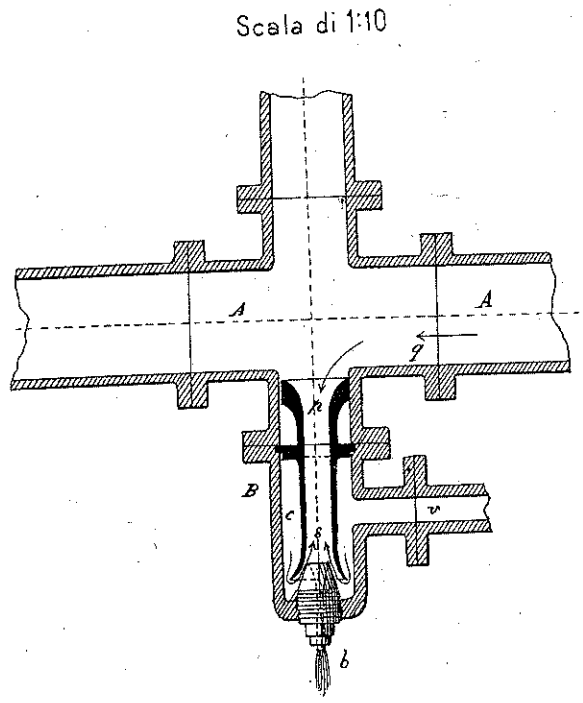


Fig. 162.

Internamente il tubo B ha un'altra parete formata da un tubo minore a profilo interno a cono convergente in alto e divergente in basso, sul genere di quelli degli iniettori. Questo pezzo interno lascia col suo orlo inferiore presso al bocchino un'apertura anulare di comunicazione fra la camera centrale e quella inclusa fra le due pareti B e C.

Questa camera anulare è in comunicazione colla condotta v dell'acqua sotto pressione regolabile al solito mediante robinetto o valvola. L'acqua penetra — come indicano le freccie s — dallo spazio anulare c nella camera interna p dell'idrovaglio ed ascende, in virtù della maggior pressione, sino al tubo a croce.

Tutti i grani che percorrono la tubazione giunti ad una croce tendono a scendere nell'apparecchio ed a sortire dal bocchino insieme a quella parte d'acqua limpida che esce dal bocchino stesso. Dovendo però vincere la corrente ascensionale, solo quei grani la cui velocità di caduta nell'acqua è maggiore della velocità della contro-corrente riesciranno realmente a raggiungere l'orifizio inferiore dell'idrovaglio, mentre gli altri respinti in su proseguiranno la loro via fino ad incontrare un'altra croce.

Data quindi una successione di apparecchi su una stessa tubazione si potrà, per mezzo delle valvole d'acqua limpida, regolare a piacimento la quantità e qualità del materiale da fornire ai crivelli od alle tavole che dovranno concentrarlo.

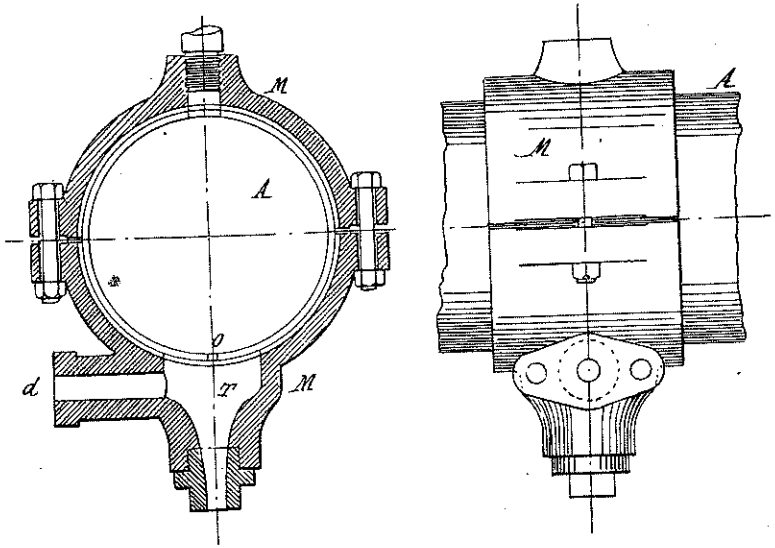
Il buon funzionamento della condotta forzata richiede una corrente d'acqua costante e tale da mantenere una velocità media di m. 0,50 a m. 0,60 al secondo.

L'idrovaglio (così scrive l'ing. Mossa nei suoi Appunti sull'Industria Mineraria in Sardegna) condusse in molte laverie alla soppressione completa per i materiali fini dei classificatori a volume, delle casse a punta, ecc. Cessava l'ingombro e la perdita d'altezza che a tutti questi apparecchi era inerente; la distribuzione dei materiali fini ai rispettivi apparecchi di lavaggio era ridotta ad una semplicità, ad una pulitezza e diremo anche ad una eleganza mai prima sognata nelle laverie, in confronto a tanta complicazione ed ingombro di canali a cui prima doveva ricorrersi.

Il lungo esercizio di queste condotte ha dato origine, per i materiali fini, ad una semplificazione ancora maggiore ponendo in luce l'efficacia propria della condotta in sè stessa.

Fu infatti osservato che, scorrendo i materiali coll'acqua nel tubo orizzontale o quasi, le particelle più pesanti guadagnavano ben presto il fondo del tubo e lo percorrevano con velocità relativamente minore, addensandovisi ed occupandone solo un segmento assai ristretto verso il basso; mentre le parti più leggere, restando sospese, continuavano più in alto la loro strada, trascinate in gran diluizione dal corpo principale della corrente che occupava il più ampio segmento superiore del tubo. Ne segue che per estrarre dalla condotta quello strato più basso di materiali concentrati ed arricchiti, bastava aprire nel punto più basso della sezione del tubo una luce relativamente piccola che ne permettesse l'uscita con piccolo volume d'acqua; ma perchè questa sottrazione d'acqua dalla condotta, per quanto tenue, non turbasse il movimento regolare delle vene più alte, e queste potessero continuare la loro via orizzontale trascinando sempre con loro le parti povere sospese, bastava che altrettanta acqua venisse immessa in quel punto stesso della condotta in cui avveniva la sottrazione, o meglio che fosse resa possibile l'uscita dei materiali scorrenti sul fondo del tubo, senza quasi permettere l'uscita dell'acqua.

A tal uopo nel punto in cui doveva avvenire la presa, il tubo orizzontale o quasi A (vedi figg. 163 a e b) veniva circondato da una specie di manicotto cavo M in due pezzi, entro il quale si mandava dell'acqua pulita (per la tubolatura d) sotto un carico tale che, mediante una valvola regolatrice, si potesse sempre con esso equilibrare il carico interno della condotta. Si otteneva così che le vene liquide scorrenti entro la condotta continuassero tutte indisturbate la loro via orizzontale, mentre i granelli del fondo cadevano nel manicotto cavo (entro la tasca T, traversando il foro o) e da questo uscivano per il suo bocchino inferiore, ac-



Figg. 163 a e b.

compagnati dall'acqua proveniente dal manicotto stesso e non dalla condotta. La classificazione lungo la condotta forzata ha luogo per gravità e trascinamento, ma è preponderante l'azione della densità su quella della dimensione e del peso; infatti se si tratta di minerali pesanti e se la condotta è ben disposta e ben regolata essi si arrestano in gran parte al primo idrovaglio. Non è infatti raro il caso che, trattando un miscuglio di quarzo e galena, il primo idrovaglio dia addirittura un prodotto che talora contiene più della metà della galena contenuta nella torbida.

Nel progettare la disposizione di una serie di idrovagli conviene evitare di ravvicinarli troppo, e ciò è chiaro ove si pensi che all'arrivo della materia in uno di essi deve pur succedere un po' di perturbazione nella disposizione primitiva dei grani che si sottraggono all'azione dell'apparecchio. Si rende quindi necessario un certo percorso (a preferenza rettilineo) affinchè avvenga nuovamente quella concentrazione di grani più

densi alla parte inferiore del tubo. In generale non è conveniente che due idrovagli siano ad una distanza minore di m. 2,50 l'uno dall'altro.

Non occorre che l'acqua della corrente ascensionale abbia una forte pressione, chè anzi l'esagerare in questo senso nuoce anzichè giovare, poichè rende meno facile il regolare la corrente stessa nei diversi idrovagli intercalati lungo una condotta e specialmente negli ultimi a cui arrivano i materiali più tenui e leggeri. Un'altezza di m. 3,50 è sufficiente nei casi ordinari.

La quantità d'acqua che un idrovaglio richiede in media per la corrente ascensionale è di circa 30 litri dei quali circa 10 escono dal bocchino unitamente alla sabbia e trascinano questa entro il crivello o sulla tavola, mentre gli altri 20 litri si uniscono alle acque che percorrono la tubazione e vanno a sortire al rifiuto.

Tanto i fori che si praticano nei punti scelti per la distribuzione agli apparecchi, quanto gli orifizi di sortita dei prodotti classificati decrescono per lo più da 20 a 10 mm.

Un tubo di 100 mm. di diametro interno può trattare oltre 100 litri d'acqua e sabbia al minuto, ed una caduta di m. 1,50 a m. 2 è più che sufficiente per una lunghezza di 20 metri di tubazione.

Prima di mandare agli spitzkasten a schlamms od ai bacini di deposito l'acqua fangosa quando si trattino dei materiali ricchi, la tubazione si prolunga dopo l'ultimo idrovaglio e talora si diminuisce di sezione tenendola orizzontale o quasi. Su questa tubazione per separare ed evacuare le ultime sabbie finissime che scorrono al fondo del tubo, si praticano dei fori a distanza uno dall'altro in corrispondenza delle tavole che devono trattarle e non si mette idrovaglio. Se il foro è proporzionatamente ristretto diventa trascurabile il perturbamento delle vene superiori e non si ha bisogno di nessun accessorio, bastando un piccolo imbuto per raccogliere l'acqua e la sabbia che escono dal foro e guidarli all'apparecchio arricchitore.

Classificatore idraulico Fossati. — Nel recente impianto di concentrazione di minerali di stagno a Monte Valerio, per l'alimentazione di gruppi di tavole, funziona un'apparecchiatura idraulica Fossati che è una ben intesa combinazione dei *rhéolaveurs* (sommariamente descritti nel Capitolo XIV di questo volume) col classificatore idraulico tubolare a vertice del Richards (vedi fig. 164) al sommo del quale il piccolo pezzo di ferro K che limita il moto vorticoso della torbida alla parte inferiore della colonna tubolare è sostituito da un dispositivo regolatore costituito da due diaframmi A B (vedi fig. 164) che possono essere spostati mediante il volantino C per ottenere una conveniente variazione delle aperture a b.

L'apparecchio è quindi nel suo insieme formato da un canale a sezione trapezoidale composto da diversi tronchi di pendenza decrescente da 10°÷20° e 5°÷6° al fondo del quale, agli estremi dei diversi tronchi

sono fissate delle casse a piramide rovesciata, continuate dalle colonne tubolari.

L'insieme dà una buona classificazione.

Il *classificatore a pulsazione* del dott. Robert H. Richards data dal 1908 e lavora come l'Hebervasche sotto i principii della caduta dei grani in massa.

Se ne dà qui un cenno ed una rappresentazione schematica nelle figure 165 *a*, *b* e *c* ricavate dal « The Mining World » del settembre 1908.

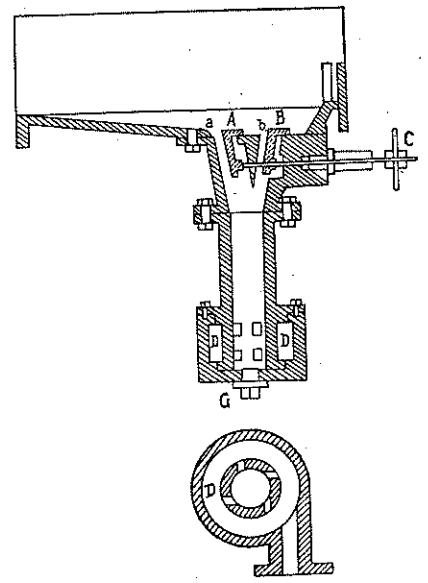


Fig. 164.

L'acqua per la corrente ascensionale di classificazione arriva dalla valvola V sotto una pressione che dipende dal peso specifico della materia da classificare. In generale se si tratta di minerali pesanti come quelli di rame e di piombo e se i grani contenuti nella torbida arrivano al diametro di mm. 2,5 occorre un battente di 9 a 10 m. d'acqua mentre se i grani massimi non oltrepassano il diametro di $^3/_4$ di mm. basterà una pressione di 4 a 5 metri d'acqua.

L'acqua penetra nella valvola pulsante B che è una valvola speciale a rotazione, alla quale il moto è dato per cinghia da una puleggia P montata su un alberetto che penetra nella valvola stessa che può così imprimere per successive chiusure ed aperture una serie di pulsazioni alla corrente dell'acqua che l'attraversa, mentre il tubo A fa da camera d'aria.

Sotto la valvola B si ha una lunga scatola M M a tante aperture ognuna delle quali può dare l'acqua ad uno dei compartimenti in cui è diviso l'apparecchio classificatore, potendosene regolare la quantità in ogni sezione mediante apposite valvoline W.

La tramoggia H che fa da base all'apparecchio è divisa in compartimenti $H_1 - H_2 - \ldots H_0$ come è indicato dalle linee punteggiate e si estende in H_0 sotto il canale di alimentazione F. La traversa o risalto longitudinale h si estende lungo tutti i compartimenti della tramoggia e l'acqua che viene dalla cassa M passando sotto di esso (come è indicato dalle freccie) arriva sotto la tela metallica S che forma il fondo della zona di classificazione sovrastante alla parte anteriore della tramoggia H e che si estende anche in S_0 formando il fondo del compartimento F di alimentazione.

La lunghezza dei compartimenti di questa tramoggia e di quelli $C_1 - C_2 \ldots C_6$ della zona di classificazione che si corrispondono verticalmente, va gradatamente diminuendo a partire dall'entrata F dell'apparecchio e tutti i compartimenti, eccetto l'ultimo, hanno la stessa larghezza. Siccome la pressione dell'acqua è costante, la velocità della corrente ascensionale debole in S_1 andrà man mano diventando più forte fino ad S_6: avremo in altre parole a traverso alla tela forata di fondo ed in corrispondenza dei diversi compartimenti sette differenti colonne d'acqua ascendenti e pulsanti e di velocità crescente da S_0 ad S_6.

I sei compartimenti classificatori da C_1 a C_6 sono divisi da separazioni che, come si disse, corrispondono alle divisioni della tramoggia inferiore e queste separazioni sono munite di paratie verticali scorrevoli $F_1 - F_2 - \ldots F_6$ che permettono di regolare l'apertura di passaggio della torbida tra la tela di fondo e l'orlo inferiore delle paratie.

Il minerale trascinato dall'acqua arriva all'apparecchio in F e scende a livello della tela forata in S_0 dove trova la corrente ascendente la quale agita il materiale che tende a depositarsi mantenendolo in leggera sospensione ed evitando l'ingorgarsi della tramoggia alimentatrice.

Il materiale scorrendo sotto la paratia F_1 passa nel compartimento C_1 e subisce l'azione della corrente ascendente e pulsante, che agita sempre più la massa dei grani e libera e spinge in su le particelle più fini e più leggere verso lo scarico O_1 mentre il resto passa sotto la paratia F_2 ed entra nel compartimento C_2 dove trova una corrente ascensionale più veloce, che obbliga un'altra categoria di grani, meno leggeri di quelli evacuati nel compartimento antecedente, ad uscire da O_2 e così via. Nell'ultimo compartimento soltanto le particelle più pesanti saranno rimaste nella corrente e verranno evacuate in O_6. Se tuttavia il materiale contenesse eventualmente dei grani molto pesanti che la corrente ascensionale non arriverebbe a spingere fino al livello dell'ultima bocchetta O_6, si toglie il tappo R e si ha un'altra sortita che in certi casi potrà dare un materiale concentrato ricco di metallo.

Lo scarico O_1 è molto più alto di O_6 e quindi l'acqua tende a scorrere in quel senso. Le aperture O_1, $O_2 \ldots O_6$ sono munite di paratie frontali verticali D_1, $D_2 \ldots D_6$ che permettono di variare entro certi limiti l'altezza delle soglie a di scarico nelle relative bocchette esterne le quali immettono nei canali il materiale classificato da fornire ai crivelli od alle tavole.

Quando il classificatore è ben regolato i fanghi sono tutti eliminati dalle aperture O_1 ed O_2.

La tela metallica S_0-S_6 serve a sopportare il letto del minerale e non ha parte alcuna nella classificazione. Delle particelle finissime e pesanti possono talora attraversare la tela, ma ciò avviene in piccola quantità e possono essere evacuate dai bocchini sottostanti E_1, $E_2 \ldots E_6$ costituendo per lo più un prodotto piuttosto ricco.

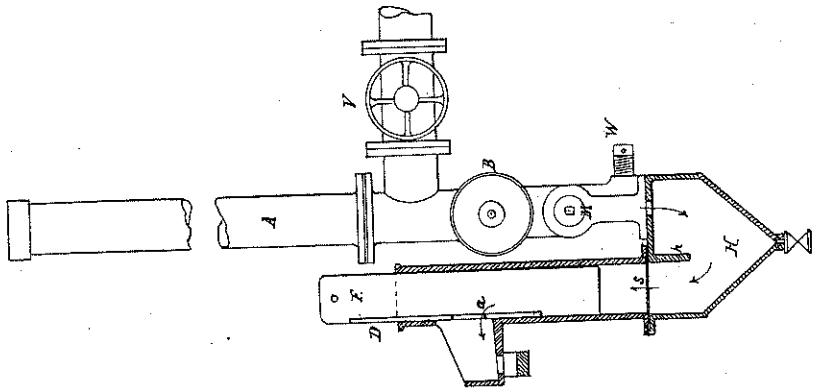


Fig. 165 c.

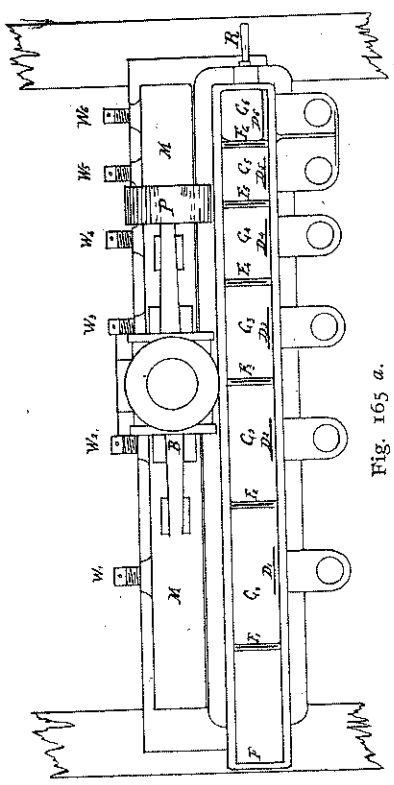


Fig. 165 a.

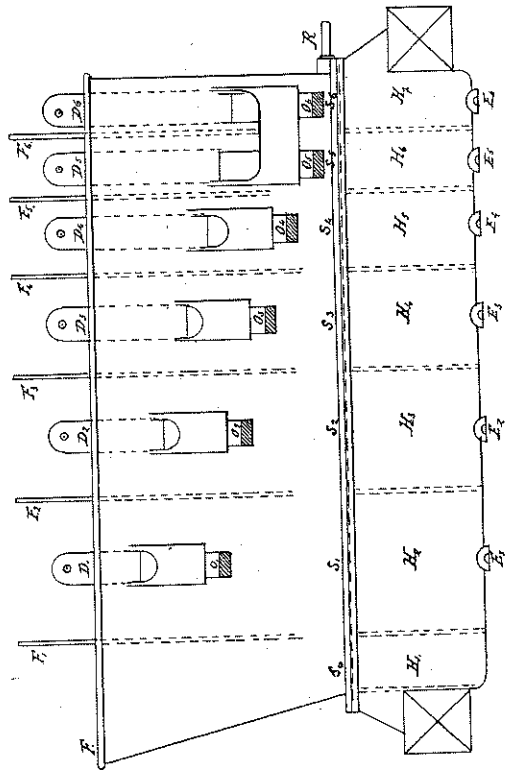


Fig. 165 b.

In uno di questi classificatori — capace di trattare da 6 ad 8 tonn. all'ora — la larghezza dei compartimenti di classificazione non ha che circa 10 cm. di larghezza e l'intero apparecchio occupa uno spazio di metri 1,80 × 0,80 con un'altezza di circa 1 m.

Come si ebbe occasione di far notare studiando i principii su cui si basa la classificazione, sotto l'azione della libera caduta dei grani un minerale composto per esempio di quarzo e galena, macinato al punto occorrente perchè le particelle di galena e quarzo siano isolate, si deposita in modo che le particelle di galena possono cadere parallelamente alle particelle di quarzo tre volte e mezzo più grandi. Trattando lo stesso materiale nel classificatore Richards, che lavora sotto l'impero delle leggi della caduta dei grani in massa, il rapporto d'equivalenza è circa di 1 a 6,5; ossia le particelle per esempio di $^1/_5$ di mm. di galena potranno depositarsi insieme ai grani di mm. 1,3 di quarzo.

Questo maggior scarto fra i grani di minerale e di ganga è favorevole, come si vedrà in seguito, alla ulteriore separazione loro sulle tavole moderne di concentrazione.

Il classificatore a pulsazione pare abbia dato ottimi risultati per minerali di rame e di piombo, e — dato il forte peso specifico di tali minerali rispetto alle ganghe — ciò è naturale poichè ne è logico il funzionamento. È dubbio tuttavia che eguale efficacia esso possa esercitare sulla classificazione di minerali commisti a ganghe di peso specifico non molto discosto da quello del minerale stesso da separare, come è il caso di molti materiali calaminari a ganga calcarea e dolomitica.

Alla stessa classe degli apparecchi ora descritti e che lavorano sotto il regime del depositarsi dei grani in massa e che sono quelli generalmente più in uso nella pratica corrente, appartengono e sono in favore in America i due idrovagli noti sotto il nome di *classificatore conico automatico di Allen*, che è un Heberwasche conico senza corrente ascensionale ed il *classificatore Fahrenwald*. Questo apparecchio è costituito da una serie di compartimenti aventi ognuno al fondo una tela forata, che copre una cavità dove arriva dell'acqua sotto pressione e che tende a mandare in su il materiale che si deposita sulla tela forata. Un tubo che discendendo traversa la tela, penetra nella cavità sottostante mentre in alto arriva in un compartimento sovrastante munito di diaframma. Se il deposito di grani sulla tela diviene più abbondante e più fitto ritardando e ostacolando l'arrivo dell'acqua attraverso al deposito stesso, l'eccesso di pressione che ne risulta agisce attraverso il tubo sul diaframma che a sua volta preme contro un sistema di leva che comanda il tappo di chiusura di un tubo il quale si apre a livello e nel centro della tela forata e che si prolunga in giù sotto il classificatore per lasciare sortire una certa quantità del deposito che si era accumulato sulla tela forata. Dopo ogni scarica il tappo chiude di nuovo l'apertura del tubo ed il lavoro del compartimento ricomincia. Come si vede questo apparecchio, che pare dia dei buoni risultati, ricorda molto anch'esso l'Heberwasche della preparazione meccanica tedesca.

I più correntemente, e già da tempo, usati negli impianti americani sono tuttavia i classificatori dei tipi « Shannon » e « Richards », ai quali si è di recente aggiunto il classificatore « Deister ». Diamo di questi apparecchi un cenno speciale.

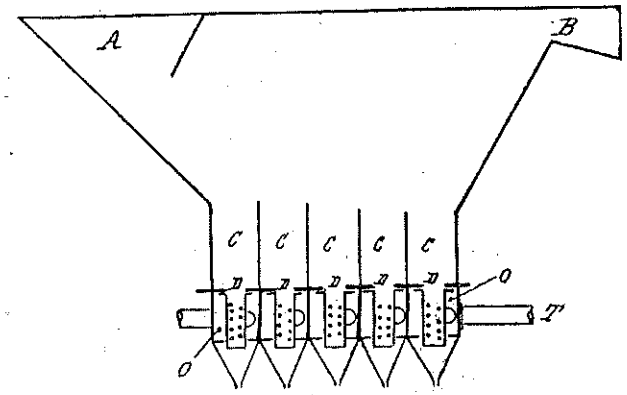


Fig. 166.

La fig. 166 è una sezione schematica longitudinale di un classificatore « Shannon » a 5 classi che ha circa due metri di lunghezza ed una larghezza che è in alto di metri 0,70 che va riducendosi a metri 0,15 in basso.

La torbida entra da *A* e sfiora da *B* abbandonando la parte più densa che tende a depositarsi classificandosi grossolanamente lungo la cassa *A B*. La vera classificazione secondo i principii della caduta in massa avviene nei compartimenti *C* e continua poi lungo le colonne *D* formata ciascuna da un tubo opportunamente forato perchè l'acqua sotto pressione e regolabile che arriva nelle camere chiuse *O*, dalle diramazioni del tubo principale *T*, mantenga una conveniente corrente ascensionale nei tubi stessi onde la classificazione vi si completi e dai bocchini inferiori escano le diverse classi in ordine decrescente di grani.

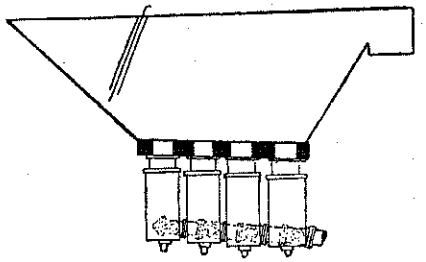


Fig. 167 *a*.

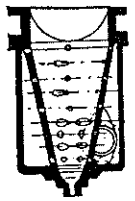


Fig. 167 *b*.

Dello stesso genere è il classificatore Richards rappresentato in sezione nella fig. 167 *a*. Se ne distingue perchè i compartimenti *O* sono ridotti di sezione e di altezza, mentre le colonne dove avviene la vera classificazione sono più alte ed hanno forma conica, come si vede nella fig. 167 *b*.

Ogni cono è circondato da una camera cilindrica chiusa nella quale arriva l'acqua sotto pressione e regolabile mediante apposito robinetto munito di indice e quadrante per il controllo. L'acqua penetra nel cono da una serie di fori ingegnosamente disposti in file circolari che si succedono alternativamente e di forma tale che ad una fila di fori minori che

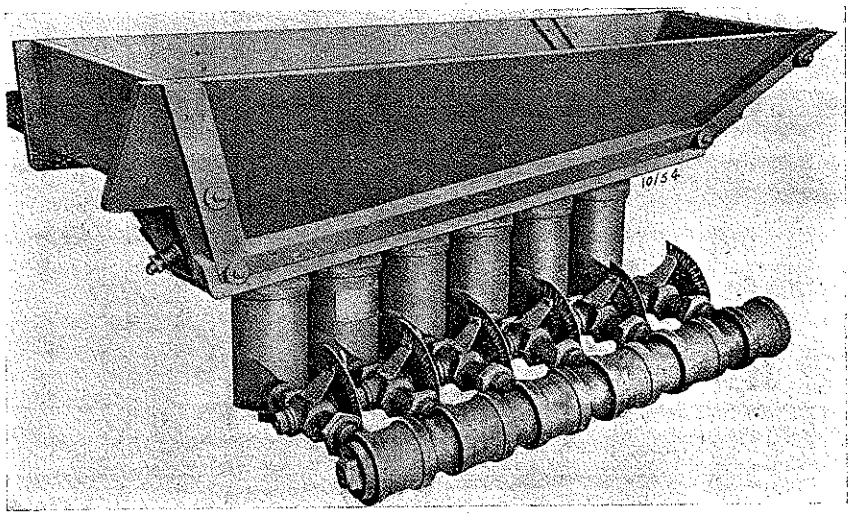


Fig. 168.

dànno dei getti interni radiali, segue un'altra a fori oblunghi che generano delle correnti elicoidali vorticose. L'azione combinata di queste correnti radiali e tangenziali impedisce qualunque deposito e mantiene continua l'agitazione della massa, i cui elementi risentono tutti l'azione della corrente ascensionale la quale inoltre va decrescendo di intensità dal basso all'alto perchè il numero dei fori nelle singole sezioni circolari va diminuendo nelle file superiori. Si ottiene così un'ottima classificazione da questi apparecchi dei quali uno a 6 classi è prospetticamente rappresentato nella fig. 168.

Il *classificatore Deister* lavora come i precedenti sotto i principii che regolano la caduta dei grani in massa e, come si vede nella fig. 169, consiste in un vaso di ghisa allungato e tronco conico nel quale sono collocati dei coni o imbuti pure metallici, muniti di convenienti aperture abbastanza ampie da permettere il libero passaggio all'insieme degli elementi grossolani. Questi imbuti sono verticalmente sfasati in modo che le aperture di ogni imbuto non si trovano sulla stessa verticale di quelle del cono successivo, formando così come dei risalti e delle deviazioni che valgono a rimescolare meglio il materiale che scende e rendono più efficace l'azione delle correnti ascensionali d'acqua sotto pressione. Questa arriva in *O* alla parte inferiore dell'apparecchio mediante apposita tubazione munita di valvola regolabile in una camera anulare che con diverse aperture comunica con l'interno del classificatore.

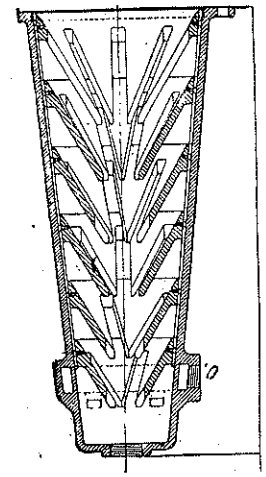


Fig. 169.

Per materiali sotto i due millimetri la capacità dell'apparecchio va da 2 a 4 tonn. all'ora; è di tonn. 1,5 a 3 per sabbie sotto mm. 0,75 e scende a 1 o 2 tonn. per sabbie fini di $^1/_5$ di mm., a seconda della qualità del minerale da classificare.

Il quantitativo d'acqua pulita per la corrente ascensionale può variare da 40 a 80 litri al minuto, per ogni elemento.

Ordinariamente se ne dispongono due o tre in serie come indica la fig. 170 fissati al fondo di tasche opportunamente distanziate lungo il canale percorso dalla torbida, e di sezione e profondità crescente, man mano che la torbida è alleggerita delle parti più dense.

Non di rado, quando la differenza di densità fra il minerale utile e la ganga è notevole (es. galena a ganga di quarzo, di calcare, ecc.), l'apparecchio funziona anche da concentratore; fatto del resto che si verifica anche negli idrovagli Ferraris. Per minerali della natura di quelli suindicati e ad elevato tenore di metallo, in una serie di idrovagli Ferraris se questi sono abilmente regolati nell'alimentazione e nella corrente ascensionale, si possono ottenere dal primo elemento dei concentrati convenientemente arricchiti e tali da costituire un prodotto vendibile o trattabile.

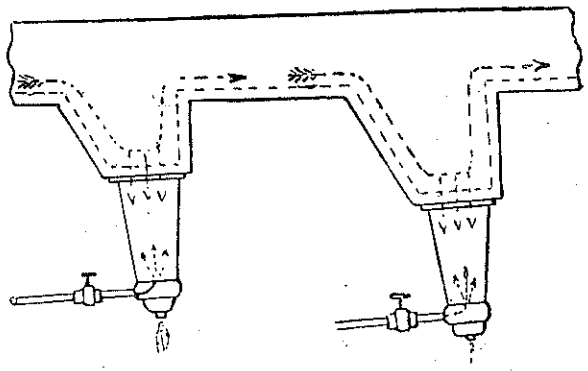


Fig. 170.

Per l'addensamento di sabbie fini miste a fanghi si usano talora dei vasi cilindrici nei quali la torbida arriva al centro in un tubo che penetra per una certa profondità nel liquido della capacità cilindrica, deposita la parte più grossolana e più pesante e sfiora tutto attorno alla periferia dell'orlo superiore in un canale che lo circonda, mentre la torbida densa è evacuata al fondo da un tubo laterale che penetra fin quasi al centro

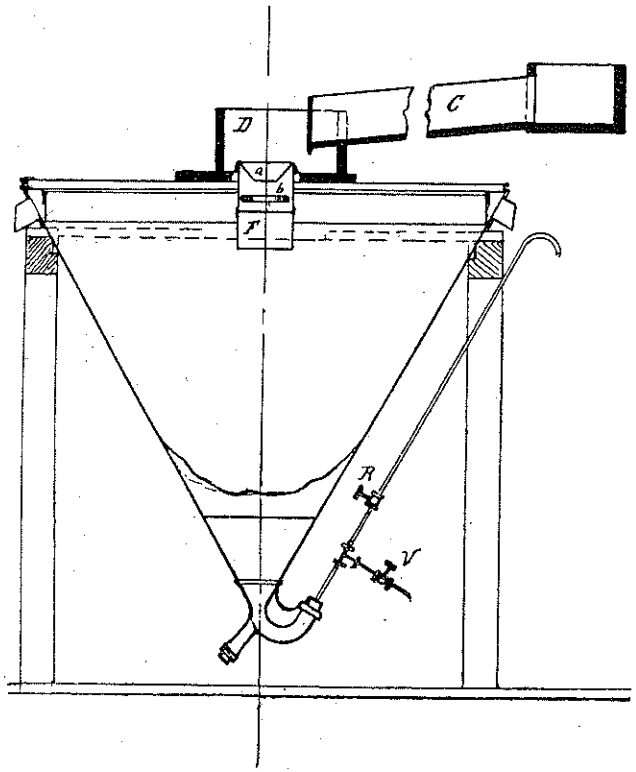


Fig. 171.

della base cilindrica e la cui portata è regolabile con apposito robinetto o valvola. I più comunemente usati sono tuttavia di forma conica e fra questi gode il massimo favore negli impianti moderni il:

Cono del Callow, rappresentato nella fig. 171. È una cassa di deposito di lamiera di ferro della forma di un cono rovesciato coi lati inclinati a 60°; con alimentazione centrale e sfioratore periferico lungo l'orlo superiore del cono, e con sortita inferiore della torbida addensata da un lungo tubo a collo d'oca.

Il diametro della base del cono varia fra m. 2 e m. 2,50 ed il canale circolare che riceve il liquido che sfiora è di cm. 12 × 12 circa.

La torbida da addensare arriva dal canale *C* nella cassetta *D* dalla quale penetra mediante il cono *a* e traverso al disco *b* nel tubo *F* di circa 40 cm. di diametro e che penetra di circa altrettanto nella massa liquida del vaso. L'orifizio di sortita ed il tubo a collo d'oca hanno 30 mm. di diametro. Un robinetto *R* permette di regolare o di chiudere l'uscita della torbida addensata dal tubo montante, il cui orifizio di sortita è a circa 40 cm. sotto il livello dello sfioratore.

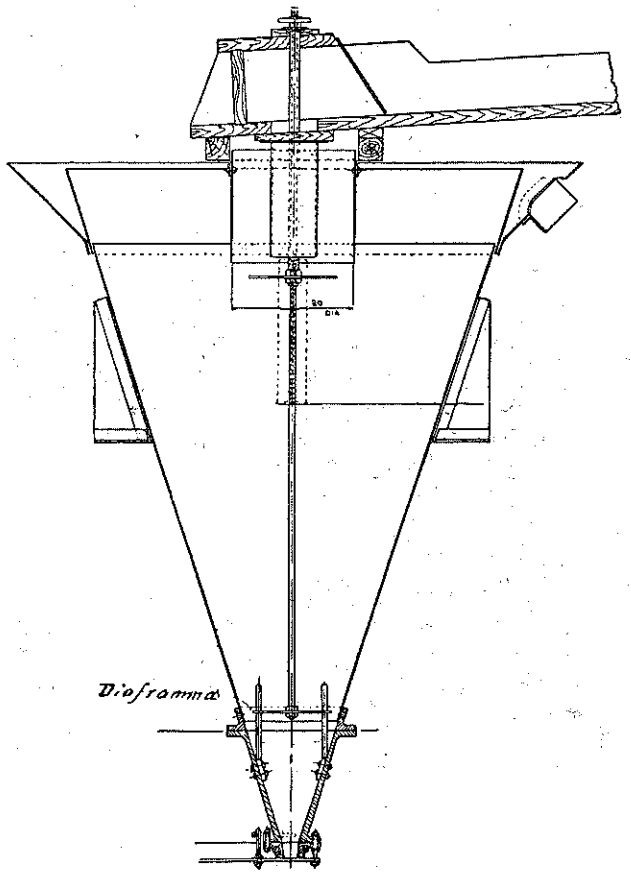


Fig. 172.

Una tubazione munita di apposita valvola *V* permette di fare arrivare talora al vertice del cono (dopo chiuso il robinetto *R*) dell'acqua sotto pressione, onde impedire che — nel caso di una fermata — il fango si addensi soverchiamente in fondo al cono e ostacoli la ripresa del funzionamento dell'apparecchio.

Uno di tali coni può addensare da 120 a 150 litri di torbida al minuto, riducendo la quantità di torbida addensata da $^1/_5$ a $^1/_8$ della quantità inizialmente introdotta nel cono. Diversi coni possono essere opportunamente collegati in serie o in quantità a seconda dello scopo da raggiungere e della quantità di torbida da addensare.

Cono Caldecott. — Nella fig. 172 è rappresentato in sezione un cono classificatore Caldecott che è anche usato in America ma specialmente nel Sud-Africa.

Come si vede esso è molto più allungato del cono Callow (diametro della base m. 1,80 — altezza m. 2,70). Come in questo ultimo l'alimentazione è centrale e la torbida alleggerita sfiora superiormente lungo l'orlo circolare del cono in apposito canale.

Inferiormente un diaframma guidato, del quale si può regolare dall'alto l'altezza mediante asta e volantino a vite, permette di aumentare

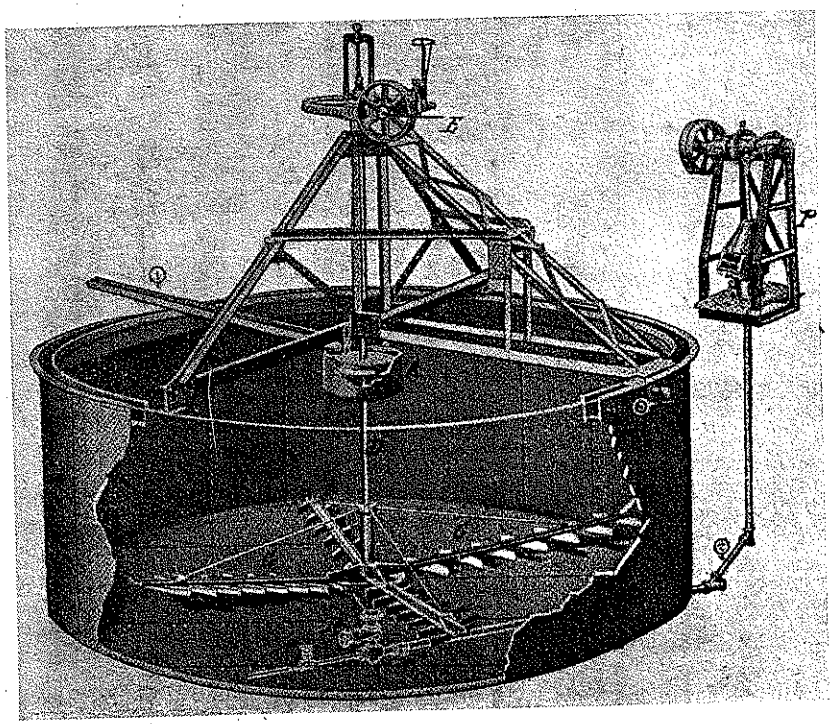


Fig. 173.

o di diminuire lo spazio anulare esistente fra il diaframma circolare e la parete interna del cono, rendendo così possibile di regolare entro certi limiti l'addensamento della torbida da far sortire dall'apertura inferiore di scarico.

Addensatore Dorr (*Dorr-Thichener*, fig. 173). — È una grande cassa di deposito, cilindrica, fatta per lo più di lamiera di ferro, nella quale la torbida da addensare arriva in alto ed al centro dal canale (1) nell'alimentatore *A* (munito di diaframma forato) dal quale si espande nella massa liquida circostante e va abbandonando le parti ad elementi maggiori o più densi che vanno a depositarsi al fondo del vaso, mentre la torbida

alleggerita va a sfiorare superiormente in (3) in un canale che la guida al suo destino.

I fanghi o limi che si depositano sulla superficie del fondo del cilindro, sono tenuti in leggera agitazione e guidati verso il centro da due o quattro bracci *C* muniti di palmole convenientemente orientate, che girano lentamente per il moto che l'albero verticale *D* che li porta, riceve in alto mediante trasmissione a rocchetto e ruota a denti dal contralbero *E*. Un dispositivo speciale posto superiormente permette di regolare l'altezza dei bracci sul fondo e di sollevarli occorrendo, onde non restino impigliati nel fango che si deposita e si addensa fortemente nel caso di un'improvvisa fermata dell'apparecchio.

La sospensione con catene permette anche di regolare l'inclinazione dei bracci sul piano orizzontale.

La torbida addensata è per lo più evacuata al centro del fondo da un breve tubo la cui apertura è regolabile mediante un robinetto *R* che immette in due tubi orizzontali munito ognuno di robinetti *r* ed *r'*. La tubazione corrispondente a quest'ultimo riceve la torbida addensata che è evacuata in (2) o che (in casi speciali) mediante il prolungarsi in alto del tubo stesso di evacuazione viene sollevata da apposita pompa *P* all'altezza voluta per essere inviata agli apparecchi di concentrazione o di altro trattamento.

La tubazione di sinistra può portare dell'acqua, o (in certi casi) dell'aria sotto pressione, sia per agevolare l'evacuazione della torbida addensata; sia per liberare i condotti in caso di ostruzione, sia per tenere in agitazione il deposito dei limi in caso di fermata agendo convenientemente sui diversi robinetti suindicati.

In quanto alle loro dimensioni pratiche può dirsi che in generale questi addensatori richiedono da m² 0,4 a m² 1,2 di superficie per tonn. di sostanza solida da fare depositare in 24 ore.

La velocità più conveniente dei bracci si aggira sui 3 metri al minuto (all'estremo dei bracci).

La forza richiesta oscilla fra ½ e 2 HP secondo la dimensione dello apparecchio.

Classificazione e deposito dei fanghi. — La classificazione e deposito dei fanghi, o schlamms, o materie in particelle finissime e spesso quasi impalpabili contenute in quantità il più delle volte notevole nella torbida che in corrente continua esce dallo sfioratore dell'ultimo classificatore idraulico a cassa a punta, o dal rifiuto della condotta degli spitzkasten o degli idrovagli, può effettuarsi o in una serie di canali o casse poco profonde in cui la materia si accumula per esserne tolta periodicamente colla pala, ovvero per deposito ed evacuazione contemporanea ed automatica.

Il primo sistema è dato essenzialmente dal *labirinto* e dalle *casse di deposito*; il secondo dagli *spitzkasten* o grandi casse a punta senza corrente

ascensionale o tutto al più in casi speciali con lievissima corrente ascendente.

Il *labirinto* è stato il primo mezzo escogitato per raccogliere e classificare nei tempi andati non solo i fanghi, ma anche le sabbie prima dell'introduzione delle casse a punta nella preparazione dei minerali. Consistevano in spazi più o meno estesi dove si raccoglievano le acque tenenti in sospensione le particelle di minerale facendole circolare entro serie di canali larghi da 25 a 30 cm. e profondi circa altrettanto e svolgentisi su un percorso di 25 a 30 metri ed anche più.

Un grano abbandonato alla superficie della corrente liquida un po' profonda del canale raggiungerà il fondo in un tempo che, teoricamente, sarà eguale a quello che lo stesso grano impiegherebbe per raggiungere il fondo di un recipiente d'eguale profondità ma pieno d'acqua in riposo. Ma siccome il moto discendente dei grani nel canale ha luogo per l'azione combinata della gravità e della velocità della corrente, i diversi grani percorreranno delle traiettorie paraboliche prima di adagiarsi sul fondo del canale e queste saranno tanto più allungate quanto minore è la velocità di caduta del grano. Le particelle si depositeranno quindi in modo che si otterrà una classificazione per equivalenza; classificazione che sarà certamente molto imperfetta perchè i grani più grossi cadendo in uno spazio ristretto trascinano seco delle particelle fini che avrebbero dovuto proseguire la loro via e perchè data la ristretta sezione e l'accumularsi del deposito sul fondo non si può avere quella costanza di sezione senza la quale è assolutamente impossibile di avere in un dato punto del percorso dei prodotti realmente equivalenti.

Infatti aumentando lo strato sul fondo del canale la sezione di questo diminuisce e siccome la quantità della torbida è costante essa deve assumere una velocità più forte e quindi i grani vanno a raggiungere il deposito al fondo con uno spostamento in avanti. È inevitabile quindi il miscuglio di grani di maggior volume con grani più tenui dai quali sarebbero stati divisi se la velocità fosse stata costante.

Per diminuire gli inconvenienti accennati il labirinto anzichè di una serie di canali si fece con una successione di casse riunite le une alle altre, di profondità non maggiore di m. 0,50 e di sezione gradatamente crescente onde ottenere un deposito più graduale delle particelle in sospensione e quindi dei prodotti meglio classificati, che, ad intervalli convenienti venivano estratti e portati agli apparecchi arricchitori che erano in generale il cassone, le tavole dormenti, i round-buddles, ecc.

Attualmente queste disposizioni rudimentali per la classificazione dei fanghi non si usano che qualche volta nel caso di piccoli impianti provvisori ed a funzionamento discontinuo in aggiunta ai crivelli a mano ed agli altri apparecchi primitivi, quando per esempio si è all'inizio della lavorazione di una miniera.

Gli apparecchi che, negli impianti di preparazione meccanica, sono destinati alla classificazione dei fanghi, quando la ricchezza del minerale da trattare ed altre circostanze speciali rendano necessario di spingere il trattamento fino agli impalpabili, sono gli spitzkasten propriamente detti senza corrente ascensionale.

La forma tipica di uno di tali apparecchi è quella stessa del classificatore a casse piramidali ed a corrente ascensionale che è rappresentato nelle figg. 150 *a*, *b* e *c*.

Siccome però la corrente orizzontale deve percorrere le casse con una velocità molto debole, e siccome le particelle che sono in sospensione nella torbida sono lente a depositarsi, così è necessario che le casse successive abbiano delle dimensioni molto maggiori.

Il Rittinger che, come si disse, fu l'inventore di questi apparecchi fissa come larghezza da dare alla prima cassa 1 mm. per ogni litro di torbida da trattare al minuto; la larghezza della seconda cassa sarà doppia di quella della prima e così via. Le lunghezze delle casse crescono invece secondo una progressione aritmetica che ha per ragione l'unità.

Secondo il Rittinger quindi un apparato che deve trattare 600 litri di torbida al minuto e fornire quattro categorie di schlamms, dovrà essere formato da quattro casse di dimensioni crescenti come segue:

1ª	cassa	larghezza	600	mm.	lunghezza	1,800	mm.
2ª	»	»	1200	»	»	2,800	»
3ª	»	»	2400	»	»	3,800	»
4ª	»	»	4800	»	»	4,800	»

Il Linkenbach consiglia per trattare 100 litri di torbida al minuto un classificatore con tre casse a punta che va allargandosi da 175 mm. a 605 mm.: ossia per 600 litri da m. 1,05 a m. 3,63. Egli assegna alle tre casse qualunque sia la loro larghezza, delle lunghezze successive di m. 3,60, m. 4,80 e m. 6. Tanto l'uno come l'altro assegnano alle pareti una pendenza di 50° sufficienti per non permettere depositi lungo le pareti e non esagerata per non avere sciupio d'altezza.

La torbida arriva naturalmente nella prima cassa da un distributore che la ripartisce in lama sottile ed uniforme su tutta la larghezza di essa. Questo distributore deve avere il piano leggermente inclinato e la sua inclinazione, da quanto risulta dagli studi sperimentali del prof. Richards ha una grande influenza sul modo di comportarsi della corrente della torbida in seno all'acqua stagnante e conseguentemente sul risultato della classificazione che in qualunque caso è sempre molto imperfetta.

La corrente della torbida nell'avanzare verso l'orlo di sortita genera lungo la parete estrema della cassa una corrente fangosa discendente che fa espandere a cuneo la torbida stessa e trascina in basso della fanghiglia che va ad inquinare il prodotto uscente dall'orifizio inferiore.

Il miglior risultato secondo il Richards si otterrà dando al piano del distributore un'inclinazione di 5° ed unendolo alla cassa in modo che la soglia d'alimentazione sia allo stesso livello dello sfioratore. Dai suoi esperimenti risulterebbe inoltre che la corrente prende un andamento più regolare ed il deposito avviene in condizioni migliori ove la torbida all'entrata nella cassa piramidale e partendo dalla soglia del distributore si espanda sopra un tratto di superficie forata a buchi alternati di 6 mm. di diametro e messa a livello dello sfioratore.

Perchè lo spitzkasten poi lavori in buone condizioni è bene che dai classificatori a corrente ascensionale non arrivi ad essa la torbida troppo densa. Non dovrebbe mai la quantità di materia solida essere più del 5 % dell'acqua che la tiene in sospensione. La consistenza delle diverse classi di fanghi, ossia la diluizione nell'acqua delle particelle che vanno depositandosi in ogni cassa si può regolare proporzionando convenientemente l'orifizio di sortita, sia mediante tubetti del genere di quelli che si usano per i classificatori destinati alle sabbie, sia con dispositivi diversi.

Le grandi dimensioni che — come si è visto — si è costretti di dare alle casse degli spitzkasten descritti e la notevole inclinazione che hanno le pareti, fanno sì che la differenza fra il pelo liquido superiore e la punta delle piramidi è spesso notevole e ciò presenta due gravi inconvenienti: prima di tutto si richiede un'altezza considerevole fra l'arrivo della torbida allo spitzkasten e l'alimentatore della tavola arricchitrice, il che gravita sull'impianto; in secondo luogo la pressione sull'orifizio inferiore è notevole e per ottenere che il prodotto sia denso, ossia per avere una diluizione ridotta della materia solida si è costretti a ridurre assai il foro di sortita il che facilita le ostruzioni che sono fonte di perdite di tempo e di irregolarità nella marcia.

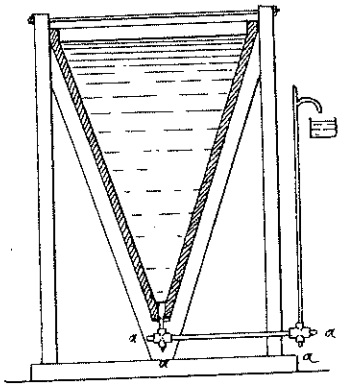
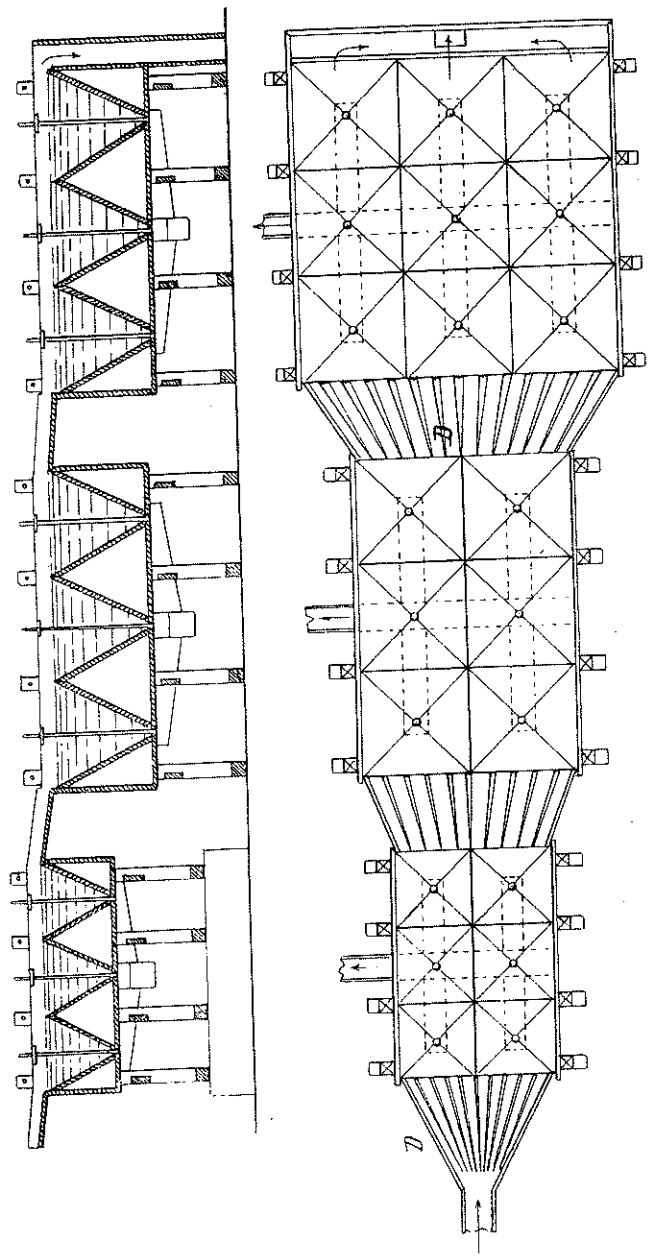


Fig. 174.

Tanto il Rittinger quanto il Linkenbach consigliano in tal caso di fare l'evacuazione mediante tubi di 25 a 30 mm. di diametro formanti sifone e disposti come indica la fig. 174, onde se avviene un'ostruzione basta levare i tappi *a a* per pulire i tubi in tutti i sensi e vuotare rapidamente la cassa. L'altezza dal pelo liquido del classificatore all'orifizio d'evacuazione del sifone si fa decrescente a partire dalla prima cassa (700 a 750 mm.) fino all'ultima cassa (650 a 600 millimetri). La pressione sull'orifizio è così gradatamente diminuita e si riduce di molto la differenza di livello fra la soglia dell'alimentatore della torbida allo spitzkasten e gli alimentatori delle tavole.



Figg. 175 *a* e *b*.

Le grandi dimensioni di questi spitzkasten per schlamms impongono una costruzione molto solida. Le casse piramidali — a perfetta tenuta d'acqua — si fanno con doghe di legno dello spessore di 5 a 6 cm. fissate su uno scheletro di travetti ben collegati e di disposizione varia a seconda dei casi. L'unione delle doghe è fatta a incastro e linguetta ed il tutto è consolidato da tiranti e opportune bollonature.

Per rendere la costruzione più facile e più leggera guadagnando in pari tempo nell'altezza, quando si devono trattare delle forti masse di torbida, il Linkenbach consiglia la disposizione indicata in scala di 1 : 100 nelle figg. 175 *a* e *b*. Essa consiste, come si vede, nell'adottare per ogni categoria di prodotti classificati invece di una sola cassa un insieme di piccoli spitzkasten tutti disposti in linee trasversali di numero crescente. Gli orifizi di ogni serie versano il loro prodotto in uno dei canaletti comuni *c c' c''* che portano i fanghi a ciascuno degli apparecchi destinati a concentrarli arricchendoli. L'insieme rappresentato nelle figg. 175 *a* e *b* è capace di classificare circa 900 litri di torbida al minuto.

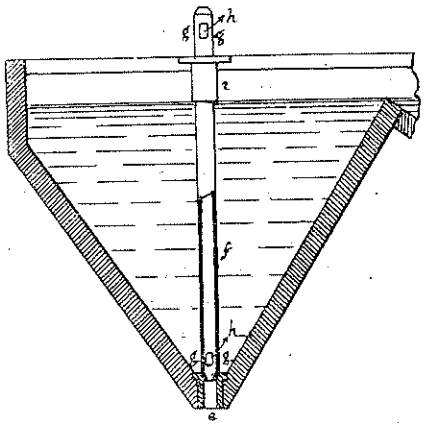


Fig. 176.

Il dettaglio del sistema usato dal Linkenbach per l'evacuazione al fondo di ogni cassa è rappresentato nella fig. 176.

Al fondo della cassa è fissata una sedia metallica *e* col bordo superiore tornito in modo da poter ricevere la parte inferiore del tubo *f* che si assottiglia ed è tagliata in sbieco. A circa 20 mm. dal fondo il tubo ha due tagli o finestrine *h* opposte e separate dagli spazi pieni rimasti *g g*. Si può così introdurre entro il tubo una piastrina tonda che si adagia orizzontalmente in basso nella parte rastremata del tubo e che ha al centro un piccolo foro per la sortita dei fanghi. Cambiando la piastrina si può avere un orifizio maggiore o minore. Il tubo *f* è tenuto in sesto da un piccolo manicotto *r* ed ha l'estremo superiore eguale a quello inferiore onde è capovolgibile il che facilita il ricambio della piastrina regolatrice della densità del prodotto.

Le acque fangose che sortono dallo sfioratore dell'ultimo spitzkasten e che non contengono più che delle particelle talmente fini che non è più possibile il trattarle meccanicamente sono in certi casi lasciate scorrer via senz'altro al rifiuto. Più spesso si fanno circolare in grandi tine di decantazione (come avviene nel caso di certi minerali d'oro) o in grandi bacini di deposito per raccogliere talora i fanghi finissimi ove questi — data la

loro ricchezza in metallo — abbiano un'utilizzazione immediata o possano averla col tempo per perfezionamenti, ad esempio, nei trattamenti chimici od elettrochimici; qualche volta perchè non si possono lasciar andare nei corsi d'acqua della regione delle acque fangose senza generare reclami e liti da parte dei proprietari dei terreni che sono a valle delle laverie; il più delle volte poi perchè — scarseggiando l'acqua per il lavaggio — occorre far tornare in laveria le acque chiarificate che, elevate a conveniente altezza mediante pompe, rientrano in circolazione.

Bacini di chiarificazione. — Quando il materiale contenuto nella totale corrente fangosa che abbandona una laveria non ha utilizzazione alcuna e quando per contro si ha interesse a far rientrare in circolazione la maggior quantità possibile di acqua convenientemente chiarificata, lo scopo è per lo più ottenuto immettendo la corrente fangosa in uno o più bacini di chiarificazione opportunamente studiati.

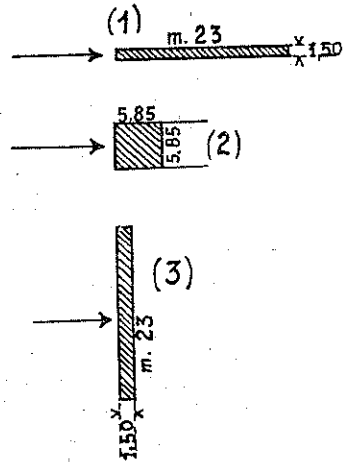


Fig. 177.

A parità di altre condizioni più ridotto è il diametro delle particelle che si vogliono far depositare e più deve essere ridotta la velocità dell'acqua nel bacino di deposito. In linea generale ogni particella immessa in quello, deve rimanervi il tempo necessario perchè anche se del diametro minimo ammissibile possa scendere dalla superficie al fondo del bacino. È intanto concordemente ammesso che una trentina di centimetri al disopra della parte superiore dell'avvenuto deposito, è il limite minimo d'altezza tollerabile per evitare interferenze nel depositarsi dei grani. Ciò posto, consideriamo tre bacini, aventi circa eguale area di circa 34 m², come quelli indicati nella fig. 177 con profondità media di 750 mm. e delle dimensioni seguenti:

Bacino	(1)	lunghezza m.	22,50	larghezza m.	1,50
»	(2)	»	5,80	»	5,80
»	(3)	»	1,50	»	23,00

Se in ciascuno di essi si fa arrivare (uniformemente distribuita su tutta la larghezza e nel senso delle freccie) una corrente di torbida di, per esempio, 60 litri al secondo, si concepisce senz'altro che il bacino (1) sarà il meno adatto ad un buon deposito e che il bacino (3) sarebbe il più efficiente, perchè meno rapida sarà la corrente e più facile ed abbondante sarà il depositarsi delle particelle solide.

Ammettendo che si volesse conseguire, il deposito delle particelle di diametro minimo di mm. 0,075, la cui velocità v di caduta nell'acqua è per il quarzo di 3 mm.; se D indica in mm. la profondità media del bacino (nel caso che si contempla 750 mm.): $\frac{D}{v}$ darà i secondi necessari acchè la particella di mm. 0,075 possa raggiungere il fondo (in questo caso 250") e quindi se L indica in mm. la lunghezza del bacino si avrà in $L : \frac{D}{v}$ la velocità delle torbide nel bacino in mm. al secondo.

Applicando questa formula ai tre casi contemplati si ha che la velocità della corrente sarà di circa 90 mm. al 1" nel bacino (1); di mm. 24 nel bacino (2) e di soli mm. 12 nel bacino (3) il quale ultimo sarebbe quello più efficace.

Senonchè nascerebbe la difficoltà di alimentarlo uniformemente su tutta la larghezza di 23 m.

Con appositi dispositivi tuttavia non è difficile tale alimentazione su una larghezza di 7 a 8 metri e quindi un bacino di area circa eguale a quella dei tre considerati, e di 6 m. di larghezza per m. 5 di lunghezza, corrisponderebbe benissimo allo scopo, ottenendo nella corrente della torbida del bacino una velocità di 20 mm. al 1" conveniente allo scopo.

Il Richards dà la seguente formula per il calcolo delle dimensioni di un bacino di chiarificazione:

Se W è la larghezza del bacino espressa in mm.; V il volume della torbida da alimentare, in litri al 1", e D la profondità del bacino; L la lunghezza del bacino espressa in mm. e v la velocità di caduta nell'acqua della più piccola particella da depositare; sarà:

$$W D \times \frac{L v}{D} = W L v$$

il volume in mm³ dell'alimentazione al 1" e:

$$\frac{W L v}{1.000.000} = V$$

il volume della torbida da alimentare al 1" in litri.

Ora siccome si conoscono sempre V e v (da dedursi dalle note tabelle o dal sottostante elenco):

Diam. dei grani di quarzo	mm.	0,5	0,4	0,3	0,2	0,1	0,075	0,05	0,025
Velocità di caduta al 1"	mm.	42	33	22	12	4	3	2	1

è possibile il fissare le dimensioni da dare al bacino tenendo la larghezza massima che consenta una facile uniforme distribuzione della torbida su tutta quella larghezza.

Chiarificazione delle acque con utilizzazione dei fanghi. — Se si ha interesse a ricuperare le sostanze solide trascinate dalla torbida fangosa che esce dalla laveria, per sottoporle ad ulteriore trattamento, la corrente può essere immessa in un cono Callow o Caldecot e talora in uno o più addensatori Dorr onde la materia addensata possa, a seconda della composizione sua, essere trattata su tavole di tipi diversi (Wilfley, Deister, Frue-Wanner, ecc.) ovvero concentrata in celle di fluttuazione (solfuri di Cu, Pb, Zn ...) o passata alla cianurazione (minerali auriferi ed argentiferi).

Così si può ancora utilizzare in certi casi più del 65 % della sostanza solida contenuta nella corrente fangosa iniziale, e si ricupera per la laveria talora l'85 % dell'acqua, che torna in circolazione sufficientemente chiarificata.

CAPITOLO DECIMO

CONCENTRAZIONE O ARRICCHIMENTO CON CRIVELLI

Compiuta la classificazione di un dato materiale, ridotto a grani, in tante categorie quante ne richieda la natura più o meno complessa del minerale da trattare, queste categorie apparterranno sempre ad uno dei tre gruppi seguenti:

1° *granaglie*, i cui elementi variano da un massimo di 25 mm. di diametro medio ad un minimo di 2 mm.;

2° *sabbie* o materiali fini costituiti da grani che dai 2 mm. di diametro vanno fino alle particelle finissime, purchè sensibili al tatto;

3° *fanghi* o *schlamms*, o materie costituite da particelle impalpabili.

Le granaglie si trattano esclusivamente nei crivelli per ottenere la separazione di uno o più prodotti finiti, mentre si elimina una gran quantità di materie talmente povere in metallo da poter essere rifiutate come praticamente sterili e si ottengono al tempo stesso una o più categorie di grani misti da rimacinare, riclassificare e concentrare.

Le sabbie si trattano talora coi crivelli, talaltra su tavole di tipi diversi.

I fanghi o schlamms vengono arricchiti su tavole, o in celle di fluttuazione.

Gli apparecchi di concentrazione od arricchimento dei minerali possono quindi dividersi in due grandi categorie: *crivelli* e *tavole*.

Il crivello nelle sue molteplici forme rende possibile l'applicazione delle leggi della caduta dei grani nell'acqua permettendo di rimettere ad ogni istante la massa dei grani in sospensione per lasciarla poi ricadere liberamente o quasi, e ciò coll'imprimere a tutto l'insieme una serie di scosse o di pulsazioni la cui ampiezza va diminuendo col diminuire della grossezza dei grani, perchè col diminuire di questi diminuisce il valore della velocità limite acquisita dai grani stessi nella loro caduta.

Crivelli in genere. — Come è noto il funzionamento del crivello (di qualunque tipo esso sia) dipende dall'azione di due correnti d'acqua che agiscono con alternanza più o meno frequente dal basso all'alto o viceversa

su un insieme di grani o sabbia disposte su piano forato in strato di spessore vario, ma sempre limitato ed in generale compreso fra 10 e 20 centimetri.

È noto che i crivelli possono essere divisi in due grandi categorie:

a) Crivelli a staccio fisso in cui le due correnti d'acqua operanti sono generate o da uno stantuffo o da una corrente d'acqua sotto pressione che arriva con frequente alternanza nella cassa sottostante allo staccio.

b) Crivelli a staccio mobile nei quali le due correnti sono generate in modo indiretto e meno evidente dal sollevare e lasciare ricadere (mediante dispositivi meccanici o manualmente) con successive immersioni brusche lo staccio con la carica sovrastante, in una cassa d'acqua per sè stessa relativamente tranquilla.

Si ricorda che il lavoro di concentrazione avviene in modo essenzialmente diverso, o almeno sotto diverso regime, in questi due tipi di apparecchi arricchitori. Tanto gli uni come gli altri possono essere a lavoro discontinuo o continuo.

Crivelli a staccio mobile. — Il crivello primitivo a mano era identico a quello che fu descritto parlando dello sfangamento.

Esso consiste, come si disse, in un piccolo recipiente rotondo o rettangolare che può essere portato dall'operaio o sospeso mediante due o tre funicelle alla punta di una pertica orizzontale flessibile sovrastante alla tina nella quale lavora il crivello immerso nell'acqua. L'altro estremo della pertica è fissato ad un muro, ad un albero o ad un trave qualunque.

Lo staccio ha in generale un diametro di m. 0,50 a m. 0,60 e consta di un pezzo di tela metallica di ferro con fori adatti alla grossezza dei grani da trattare ed è teso su un cerchio fissato all'interno di un tamburo di legno dell'altezza di m. 0,15 e 0,20. La tela, onde poter sorreggere la carica senza inflettersi, è sostenuta da due barrotti in croce.

Il *crivellante* (operaio che lavora al crivello) carica una certa quantità del minerale sullo staccio, immerge questo nell'acqua e successivamente premendo sulle maniglie della cassetta e sollevandola (aiutato dalla elasticità della pertica flessibile) imprime al crivello una serie di scosse più o meno ampie secondo la grossezza dei grani e più o meno continuate secondo la ricchezza del materiale trattato e del prodotto da ottenere: cercando di ottenere una immersione rapida onde produrre il distacco brusco della massa dei grani ed invece un lento movimento dello staccio dal basso all'alto onde permettere il libero depositarsi dei grani sulla tela e dar luogo a quel breve periodo d'aspirazione generato dal liquido che ritirandosi attraversa dilavandoli i meati della massa dei grani e favorisce la discesa dei grani fini più pesanti che traversando i fori della tela vanno a depositarsi nella tina.

L'operazione dura da 5 a 6 minuti durante i quali può essere di 80, 100 ed anche più al minuto il numero delle pulsazioni la cui ampiezza varia da 60 a 25 mm.

In virtù di questa serie ripetuta di scosse, il materiale si dispone nel crivello in strati di densità crescente dal fondo alla superficie.

Finita l'operazione il crivellante imprime all'apparecchio un moto rapido di rotazione, onde le funicelle attorcigliandosi fra loro portano fuori dell'acqua il crivello carico che l'operaio trattiene all'altezza opportuna. Ciò fatto il crivellante, con un utensile semplicissimo consistente in un pezzo di lamiera di m. 0,15 a m. 0,20 di lato, ripiegato opportunamente in uno dei lati onde favorirne l'impugnatura, toglie dal crivello la parte più leggera che si era portata alla superficie e che ordinariamente è gettata via ai rifiuti come sterile. Aggiunge quindi alla carica una nuova quantità di materiale grezzo e ricomincia una nuova serie di pulsazioni.

Così dopo diversi periodi di successive eliminazioni di sterile ed aggiunte di nuova materia prima si finisce per avere al fondo del crivello un buon strato di prodotto finito.

L'operaio allora eliminato col solito utensile lo strato superiore sterile, a man mano togliendo per successivi strati sottili una zona costituita di grani misti (che in generale sono poi ricaricati sul crivello nelle operazioni susseguenti) e ciò fino a mettere a nudo la parte inferiore sufficientemente ricca in metallo, che è a sua volta scaricata come prodotto finito.

La parte fina che, in virtù delle leggi della caduta dei grani in massa, si arricchisce in metallo filtrando a traverso i grani più grossi che formano il letto del crivello, va a depositarsi man mano nella tina che viene periodicamente vuotata, e questo materiale a seconda della grossezza dei suoi elementi (dipendenti dalla dimensione dei fori della griglia del crivello) viene trattato su altro crivello a tela più fina ovvero in uno degli apparecchi speciali destinati alla concentrazione delle particelle più fini.

Il crivello a mano ora descritto è quello che un mezzo secolo fa si vedeva in molte miniere nascenti in Sardegna ed è appunto designato col nome di *crivello sardo*, ma con lievi modificazioni di disposizione e di forme fu in uso fin dagli antichi tempi in quasi tutte le regioni minerarie.

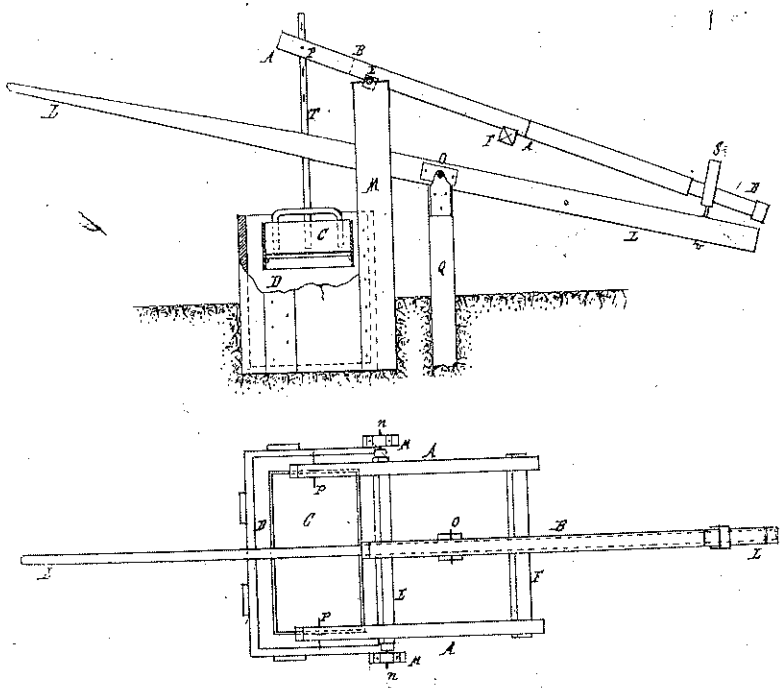
Le sue piccole dimensioni ed il suo funzionamento ne limitano assai la potenzialità ed invero con esso un operaio attivo non arriva a trattare che 1 m^3 o 1 m^3 e mezzo in dieci ore di lavoro.

Più perfezionato nell'azione e capace di elaborare una massa più notevole di materiale è il *crivello a leva*, conosciuto anche da noi col nome di *crivello inglese* forse perchè importato qui dalle miniere del Cornwall, ove formava l'apparecchio tipico dell'antica preparazione inglese.

Le figg. 178 *a* e *b* rappresentano alla scala di $^1/_{50}$ in pianta ed in sezione questo apparecchio tanto utile e tanto in uso nei casi in cui si tratti di dover concentrare delle quantità limitate e sopratutto nelle miniere allo stato di ricerca per trarre partito immediato dei materiali estratti in quel periodo nel quale è ancora incerto l'avvenire di una miniera o in cui i lavori di coltivazione del giacimento non abbiano ancora raggiunto

quell'assetto definitivo che può valere a giustificare le forti spese di un impianto più o meno vasto e completo di preparazione meccanica dei prodotti da arricchire.

La cassetta rettangolare aperta *C* è di legno ed ha un'altezza di 250 a 300 mm. È fatta per lo più con tavole di 30 mm. di spessore e la sua lunghezza varia tra m. 0,90 e m. 1,20 per una larghezza di m. 0,50 a m. 0,60. La lamiera forata o la tela metallica sulla quale si dispone la carica



Figg. 178 *a* e *b*.

è sorretta da traverse semplici o incrociate poste ad un'altezza di circa 50 mm. dagli orli inferiori della cassetta per evitare che le correnti laterali dell'acqua diminuiscano gli effetti della sua immersione rapida nel liquido.

La cassetta pende sorretta da due tiranti *T* di ferro piatto la cui connessione colla cassa è chiaramente visibile nelle figure e che mediante fori oblunghi a diverse altezze permettono di abbassare o rialzare il livello a cui si vuole che lavori lo staccio nella sottostante cassa *D* che si mantiene piena d'acqua in riposo all'altezza opportuna.

La sospensione dei tiranti, per la forma oblunga dei fori, ha luogo a giuoco libero mediante i perni o spine *P P* che traversano le estremità dei due travicelli esterni del telaio formante la leva secondaria.

Questo telaio consta di tre pezzi longitudinali, due corti A (che portano i perni P P) ed uno lungo B (il cui estremo è comandato dalla lunga leva principale L) e di due pezzi trasversali E ed F, il primo dei quali ha agli estremi due perni n n intorno ai quali può girare l'intero telaio poggiando sui due occhi di ferro riportati sull'estremità dei due montanti M, i quali sono ordinariamente fissati alla cassa D e che penetrano nel suolo.

La lunga leva principale ha il suo fulcro in O alla punta di un piolo Q solidamente fissato nel terreno e collegato ai montanti M, e porta fissa con vite e dado all'estremità del braccio corto la staffa di ferro S nella quale penetra a giuoco libero la coda B della leva secondaria, mentre all'estremità del braccio lungo si rastrema e si arrotonda per permettere all'operaio di impugnarla facilmente.

Sul telaio della leva secondaria e verso la traversa F si mette talora un contrappeso atto a bilanciare il peso delle leve.

Mettendo la lunga leva orizzontale o quasi lo staccio pesca nell'acqua ed è pronto al lavoro.

L'impugnatura della leva principale restando all'altezza della cintola dell'operaio, questo vi appoggia ambe le mani e comunica ad essa un movimento speciale alternato ottenendo un moto rapido dall'alto al basso ed uno più lento dal basso in alto, che in virtù dell'azione delle leve si trasforma in un moto anche più accentuato dello staccio il quale si immerge bruscamente nell'acqua e si eleva in seno a questa lentamente e ciò con l'ampiezza e numero di scosse che si convengono alla qualità e grossezza dei grani da trattare.

Il giunto libero fra gli estremi delle due leve B ed L formato dalla staffa S e l'essere i fori dei tiranti T oblunghi, contribuiscono a rendere più rapida ed energica l'immersione del crivello nell'acqua.

Dopo un intero periodo di pulsazioni, abbandonando lentamente a sè l'apparecchio, l'estremo della leva principale si innalza e lo staccio viene fuori dall'acqua per la carica e lo scarico del materiale che hanno luogo in modo affatto identico a quello già indicato pel crivello a mano primitivo.

La cassa D è interrata nel suolo fino ad una profondità di m. 0,30 a m. 0,40 e mentre da noi ha per lo più una lunghezza ed una larghezza piuttosto limitata ed in generale di poco maggiore di quella dello staccio, in Inghilterra ed in America dove il lavoro del crivello a leva è per lo più rivolto ad ottenere nella cassa la massa dei veri prodotti ricchi, ottenendoli per filtrazione, la cassa stessa ha delle dimensioni molto più notevoli arrivando la larghezza fino a m. 1,80 e la profondità a m. 1,30, mentre la lunghezza è sempre di circa m. 0,20 a m. 0,30 maggiore della lunghezza dello staccio, come da noi.

La cassa quindi non si vuota che ogni due o tre giorni. Quando si giudica che essa è piena si ritira il crivello e si decanta l'acqua più o meno torbida aprendo successivamente dei fori praticati uno sotto l'altro in una delle pareti laterali della cassa stessa. L'acqua va in un piccolo bacino laterale ove deposita i fanghi, mentre il prodotto che è nella cassa viene estratto colla pala per essere ripassato (se non si tratta di prodotto finito) su altro apparecchio.

Un operaio può trattare con uno di questi crivelli da m^3 1,5 a m^3 2,5 al giorno secondo la qualità del minerale ed il modo di lavorazione.

Il consumo d'acqua è minimo potendosi anche — nei luoghi dove questa fa difetto — utilizzare una parte dell'acqua che ha già servito, facendola chiarificare.

Un crivello a leva può essere costruito facilmente dovunque e non costa che dalle 800 alle 1000 lire secondo le sue dimensioni e secondo la qualità del materiale che si adopera.

Col crivello a mano si possono ottenere dei buonissimi risultati purchè sia ben maneggiato; ed a questo riguardo giova notare che possono distinguersi due modi di lavorare col crivello stesso: si può cioè far sì che durante il lavoro la cassetta che porta la tela sia tutta sommersa, ovvero si può tenerla semplicemente immersa nell'acqua fino ad una conveniente altezza.

Nel primo caso l'aspirazione è minima; il letto del crivello è più soffice e la separazione in strati ha luogo in minor tempo. Questo modo di lavorare, è da preferirsi quando si caricano nel crivello dei grani che furono antecedentemente sottoposti ad una classificazione, anche sommaria, per volume.

Nel secondo caso l'aspirazione è relativamente forte, perchè tanta è l'acqua che attraversa la carica che è sulla griglia quando il crivello scende, quanta è quella che lo riattraversa quando il crivello sale. Questo modo di lavorare si presta meglio a favorire la filtrazione dei concentrati fini arricchiti a traverso la massa dei grani e quindi è più indicato quando si voglia trattare al crivello tutto un insieme di grani senza classificazione preventiva.

Nel primo caso i fori della lamiera o tela saranno sensibilmente minori del diametro del grano più piccolo alimentato; nella cassa inferiore non si avranno che le particelle fini le quali aderivano ai grani perchè insufficientemente sfangati e questi fanghi saranno, come già si disse, o buttati via, o ripassati ad altro apparecchio pei fini, o accumulati in stock per l'avvenire.

Nel secondo caso i fori della tela avranno un diametro maggiore del diametro massimo dei grani che si vogliono ottenere per filtrazione a traverso ai grani maggiori. In questo lavoro per filtrazione se il minerale è semplice (es. galena e quarzo ovvero blenda e schisto) si lascia per lo più che gli stessi grani grossi di minerale formino il letto pesante che aprendosi lascia passare, quasi succhiandoli, i grani fini più o meno concentrati a seconda del modo di lavorare.

Quando invece si deve trattare un minerale più complesso, si dispone sulla tela del crivello, prima di cominciare il lavoro, uno strato di grani più grossi dei fori della tela e di densità eguale o quasi a quella della specie minerale che si vuol raccogliere per filtrazione. Questo strato pesante o *letto* è quello che regola l'evacuazione, attraverso tutta la superficie della tela, dei grani fini minori dei fori della tela stessa e sufficientemente ricchi per cadere a traverso i meati della massa dei grani.

Talora lavorando per filtrazione ed a seconda della natura dei minerali da separare si potrà avere un prodotto per filtrazione nella cassa ed un prodotto sulla tela o sul letto filtrante, oltre una o due classi di grani misti da mettere in deposito o da ripassare al crivello con o senza rimacinazione preventiva secondo i casi.

Ecco per esempio come si può lavorare ai crivelli inglesi un minerale composto di blenda e galena a elementi grossolani e ben distinti a ganga di quarzo e schisto e non classificato.

Si manda al crivello tutta la materia che è passata a traverso una griglia a fori di 20 mm. La tela del crivello ha fori di 10 mm. e porta un letto di blenda a grani di 18 mm. dello spessore di 50 mm.

Si carica uno strato di circa 20 cm. di minerale e lo si lavora a 70 od 80 scosse al minuto e dell'ampiezza di 60 a 70 mm.

Quasi tutta la galena e la blenda in grani fini si ottengono nella cassa inferiore per filtrazioni miste ben inteso ad alquanta ganga.

Alla fine di ogni periodo di pulsazioni, che può durare dai cinque agli otto minuti, lo staccio è sollevato; si toglie la parte superiore leggera; si aggiunge nuovo minerale e così per cinque a sei volte, dopodichè lo strato superiore più o meno spesso va ai rifiuti od è messo in stock; lo strato medio è un misto da ripassare e lo strato di fondo cernito a mano dà blenda e galena.

Il materiale che filtrò nella cassa va al crivello finitore che ha tela a fori uguali a quelli del crivello preparatore, ma ha un letto più spesso ed a grani più fini di galena e batte circa 120 colpi al minuto con 40 a 50 mm. d'ampiezza di corsa. Il crivello dà un prodotto finito di galena per filtrazione ed un altro prodotto finito di galena come strato di fondo sul letto del crivello; mentre dà uno strato superiore che dovrà essere lavorato a parte per blenda ed un prodotto piomboso e blendoso misto da ripassare al crivello o da rimacinare.

La materia formante la parte superiore leggera o blendosa viene accumulata e quando se ne ha una certa quantità è lavorata nello stesso crivello finitore nel quale invece del letto di galena se ne mette uno di blenda. Si avrà un prodotto finito di blenda per filtrazione e sulla tela dello sterile ed una categoria di misti blendosi da ripassare al crivello nella carica seguente.

Con due crivelli separatori ed uno finitore si possono così trattare da da 10 a 12 tonnellate al giorno.

Il lavoro richiede tre crivellanti e due ragazzi per le cernite e trasporto dei materiali.

Questo modo di lavorare (è bene ripeterlo), non darà risultati soddisfacenti se non in quei casi speciali in cui le specie minerali da separare abbiano dei pesi specifici abbastanza discosti e non siano in unione troppo intima colle ganghe e fra loro. In tutti gli altri casi gioverà far precedere la crivellatura da una classificazione almeno grossolana ed i grani più fini saranno concentrati negli apparecchi destinati al loro speciale trattamento.

Fra i crivelli a staccio mobile sono quasi spariti quelli meccanici aventi la forma e disposizione che ricordano il crivello meccanico a stantuffo; ma nei quali gli eccentrici od altro dispositivo agiscono direttamente sullo staccio imprimendogli una serie di immersioni forzate brusche e di immersioni lente, che producendo forte aspirazione (dato che tutta l'acqua che passa salendo attraverso la carica la ripassa scendendo mentre lo staccio risale) facilitano il lavoro per filtrazione.

Questi apparecchi (crivelli di Przibran, Bradford, Conkling, Bilharz, Schranz, ecc.), non ebbero veramente che delle applicazioni localizzate ed hanno fatto il loro tempo. Resta sempre invece in uso da tempo immemorabile nelle piccole lavorazioni minerarie e nel periodo di ricerche e di primo sfruttamento il crivello a mano specialmente sotto la forma del classico crivello a leva (Jig) della preparazione meccanica inglese, del cui funzionamento, che è certamente il più razionale, è utile ricordare i principii ed il metodo, poichè da essi deriva il più moderno concentratore, il crivello Hancock che ha spesso larga parte nei più moderni impianti degli Stati Uniti, del Canadà, dell'Australia, ecc., specialmente per eliminare su grandi quantità da trattare un'elevata percentuale di sterili rifiutabili, ed ottenere talora anche dei prodotti finiti oltre una quantità notevole di misti da rimacinare e ritrattare.

Esso ha già numerose applicazioni in quasi tutte le regioni minerarie del mondo.

Si è detto che nel crivello inglese, mediante un dispositivo di leve, si comunica ad una cassa rettangolare profonda circa 25 centimetri, e munita di fondo perforato che regge la carica di minerale da concentrare, un movimento speciale alternato che ne permette un'immersione brusca *per caduta nell'acqua*, seguita da lenta emmersione, e ciò con l'ampiezza e numero di scosse che si convengono alla qualità e grossezza di grani da separare per gravità.

Esaminiamo ciò che avviene in una fase di questa operazione.

Il crivello giunto al sommo della corsa ascendente di emmersione parziale e bruscamente abbandonato a sè, in virtù di un dispositivo spe-

ciale della sua sospensione alle leve, cade con la carica nell'acqua *e la precede per il suo forte peso distaccandosene*. In quell'istante la carica è quasi sospesa, i grani cadono nell'acqua classificandosi secondo i principii che regolano il regime di deposito quando inclusi in seno ad una massa di grani cadono in acqua relativamente tranquilla. Segue l'inizio dell'emmersione e mentre sulla lamiera forata si va adagiando la massa non ancora addensatasi, passano nei meati ancora beanti le correnti interstiziali le quali agevolano la discesa dei grani minori e più densi attraverso la massa che si serra e si addensa chiudendo il periodo di aspirazione, sotto il cui regime lavora prevalentemente il crivello.

Due fatti capitali influiscono sull'ottimo lavoro che può compiersi col crivello in parola. In primo luogo qui sono utilizzati interamente i primi istanti della caduta dei grani la quale come si è dimostrato, svolgendosi nel periodo del moto accelerato, ossia prima che siano raggiunte le velocità asintotiche, si compie sotto l'influenza della densità e quasi indipendentemente dal volume dei grani stessi.

In secondo luogo qui entrano, in giuoco i fenomeni studiati dal Monroe nel caso di caduta in massa, che fanno assumere al fattore di equivalenza interstiziale dei valori ben maggiori di quelli conosciuti per la caduta libera. Ed anche maggiori certamente di quelli risultanti dagli esperimenti del Richards, i quali (come fu fatto notare) si svolgevano sulla classe di grani $0 \div 2$ mm. anzichè sull'insieme $0 \div 15$ mm. (ed anche più) che praticamente si fa passare al crivello inglese ed al crivello Hancock che ne è un derivato.

L'insieme di questi fatti vale a spiegare il perchè concentrando nel crivello a mano dei minerali in cui siano nettamente distinti i grani di minerale utile da quelli della ganga, si nota che, anche con materiale non classificato a volume, si arriva ad ottenere degli ottimi prodotti e che ad esempio, se si tratta di galena e quarzo vanno al fondo dei granelli di galena di meno di 1 mm. e finiscono per venire alla superficie anche dei grani di 25 mm. di quarzo.

Il funzionamento del crivello a staccio mobile differisce dunque essenzialmente da quello del crivello a stantuffo e gli è nettamente superiore.

Ma il lavoro del crivello a staccio mobile quale fu descritto è intermittente e per trasformare il crivello a leva in crivello meccanico e continuo si studiarono delle combinazioni più o meno ingegnose, ma che non ebbero successo, finchè fu costruito il primo crivello Hancock, che ora ci accingiamo a descrivere, sia nella sua costruzione sia nel suo funzionamento.

Crivello Hancock. — Fra gli apparecchi moderni di concentrazione dei minerali il crivello Hancock è forse quello che ebbe il più ampio e meritato successo.

Nacque in Australia ed ebbe le prime applicazioni a Broken-Hill, nel

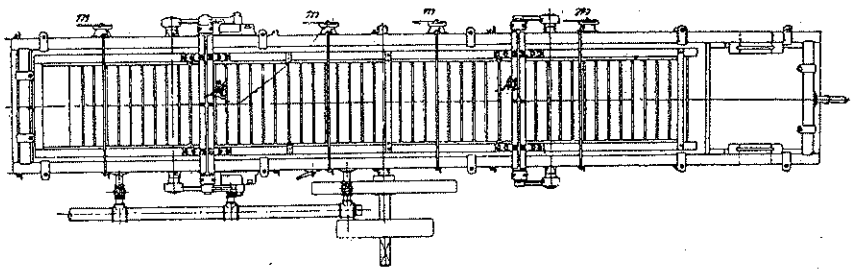


Fig. 179.

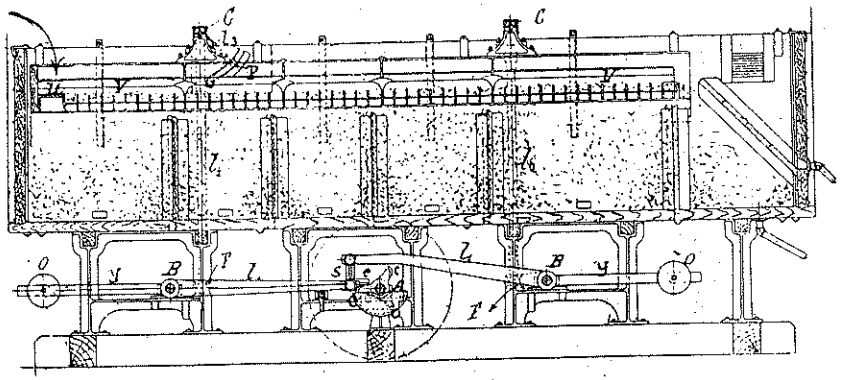


Fig. 180.

New-South Wales e passato in America vi incontrò il favore universale e si diffuse nelle regioni minerarie del mondo.

È il concentratore per eccellenza di forti masse di minerali in un insieme di grani dai più minuti fino a quelli di 10, 12 e talora 20 mm. di diametro senza alcuna classificazione speciale, tranne l'eliminazione preventiva delle sabbie finissime e dei limi che passano senz'altro direttamente alla concentrazione negli opportuni apparecchi a ciò destinati.

Le figg. 179, 180 e 181, mostrano in pianta e nelle due sezioni ortogonali questo apparecchio come è costruito dalla rinomata Casa americana Allis-Chalmers, e la fig. 182 ne dà una vista prospettica mentre le due figg. 183 e 184, rappresentano uno schema del movimento che è tolto da una comunicazione alla Associazione Mineraria Sarda degli ingg. Borghesan e Stefani.

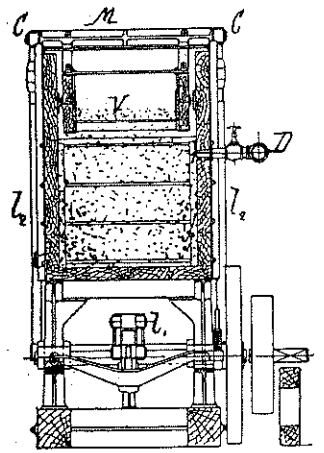


Fig. 181.

Nel modello più grande di queste macchine uno staccio V di dimensione interna m. 0,75 × 6,10 con orli di circa 10 cm. di altezza è sospeso entro una cassa di m. 7,60 × 1,25 × 1,75 (altezza) entro la quale lavora, portato da due sbarre trasversali M ad esso solidamente connesse e dalle aste $l_2\, l_2$ che sorreggono le due sbarre trasversali suddette.

Queste aste o tiranti fanno capo nel loro estremo inferiore ai piccoli bracci oscillanti F posti all'estremo degli alberetti B.

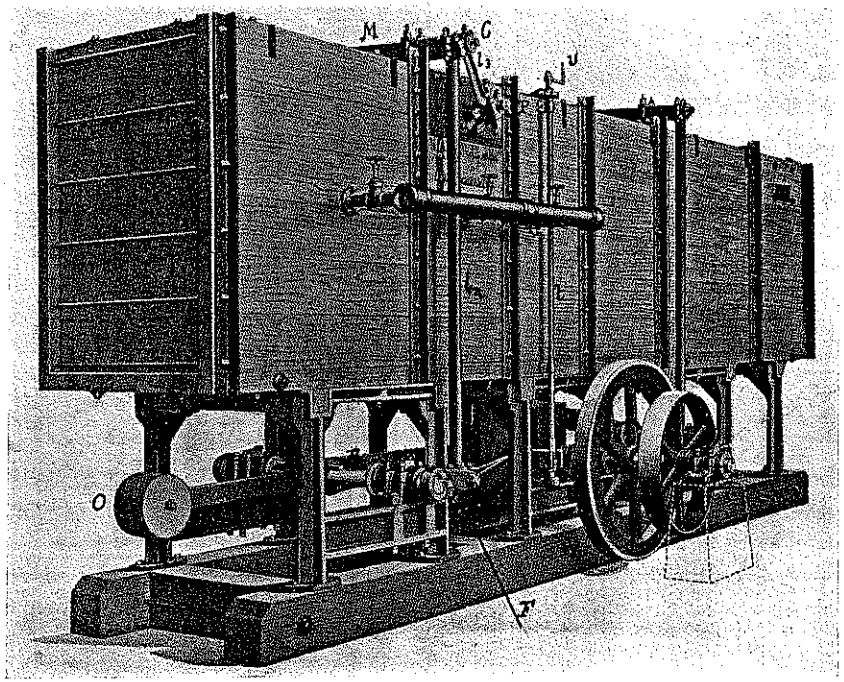


Fig. 182.

Sugli alberetti B sono calettate le leve $l_1\, l_1$ (unite fra loro a snodo mediante bielletta S) una delle quali (quella di sinistra) si prolunga in e, al disopra dell'albero motore A che porta una ruota a 3 bocciuoli c.

L'albero A (comandato da cinghia avvolgentesi sulla puleggia I e munito di volante N) fa 60 giri al minuto e quindi i tre bocciuoli venendo successivamente a contatto col martello e d'estremo della leva l_1 spingono le due leve unite in su e le lasciano ricadere 180 volte al minuto, imprimendo così al vaglio sovrastante che è loro solidale, un movimento alternativo verticale di altrettante pulsazioni al minuto primo.

Un volantino o manovella v mediante un'asticciuola verticale t (la quale agisce all'estremità del braccio l che, imperniato in x, sorregge la

leva lunga l_1) regola la distanza tra l'albero A e l'estremo e della leva, ed aumentando o diminuendo il contatto coi bocciuoli c fa aumentare o diminuire l'ampiezza della scossa del crivello che può quindi essere variato facilmente anche durante il funzionamento dell'apparecchio. Sollevando

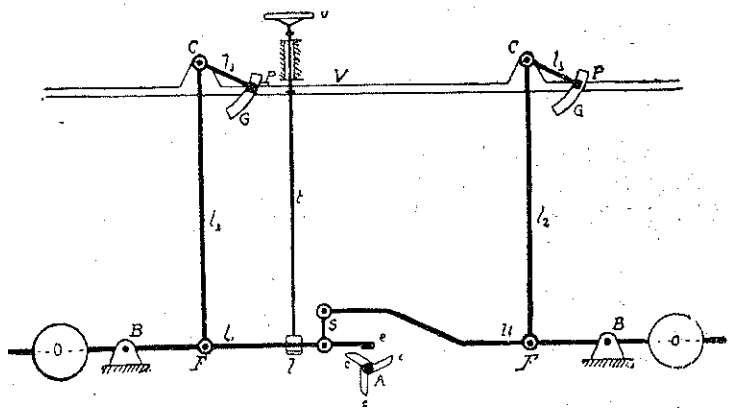


Fig. 183.

anzi (col girare il volantino) la leva l_1 quanto basta perchè i bocciuoli c non tocchino l'estremo e della leva, si può fermare il vaglio senza agire sull'albero motore, in qualsiasi momento.

Superiormente i perni di sospensione C del vaglio, sono uniti mediante le corte biellette l_3 ai perni P, che possono scorrere nei glifi G (vitati alla parete della cassa esterna) e che possono essere fissati entro la scanalatura di questi nel punto voluto.

Essendo i punti P resi fissi nella posizione voluta, nel movimento verticale di va e vieni delle aste l_2, i punti C (e quindi le traverse M che reggono il vaglio) si muovono secondo un arco di circolo avente per raggio la lunghezza delle biellette l_3. Evidentemente la proiezione verticale di questo arco rappresenta l'ampiezza della corsa verticale del vaglio, la quale genera il depositarsi dei grani per densità; mentre la sua proiezione orizzontale dà la misura dello spostamento in avanti del vaglio stesso e quindi della massa dei grani sovrastanti.

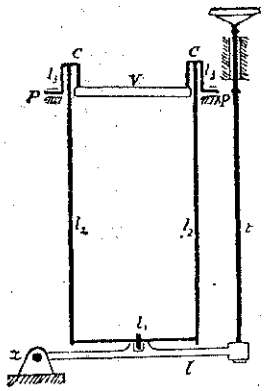


Fig. 184.

Con lo spostare quindi nel glifo la posizione del perno P si possono regolare i rapporti tra le componenti dei due movimenti di immersione e di avanzata (per un dato sollevamento comandato dal volantino v) a seconda del materiale da concentrare e del prodotto da ottenere.

Si può quindi far variare la direzione del movimento dello staccio secondo una pendenza media variabile tra 25° e 60° con l'orizzontale. Per lo più i perni P sono in posizione tale che il vaglio si muove secondo una pendenza prossima ai 45°.

Per la combinazione delle due componenti adunque il vaglio assume un movimento tale per cui, mentre avviene la concentrazione per gravità, il materiale avanza gradatamente e di continuo verso la sortita del crivello.

Ciò è reso palese dall'esame dello schizzo (fig. 185). Sia $V\,V$ il vaglio portato in su con la carica spinto dall'asta l_2 e sia P il perno fisso della bielletta $P\,C$ (l_3); il movimento all'insù per l'azione del bocciuolo è relativamente graduale. Esaminiamo ciò che avviene di un grano g giacente sulla tela del vaglio all'inversione del movimento. Il vaglio precipita bruscamente in $V'\,V'$, sfuggendo sotto i grani della carica i quali liberi lo seguono classificandosi, e, mentre precipita, va spostandosi verso la parte d'arrivo del minerale (nel caso attuale verso sinistra). Se il grano g fosse stato solidale col vaglio lo avrebbe seguito in g', ma essendo libero ed essendo abbastanza pesante cade secondo la verticale da g in G. Nella nuova spinta del vaglio in su lo si troverà in G' e poi in G'' alla nuova immersione, avendo avanzato del tratto $g'\,G''$ verso la sortita degli sterili e così via. Naturalmente per i grani serrati fra loro e che si ostacolano a vicenda, il fenomeno non è così semplice; ma si esplica tuttavia nello stesso modo, con un conveniente coefficiente di riduzione.

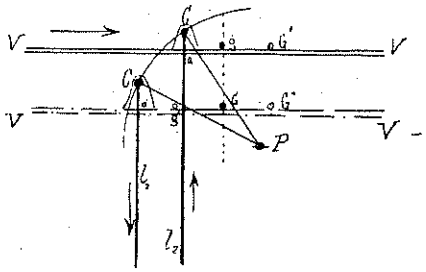


Fig. 185.

Quando i bocciuoli perdono il contatto con l'estremo e della leva principale, il vaglio — come fu detto — cade libero. La velocità della sua discesa può essere regolata spostando convenientemente i contrappesi O lungo le due aste y che sono calettate sugli alberetti D: l'immersione del vaglio avviene così più o meno bruscamente. Nell'interno del vaglio una serie di traverse messe a 10 o 12 centimetri di distanza fra loro lo dividono in tante tasche trasversali destinate (come si usa nei crivelli filtranti comuni) a mantenere in posto il letto di minerale concentrato, che si forma da sè o che è opportunamente preparato, che disciplina la filtrazione e che deve essere convenientemente mantenuto e regolato togliendone l'eccesso — se ve ne fosse — con una pala o con una apposita cucchiaia.

Il materiale arriva all'apparecchio da un alimentatore in H ed un rialzo u ricoperto da forte lamiera ne riceve il primo urto per evitare una troppo rapida usura della tela forata in quel punto.

La grande cassa d'acqua è sorretta per lo più da sostegni di ghisa poggianti su di un robusto quadro di legno duro (cm. 30 × 30) fissato su solida fondazione. È divisa in 6 compartimenti cinque per i concentrati e uno per gli sterili. L'estrazione del materiale dai compartimenti è fatto per lo più da portine o bocche laterali.

Nel compartimento degli sterili l'evacuazione di questi è fatta talora mediante una draga a catena, la cui disposizione è schematicamente rappresentata nella fig. 186: in tutti i casi uno sfioratore opportunamente disposto permette l'uscita dell'acqua torbida.

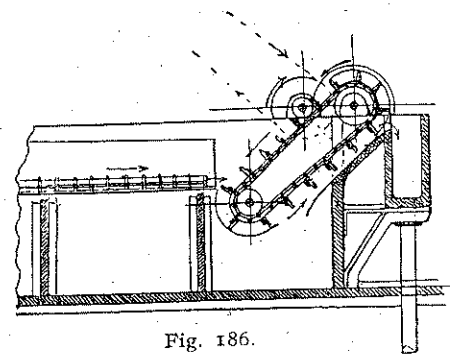


Fig. 186.

L'acqua per alimentare il crivello arriva sotto il livello del vaglio nella cassa per mezzo della tubazione D, con diramazioni munite di valvole regolatrici.

Un crivello Hancock a vaglio di m. 6,10 × 0,75 può trattare da 10 a 12 tonn. all'ora, ed anche più (in casi speciali) a seconda della qualità e delle classi del minerale da concentrare.

Esso lavora essenzialmente per filtrazione e può dare, per minerali non troppo poveri, un concentrato ricco nel primo e talora anche nel secondo compartimento. In tale caso il compartimento seguente dà talora un misto ricco da ripassare al crivello stesso e negli altri compartimenti produrrà dei misti da rimacinare.

In qualche caso l'Hancock lavora unicamente come sgrossatore per eliminare una forte quantità di sterili e preparare un materiale un po' arricchito da sottomettere ad ulteriore concentrazione.

Questo in termini affatto generali; ma nelle applicazioni svariate della pratica corrente i prodotti di un Hancock, i dettagli del suo funzionamento ed il rendimento che se ne può ottenere possono variare talmente da caso a caso, che si ritiene istruttivo l'esaminare un po' a fondo i diversi elementi che influiscono sul funzionamento di questo apparecchio, che più di qualunque altro forse ha dato luogo a discussioni e critiche più o meno benevoli, ma che si è imposto rivelandosi di un'utilità e vantaggio indiscutibili in molti casi e specialmente — come fu detto — quando si abbiano masse notevoli e talora imponenti di minerali da sottoporre ad una prima operazione rapida parziale di concentrazione preparando per l'ulteriore lavoro di arricchimento una massa ridotta e più ricca del minerale iniziale ossia di misti da sottoporre ad ulteriore e definitivo trattamento di concentrazione sia con gli antichi sistemi di lavaggio per gravità, sia col metodo della fluttuazione, sia con la combinazione di entrambi.

Il crivello Hancock è un gran crivello filtrante in cui il depositarsi dei grani avviene bensì per equivalenza sotto il principio della caduta dei grani non classificati a volume (come in un Jig inglese), ma la cui evacuazione è regolata nel volume da un calibraggio che è imposto dalla perforazione della lamiera forata di fondo, e nella quantità dallo spessore, grossezza e natura dei grani del letto filtrante che si è lasciato produrre a spese del minerale iniziale o che si è — almeno in parte — artificialmente preparato con punzonature di ferro o con grani di altre sostanze appropriate al caso particolare che interessa.

Come in un crivello filtrante ordinario, *quando l'Hancock deve lavorare come vero concentratore* per ottenere prodotti ricchi, bisogna logicamente tenere conto del miscuglio dei grani che formano la classe da trattare e stabilire la dimensione dei grani ricchi più grossi che (secondo i fattori d'equivalenza interstiziali) possono essere filtrati nella prima o nelle prime zone del crivello e ne viene naturale che (come in generale nel crivello filtrante usuale) i fori delle lamiere forate si succedano in ordine crescente dal principio alla fine del crivello, e sempre quando si tratti di minerali da concentrare aventi inizialmente un *non troppo alto tenore* in metallo ed una *quantità media* di grani puri. Chè se il minerale è ad alto tenore e ricco di grani puri si può (come lo si fa talora anche nel crivello filtrante ordinario) usare con vantaggio nel primo tratto del crivello una tela a fori maggiori dello stretto necessario, dato che in quella zona dovrà compiersi un ingente lavoro di filtrazione.

Nelle laverie della « Boston and Montana Consolidated Copper and Silver Mining C. » (Great-Falls, Montana) un crivello Hancock (staccio di $5{,}70 \times 0{,}75 = m^2\ 4{,}275$) per il trattamento di grani compresi fra 2,5 ed 8 mm. potè sostituire tutta una batteria di crivelli ordinari. Esso batteva 185 colpi al minuto con corsa di mm. 9,5. I fori crescenti delle tele di fondo erano di 5 mm. nel primo compartimento; di 8 mm. nel secondo e nel terzo e di mm. 12,5 nel quarto e nel quinto.

Il materiale trattato era costituito da un minerale di rame (calcocite, calcopirite con pirite, bornite, blenda, ecc.), a 2,5 % di Cu.

Si otteneva un concentrato ricco nei primi tre compartimenti; un misto ricco nel quarto che ripassava al crivello ed un misto povero da rimacinare nel quinto, mentre gli sterili non contenevano che tracce di rame.

Il consumo d'acqua era di 3 metri cubi per tonnellata trattata e la forza richiesta di circa 5 HP.

La potenzialità del crivello nell'esempio citato poteva variare dalle 10 alle 15 tonn. orarie; ma in generale se si vuol far lavorare l'Hancock come vero arricchitore per ottenere dei prodotti finiti e se il minerale è un po' complesso, la sua potenzialità cala.

Tale era il caso, per esempio, del primo crivello Hancock impiantato

in Sardegna nella laveria della miniera di San Giovanni (Sardegna) nel 1922 in sostituzione di un intero gruppo di crivelli.

Il minerale da concentrare era costituito da galena, carbonato di piombo, calamina e ganghe consistenti in calcare e dolomia gialla, con minerale di ferro, limoniti, ocre, ecc.

La classe alimentante il crivello fu da prima quella formata da grani tra 5 e 10 mm. e alla velocità usuale del crivello si ottenne subito un forte abbassamento del tenore degli sterili. Si regolò in seguito l'apparecchio aumentando gradatamente la corsa verticale e riducendo invece la componenente orizzontale ossia l'avanzata e diminuendo alquanto la velocità del crivello. Si ridusse così naturalmente la potenzialità del crivello da 10 a 4 tonn. all'ora, ma si ottennero sterili più poveri e due prodotti finiti, uno di galena e l'altro di calamina, anche estendendo la classe a grani compresi tra 3 e 10 mm.

La corsa media più conveniente fu di mm. 8 orizzontalmente e di mm. 16 verticalmente.

Le dimensioni dei fori delle tele nei 5 compartimenti erano:

successivamente di mm.	10 — 13	— 10	— 13	— 10
per le lunghezze di m.	2 — 0,60	— 0,60	— 2,26	— 0,60

Queste erano state fissate sperimentalmente in base all'analisi fisica dei prodotti ottenuti nelle diverse zone del crivello, in modo da portare ciascun compartimento a comprendere tutta la zona in cui avviene la rispettiva classificazione.

I risultati del lavaggio per un quantitativo trattato di kg. 3800 di minerale a 13,9 % Pb e 16 % Zn potevano essere così riassunti.

Minerale di Pb	kg.	581	a	64 %	Pb	a	6	% Zn
Minerale di Zn	»	1137	»	6	»	»	30	» »
Misti ricchi	»	350	»	25	»	»	16	» »
Misti poveri	»	610	»	1	»	»	11,5	» »
Sterili	»	1122	»	tracce		»	8,5	» »

con una resa in metallo del 71 % per il Pb e 58 % per lo Zn, non tenendo conto del ricupero ottenibile dalla rimacinazione e trattamento a nuovo dei due prodotti misti. Risultato già soddisfacente data la natura e stato d'aggregazione del minerale iniziale.

Se tuttavia si fa lavorare l'Hancock più come apparecchio preparatore o sgrossatore che come apparecchio strettamente concentratore (mantenendolo così nel suo campo di più frequente e pratica applicazione) la sua capacità può raggiungere ed anche oltrepassare le 20 tonn. all'ora, sempre in dipendenza tuttavia della natura del minerale e della grossezza dei grani trattati.

In tali condizioni si capisce che non trattandosi più di raggiungere un perfetto lavoro di serrata concentrazione, il numero e le componenti delle scosse del crivello, nonchè le dimensioni dei fori delle lamiere nelle successive zone dipendono più che altro dall'opportunità di affrettare più o meno l'avanzata della massa in trattamento e di agevolare più o meno la filtrazione alleggerendo anche se occorre il letto filtrante.

Per un tale lavoro di semplice sgrossamento piuttosto che di vero e proprio lavaggio, la questione della successione dei fori delle lamiere non ha l'importanza che le viene dal suo ufficio di calibrare convenientemente i grani classificati per equivalenza quando si domandi all'Hancock di lavorare come un vero crivello concentratore; ed è anche concepibile che in dati casi possa tornare vantaggioso il ricorrere persino ad una successione di zone a fori decrescenti.

Però fra i due estremi vi è il caso frequente in cui sia opportuno e vantaggioso il domandare al crivello, per una portata media conveniente stabilita, una certa percentuale possibile di prodotto finito e la massima eliminazione di sterile al minimo tenore pratico ottenibile, onde ridurre la massa dei misti da rimacinare per l'ulteriore trattamento di concentrazione.

Tale era il caso del lavoro a cui era destinato il crivello Hancock della laveria di Naracauli (miniere di Gennamari, Ingurtosu in Sardegna).

L'Hancock di Naracauli passava 10 a 12 tonn. all'ora di minerale blendoso a ganga di quarzo e schisto e tenore medio di 7 a 10 % Zn dando degli sterili a 2 % Zn che rappresentavano come quantità il 24 % del materiale passato al crivello. Si aveva nel:

1°	Compart.	fori di	7	mm.	con letto	di punzonature	10÷15	mm.
2°	»	»	12	»	»	»	15÷20	»
3°	»	»	15	»	»	»	20÷25	»
4°	»	»	15	»	»	»	20	»
5°	»	»	15	»	»	»	30	»

La separazione dei misti dagli sterili avveniva naturalmente negli ultimi due compartimenti e fu felicemente migliorata aumentando il diametro delle punzonature nel 4° compartimento e diminuendolo invece (a 18 mm.) nel 5° nel quale la lamiera forata da 15 mm. fu sostituita da altra a fori di 12 mm.

Intanto onde evitare uno spessore eccessivo del letto, le pulsazioni del crivello furono aumentate da 180 a 190 ed, essendo la corsa verticale di 8 mm., quella orizzontale da 8 mm. era portata a 12.

Si ottenne un miglioramento nel tenore degli sterili, la cui quantità intanto saliva al 35 % della massa alimentata.

Successivamente, per alleggerire lo spessore del letto, si ebbe la felice

Fig. 188.

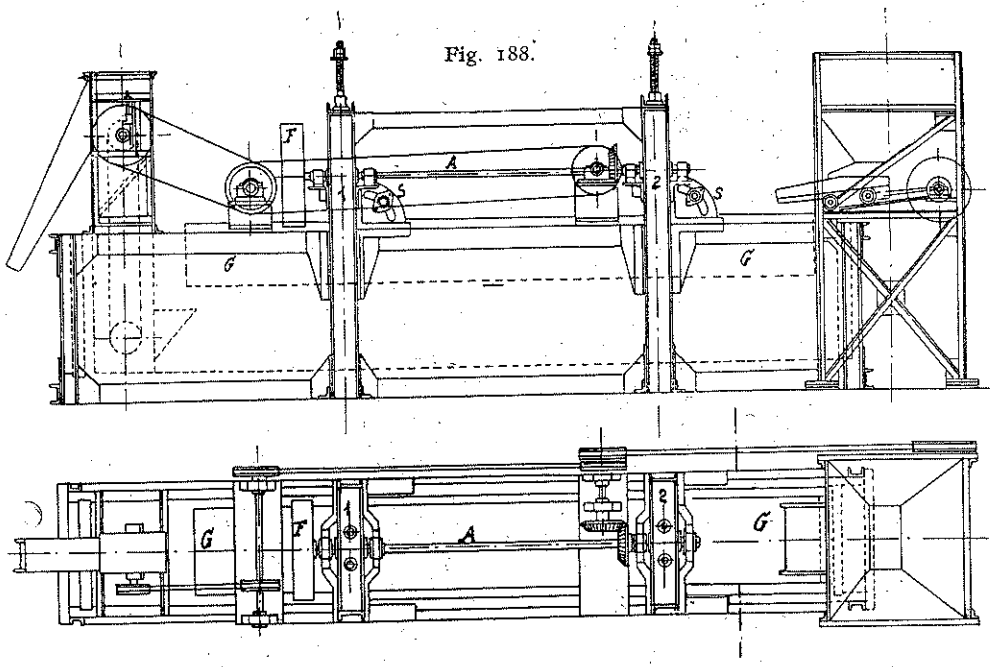


Fig. 187.

idea di scaricare il letto del quarto compartimento con due tubi traversanti le pareti del vaglio, come si fa talora nei crivelli filtranti usuali, adoperando dei tubi di gomma dato il movimento sussultorio e di va e vieni del vaglio.

Il funzionamento e la resa del crivello Hancock per un dato materiale *dipendono specialmente dal lavoro che si vuole domandare al crivello stesso*; lavoro che può essere ottenuto agendo (con ripetute e ben dirette prove sperimentali) come fu accennato precedentemente, sui seguenti elementi variabili:

Numero, ampiezza e lunghezza delle corse del vaglio - Immersione più o meno rapida del vaglio, regolabile agendo sui contrappesi - Afflusso e livello dell'acqua nella cassa - Spessore e natura del letto e dimensioni degli elementi di esse - Perforazione delle successive tratte delle lamiere di fondo e della loro relativa lunghezza.

Crivello concentratore Sanna. — Questo apparecchio è un altro tipo di crivello a staccio mobile e di grande portata, che su disegni dell'autore fu costruito per impianti in Francia e Colonie negli «Anciens Établissements Galland» à Chalon sur Saône.

Le figg. 187 e 188 lo rappresentano — alla scala di 1 : 75 — nel suo insieme in pianta e visto di fronte; mentre le figg. 187, 188, 189 e 190

mostrano in sezione trasversale e visto di fronte — alla scala di 1 : 20 — il dettaglio di un gruppo motore.

Come si vede tutto il meccanismo semplice e compatto è situato, con evidente vantaggio, al disopra del crivello stesso la cui cassa, mu-

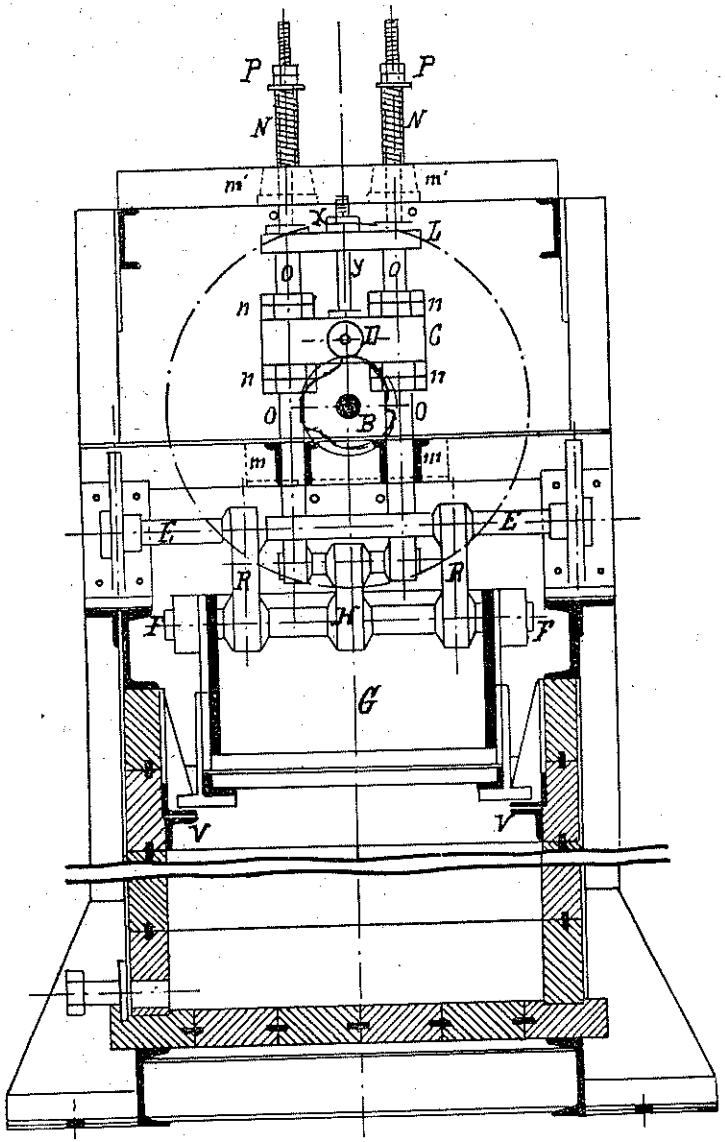


Fig. 189.

nita di bocche di scarico (laterali o di fondo) a tenuta d'acqua, può evacuare i prodotti filtrati direttamente nelle tramogge sottostanti o su trasportatori opportunamente disposti in piccola altezza.

Nè la cassa nè lo staccio (di m. 6,00 × 0,70) non presentano nulla di

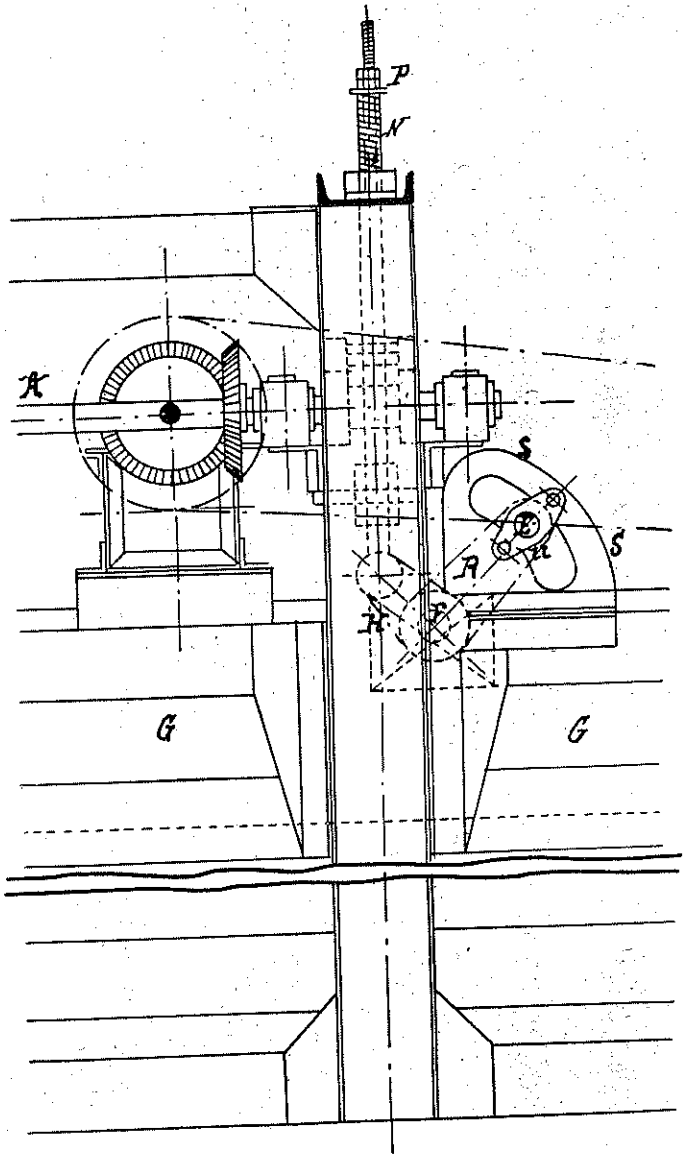


Fig. 190.

speciale rispetto ai crivelli di analogo funzionamento, ma il crivello invece di ricevere il movimento dal basso mediante sbarre d'appoggio come avviene ad esempio nel crivello Hancock, è invece sospeso e portato da aste che sono direttamente azionate dall'albero motore. Il nuovo apparecchio è quindi esclusivamente caratterizzato dai suoi speciali meccanismi, *propulsore* e *regolatore*, e dal fatto che — come fu detto — tutto l'apparato motore si trova al disopra e non al disotto della cassa del crivello.

Meccanismo propulsore. — Il meccanismo propulsore comprende:

a) Un albero longitudinale A che mediante la puleggia-volano F prende il movimento da un contralbero.

Esso porta (per ognuno dei due gruppi motori) le ruote a bocciuoli $B\,B$ agenti sui rulli $D\,D$ che *girano folli* sull'asse fisso del pezzo C.

b) Per ognuno dei due gruppi motori, una coppia di aste verticali $O\,O$ guidate in $m\,m$ ed $m_1\,m_1$ alle quali è sospeso il crivello G mediante le bielle corte H che collegano a snodo l'estremità inferiore delle aste verticali all'albero trasversale $E\,E$ il quale è a sua volta collegato al meccanismo regolatore mediante i bracci R.

Le aste verticali traversano libere con un tratto filettato il pezzo C che (con asse fisso passante) porta i rulli folli $D\,D$.

I dadi e controdadi $n\,n$ serrano fra loro il pezzo C e quando quelli superiori o quelli inferiori siano allentati (secondo che si desideri diminuire od aumentare la corsa delle aste) il grosso dado x — il quale comanda l'asta filettata y solidale al pezzo L — permette di allontanare od avvicinare i rulli folli alle palmole motrici.

c) Quattro molle antagoniste N agiscono al sommo delle aste verticali in modo che la loro tensione regolabile mediante i dadi P permette di moderare la velocità di discesa della cassa dello staccio quando le palmole, dopo aver sollevato i rulli, li abbandonano provocando la caduta libera della cassa che va ad adagiarsi sugli appoggi V.

Meccanismi regolatori. — Essi permettono di variare il rapporto tra la componente verticale d'immersione e la componente orizzontale di avanzata della carica, per una data corsa comunicata dall'apparato propulsore alle aste che reggono il crivello.

Ognuno di essi è costituito da due settori a coulisse $S\,S$ solidamente fissati alla parte superiore della cassa ed ai grossi ferri laterali.

Nelle loro feritoie curve sono spostabili i cuscinetti u dell'albero trasversale $E\,F$ che mediante i due forti bracci a snodo $R\,R$ è collegato all'albero $E\,E$ della cassa del crivello.

I cuscinetti *u si spostano quindi insieme* a volontà nelle feritoie le cui curve mediane sono archi di circolo aventi raggio eguale alla lunghezza dei bracci R e possono essere fissati al rispettivo settore mediante spine che penetrano in due serie di fori opportunamente praticati nelle facciate dei settori stessi.

Il numero delle pulsazioni può oscillare — a seconda dei casi — fra le 170 e le 190. La corsa sulle aste verticali può variare fra 0 e 25 mm.

Il minerale da concentrare arriva con alimentazione regolarissima al crivello da una tramoggia munita di distributore a carrello a corsa opportunamente variabile.

L'evacuazione degli sterili è continua mediante noria che può (se si vuole, e con dispositivo molto semplice) far tornare al crivello la maggior parte dell'acqua elevata coi grani.

La potenzialità del crivello può variare fra le 5 e le 20 tonn. all'ora a seconda del materiale da trattare e del lavoro che si richiede dall'apparecchio, essendo — come al solito — massima se lavora come rapido sgrossatore e minima se deve servire da arricchitore per minerali complessi.

Questo concentratore lavora in modo simile al crivello Hancock e quindi vale per esso quanto fu detto riguardo alla perforazione delle lamiere, ai letti, alle corse, ecc.

Esempi. — Lavorando con esso la classe 2÷9 mm. di un minerale a ganga calcarea o dolomitica con galena non intimamente commista (di tenore del 4 % Pb): a 180 colpi al 1′; con corsa orizzontale di 12 mm. e corsa verticale 18 mm.; con perforazioni successive di 4-6-7-8-10 mm. e con letti di punzonature di ferro; il crivello può passare da 10 a 12 tonn. all'ora, dando dei buoni concentrati, dei misti e degli sterili di tenore di circa 0,50 %.

Uno di questi crivelli, che lavora da qualche anno in una laveria per minerali di spato-fluoro, passa — quando è ben regolato in tutti i suoi elementi — da 6 a 8 tonn. all'ora; eliminando nel primo tratto di m. 1,20 la quasi totalità della barite, dà dei concentrati al 94 % di $CaFl_2$ e con solo 3 a 4 % di silice; mentre il tout-venant ne contiene oltre il 10 %.

La cassa entro cui lavora lo staccio può, anzichè in legno, essere costruita sul posto in cemento armato, vantaggio di non dubbio interesse in casi speciali.

Oltre la possibilità, che presenta l'evacuazione degli sterili (mediante elevatore a tazze convenientemente studiato) di poter far ritornare al crivello una buona parte dell'acqua elevata con essi; il tipo speciale delle valvole d'evacuazione dei prodotti impedendo violenti fuoruscite d'acqua al momento dello scarico, contribuiscono alla riduzione del consumo totale d'acqua.

I cuscinetti dell'albero motore possono essere del tipo a lubrificazione ad anelli o possono anche essere dei cuscinetti a rulli.

Le ruote a bocciuoli $B\,B$, nonchè i rulli $D\,D$ (i quali d'altronde girano folli sul loro asse) sono in materiale durissimo e le superfici a contatto possono anche essere lubrificate per contatto.

L'usura delle parti in moto (e quindi la manutenzione della macchina) è ridotta al minimo.

Crivelli a staccio fisso. — Il crivello meccanico più universalmente usato è quello che ha griglia fissa ed in cui la corrente ascendente che deve sollevare la massa dei grani è prodotta dal movimento di uno stantuffo, come già fu indicato in uno dei precedenti capitoli.

Le figg. 191 e 192 rappresentano in dettaglio e nella scala di 1 : 30 un crivello ad un compartimento destinato al trattamento delle grosse granaglie calaminari e un po' piombifere nelle laverie delle miniere di Monteponi, la cui descrizione è presa da una monografia dell'ing. Ferraris.

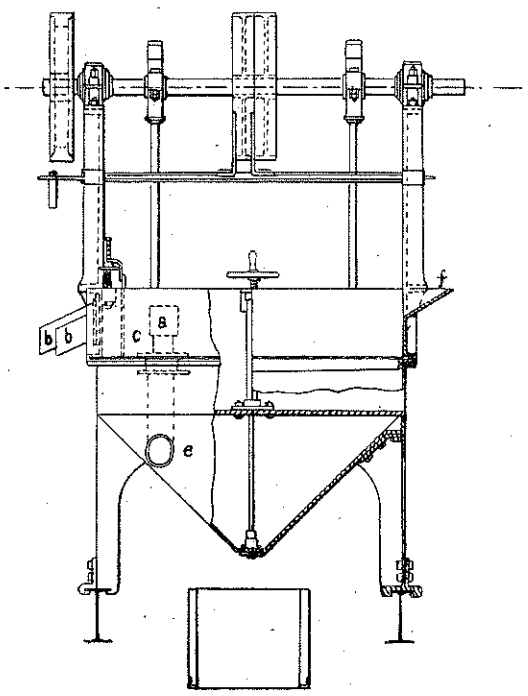


Fig. 191.

Il crivello si compone di una cassa piramidale di ghisa, suddivisa nella parte superiore longitudinalmente: le due divisioni sono prolungate in su da due casse parallelepipede formanti due vasi comunicanti; le pareti minori di quella posteriore si prolungano nei supporti dell'albero di movimento, il quale per mezzo di eccentrici a nonio e corsa variabile dà moto ad uno stantuffo. Nella divisione anteriore, fra la cassa di ghisa e la cassa sovrapposta, viene intercalata una griglia a fori molto grossi che sostiene una lastra forata, entrambe tenute ferme dai bolloni di giunto delle due casse. Allorchè l'apparecchio viene riempito d'acqua e sulla lastra forata della parte anteriore si trovano grani di materiale di dimensioni poco dissimili, l'oscillazione che lo stantuffo imprime all'acqua solleva i grani lasciandoli ricadere sulla lastra e con questo movimento che si ripete due volte al secondo, si riesce, se l'oscillazione è sufficiente, a stratificare i grani secondo le densità.

Per ottenere il lavoro continuo e l'evacuazione automatica dei prodotti, la cassa che funge da crivello contiene un tubo *a e* che serve da sfioratore per l'acqua e per i grani meno densi e quindi sterili; l'altezza dello strato di materiale sulla lastra forata vien regolata dal manicotto

di bronzo a vite *a*. Dal lato *f* il materiale entra di continuo nel crivello, richiamato dalle ondulazioni dell'acqua: dal lato opposto due paratie *c* permettono agli strati inferiori di risalire fino ai tubi di sortita *b* che lasciano cadere il prodotto in un vagoncino.

Le paratie *c* si possono alzare ed abbassare a piacimento per mezzo delle viti e rotelle *d* in modo da dar sfogo ad uno qualunque degli strati intermedi del materiale.

I materiali più densi formano lo strato inferiore, che può venire trattenuto sulla lastra forata mettendo su questa, sotto le paratie, una soglia alta quanto lo strato. In tal modo si concentrano i minerali di piombo non friabili quali la galena, e siccome nel nostro caso essi sono in piccola quantità, basta vuotare il crivello una volta al giorno per acquistare questo prodotto. I materiali friabili, quali il carbonato di piombo ed i silicati di zinco ferruginosi, attraversano la lastra forata e vengono a lunghi intervalli evacuati dalla valvola che chiude il vertice inferiore della cassa piramidale per subire poi un ulteriore trattamento in altri crivelli.

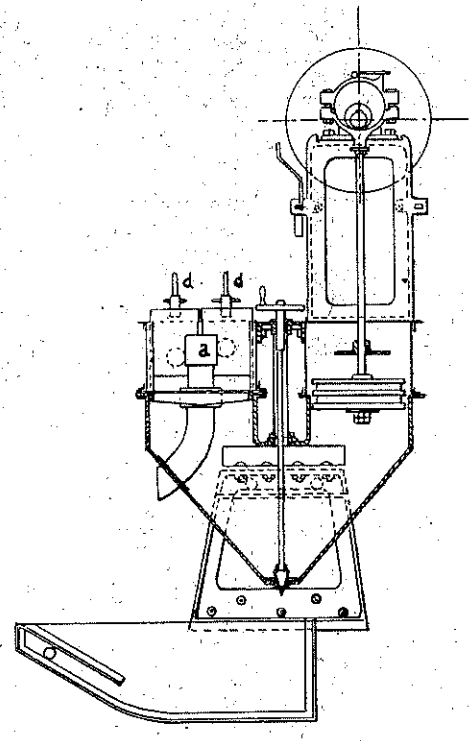


Fig. 192.

Quando non si richieda dal crivello che un solo prodotto, e quando una notevole differenza di densità fra il minerale e la ganga consente una facile separazione, il crivello ad un solo compartimento può essere sufficiente. Ma se è necessario di ottenere due o più quantità di prodotti e delle classi miste da rimacinare, è necessario di ricorrere al crivello a più compartimenti, che non è altro che l'insieme di tanti crivelli semplici riuniti in un solo apparecchio in modo che il materiale che vi entra da un estremo passa — successivamente impoverendosi — dall'uno all'altro; dà un prodotto speciale su ogni griglia e va a sortire all'altro estremo isterilito.

Le figg. 193 *a* e *b* rappresentano in sezione longitudinale e trasversale un crivello a quattro compartimenti, dello stesso tipo di Monteponi, ma costruito con armatura di ghisa e cassa di legno.

Lo scheletro è formato da cinque sostegni o lastre di ghisa *M* aventi la forma del profilo del crivello — quale è indicato nella sezione trasversale — e munite su tutto il contorno di flange di circa 70 mm. di larghezza in modo che le sezioni orizzontali in qualunque punto hanno la forma di un U allungatissimo (|___|). Sulle flange sono fissate con bolloni le doghe di legno (unite a mortasa e linguetta) che completano la cassa piramidale a due vani *A* e *B*, uno destinato alle griglie e l'altra agli stantuffi. Le lastre *M* limitano il crivello e lo dividono in compartimenti la cui lunghezza può variare da m. 0,60 a m. 1,00 : — le due estremità e quella centrale si prolungano in alto — dalla parte corrispondente ai vani destinati agli stantuffi — per formare i montanti *N* che portano i cuscinetti *C* dell'albero motore *D* sul quale sono calettati gli eccentrici a corsa variabile *E* che imprimono il moto verticale alternativo agli stantuffi *S*.

All'interno della cassa piramidale le paratie in legno *H* solidamente incastrate nelle doghe delle pareti, completano le separazioni dei compartimenti nella parte alta e servono per collocare le griglie.

Il telaio che porta la griglia — la quale può essere di tela metallica o di lamiera forata — può essere metallico o di legno ed in quest'ultimo caso (che è il più comune e forse il più pratico) è fatto con liste di contorno *L* di mm. 50 × 25 messe di coltello e con stecche *r* di 10 o 12 mm. di spessore. La lamiera forata o la tela metallica è fissata sul telaio con punte, o con viti, o più di frequente con legature di filo di ottone ricotto ed il telaio è sorretto tutto attorno dalla striscia *O* di tavola di 20 a 25 mm. ed è tenuto fisso al suo posto dalle foderelle *F* di tavola di 20 mm. facilmente ricambiabili.

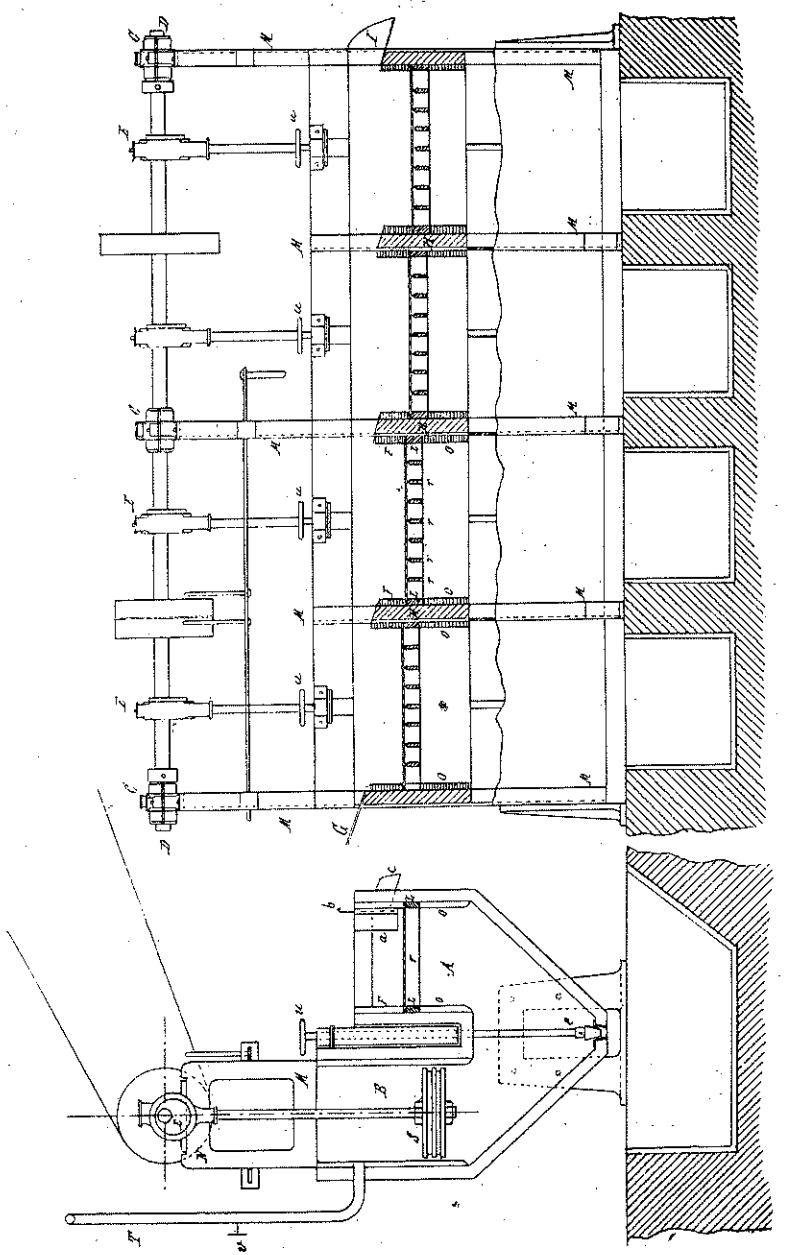
Le faccie interne delle foderelle *F*, del telaio *L* e dell'appoggio *O* devono formare un solo piano o quasi, senza sensibili risalti onde non disturbare l'arrivo delle vene liquide sotto la griglia e far sì che tutta la superficie di questa sia esposta all'urto dell'acqua senza che rimangano angoli inattivi.

Tra un compartimento e l'altro le paratie *H*, colle relative foderette che tengono in sesto il telaio, si innalzano al disopra della griglia di circa 12 a 18 cm., a seconda dei casi. Il piano superiore di queste separazioni è tagliato in pendenza verso la sortita del crivello.

Da una tela all'altra vi è un dislivello di 20 a 25 mm. ed ogni compartimento lascia andar via il materiale allo stesso livello al quale vi è entrato.

Il materiale penetra nel crivello in *G* e l'alimentazione avviene — con dispositivi diversi — su tutta la larghezza del compartimento mentre i rifiuti sortono all'estremo opposto mediante il canale *I* che ha pure la stessa larghezza dell'ultimo compartimento.

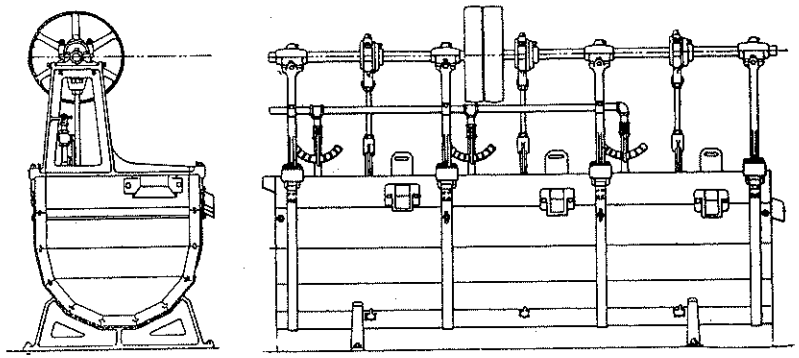
La sortita dei *prodotti* in grani può avvenire in modi diversi che verranno esaminati in seguito.



Figg. 193 *a* e *b*.

Nel caso del crivello che si descrive sulla fronte di ogni compartimento una paratia curva e oblunga *a*, che può fissarsi all'altezza voluta dal fondo, obbliga i grani a passare al disotto di essa per sortire da una feritoia praticata nella piastra verticale *b* (scorrevole a coulisse, per regolare il livello dell'apertura). I grani più densi vanno così a sortire dalla feritoia e mediante il canaletto *c* sono raccolti in appositi recipienti sottostanti.

I materiali fini che attraversando la tela forata si raccolgono nella parte inferiore della cassa del crivello sono evacuati di tanto in tanto



Figg. 194 *a* e *b*.

facendo girare i volantini *u* che comandano le asticciuole alle quali sono fissate le valvole coniche di chiusura *e*.

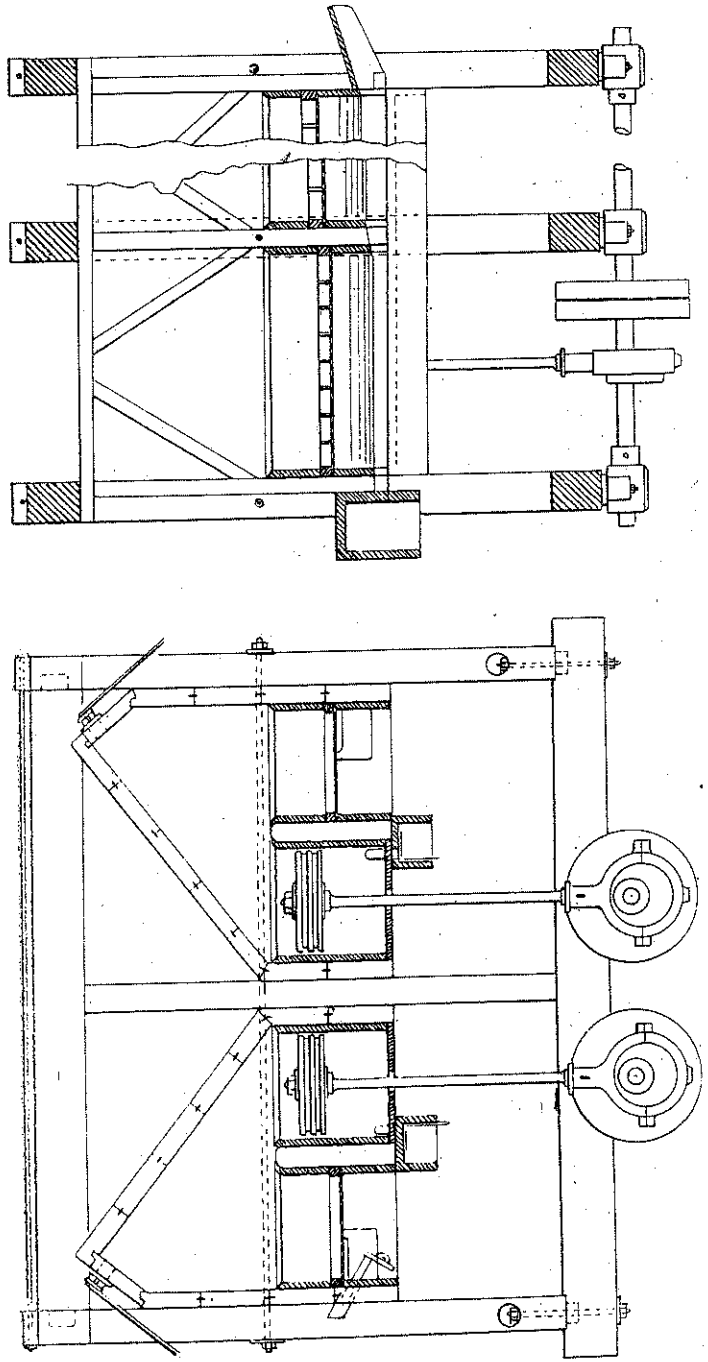
Lo stantuffo *S* scorre con un certo giuoco nel suo compartimento ed è fatto con cinque spessori di tavola da 20 mm.

Il secondo ed il quarto strato sono un po' rientranti rispetto agli altri per formare una specie di guarnizione idraulica e le pareti del compartimento sono pure rivestite di foderette di tavola ricambiabili e talora di lamiera.

Per evitare le proiezioni d'acqua prodotte dal moto dello stantuffo ogni compartimento è chiuso da un coperchio mobile che ha un foro per lo stelo della stantuffo, e talora un altro per il passaggio del tubo dell'acqua quando questa arriva verticalmente al disopra dello stantuffo stesso.

Nel caso attuale l'acqua necessaria al lavaggio arriva ad ogni compartimento mediante il tubo *T* munito di robinetto o valvola *v* per regolare la quantità d'acqua occorrente.

Le figg. 194 *a* e *b* mostrano le viste di fronte e di fianco — in scala di 1 : 50 — di un crivello pure ad eccentrici. Esso ha tre compartimenti di 80 × 40 cm. Il fondo della cassa che è di legno, è semicilindrico e le doghe sono fortemente serrate da bande di ferro piatto



Figg. 195 *a* e *b*.

che circondano la cassa ed hanno saldati agli estremi dei bolloni che penetrano in appositi occhi dei supporti superiori di ghisa reggenti i cuscinetti dell'albero motore; stringendo questi bolloni le bande aderiscono fortemente alla parete esterna della cassa.

L'acqua di lavaggio arriva al disopra dello stantuffo e la chiave di ogni robinetto fa scorrere un indice di fronte ad un quadrante graduato che permette di regolare e di conoscere con una certa precisione il consumo dell'acqua.

L'evacuazione delle filtrazioni avviene al basso mediante robinetti speciali.

Il resto della sua costruzione interna non differisce da quella del crivello dianzi descritto.

Le figg. 195 *a* e *b* rappresentano in scala di 1 : 30 le due sezioni — longitudinale e trasversale — di un altro crivello ad eccentrici ed a più compartimenti, ma tutto di legno.

La forma della cassa rende più comoda e controllabile l'evacuazione delle filtrazioni. L'acqua arriva in un canaletto longitudinale e di là mediante tubetti va nei diversi compartimenti degli stantuffi e la quantità d'acqua può essere convenientemente regolata coll'aprire più o meno l'orifizio superiore dei tubetti per mezzo di dischi piani scorrevoli sul fondo del canaletto principale.

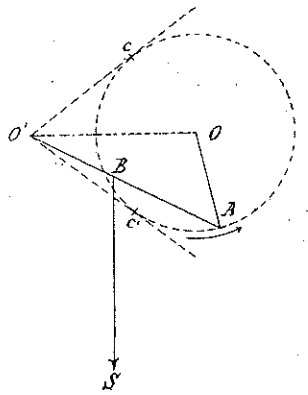


Fig. 195 *c*.

Il moto dell'eccentrico essendo circolare ed uniforme si trasforma in un movimento alternativo dello stantuffo che presenta le due fasi di discesa e di ascesa affatto identiche. Volendo invece ottenere una impulsione brusca ed un ritiro dell'acqua piuttosto lento, il che non può che favorire la separazione dei grani, si ricorse alla così detta *coulisse differenziale*, il cui principio di funzionamento risulta chiaro dall'esame della figura schematica 195 *c*. Una manovella *O A* girevole intorno al punto *O* porta al suo estremo *A* un bottone o perno che può scorrere nella coulisse *A B* oscillante intorno al perno fisso *O'*. Se la manovella è animata da un movimento di rotazione uniforme, il movimento discendente dello stantuffo *S* — la cui asta è unita a snodo in *B* alla leva *A B* — avviene mentre *A* descrive il piccolo arco *c c'* ed è quindi molto più brusco del movimento ascendente che dura tutto il tempo impiegato dal punto *A* a percorrere l'arco maggiore *c' A c*.

La fig. 196 rappresenta la disposizione primitivamente adottata per realizzare praticamente il genere di movimento desiderato.

Siccome però le coulisses si deterioravano rapidamente, si finì per dare a tutto il sistema una disposizione più semplice e più robusta, quale è quella del *glifo* rappresentato in pianta e in sezione nelle due figg. 197 *a* e *b*, le quali rappresentano pure in pianta ed in sezione (scala di 1 : 20) l'insieme di un crivello a tre compartimenti con movimento a glifo.

Un albero corto *A'* riceve il movimento per cinghia mediante pulegge fissa e folle *P*, mentre all'altro estremo ha un piatto di ghisa *B* con scanalatura a coda di rondine *a* nella quale può scorrere un pezzo speciale d'acciaio che porta il perno *O*. Questo perno si fissa nella posizione voluta serrando il dado *d* e può quindi avere l'eccentricità che occorre. Su di un altro albero *A* parallelo al primo che si estende su tutta la lunghezza del crivello sono calettate le palmole *D* che reggono le aste degli stantuffi ed un lungo braccio *C* di ferro forgiato che ha all'estremità un perno aggiustabile *e*. Una piccola biella *F* unisce i due perni *O* ed *e*.

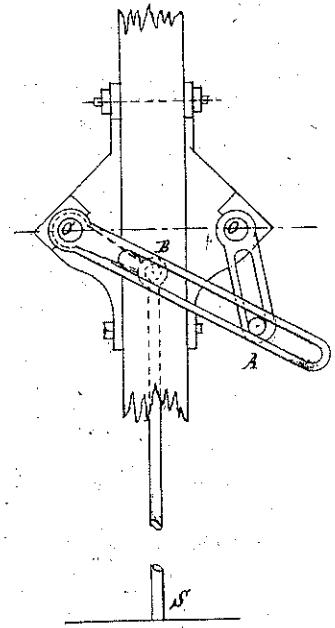


Fig. 196.

Il movimento circolare del perno eccentrico *O* si trasforma in movimento circolare alternativo del perno *e*, del braccio *C* e delle palmole *D* che a lor volta imprimono allo stantuffo un movimento alternativo sensibilmente rettilineo, con moto accelerato dall'alto al basso più breve e moto ritardato e di durata maggiore dal basso all'alto quando l'albero *A'* gira nel senso indicato dalla freccia.

L'unione dell'asta dello stantuffo colla rispettiva palmola ha luogo — come indicano le figg. 198 *a* e *b* — mediante una semplice lamina d'acciaio di 2 a 3 mm. di spessore, serrata con placchette e bolloni sia alla palmola e sia all'asta quando si tratta di piccole corse dello stantuffo (crivelli dei materiali fini). Quando invece si tratta di corse forti, come occorrono per esempio per la separazione delle granaglie, l'unione ha luogo — come è indicato dalle figg. 199 *a* e *b* — con robusta cerniera a snodo munita di perno conico aggiustabile.

La differenza fra il moto rapido d'andata e quello lento di ritorno dello stantuffo è anche più accentuata nei *crivelli a molla* (Collom-jig, Cooley-jig, ecc.) che sono il tipo preferito da alcune Case americane ed inglesi e che sono usati specialmente in Australia ed agli Stati Uniti (Missouri, Kansas, ecc.).

Diamo anche la descrizione di un crivello a molla costruito dalla ri-

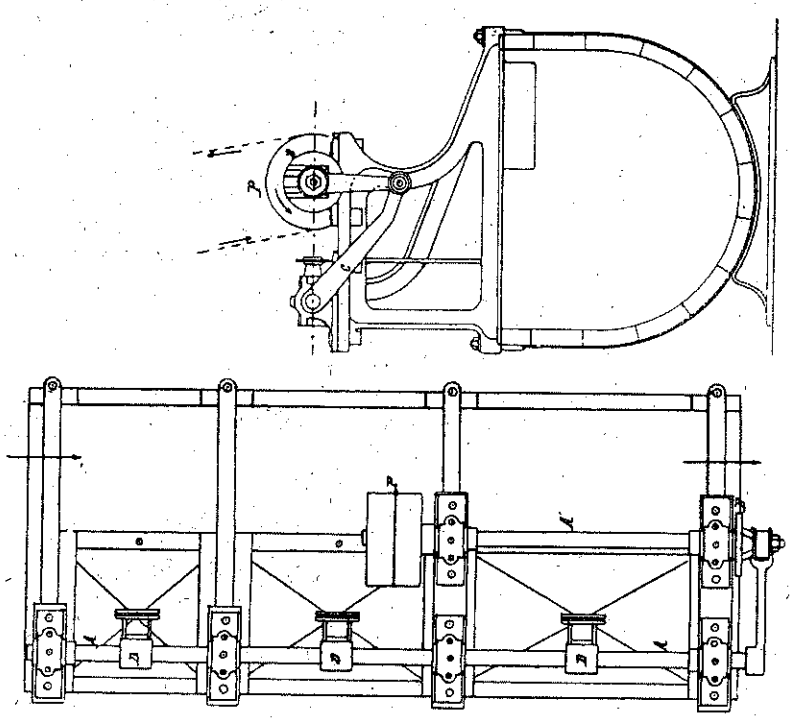


Fig. 197 *b*.

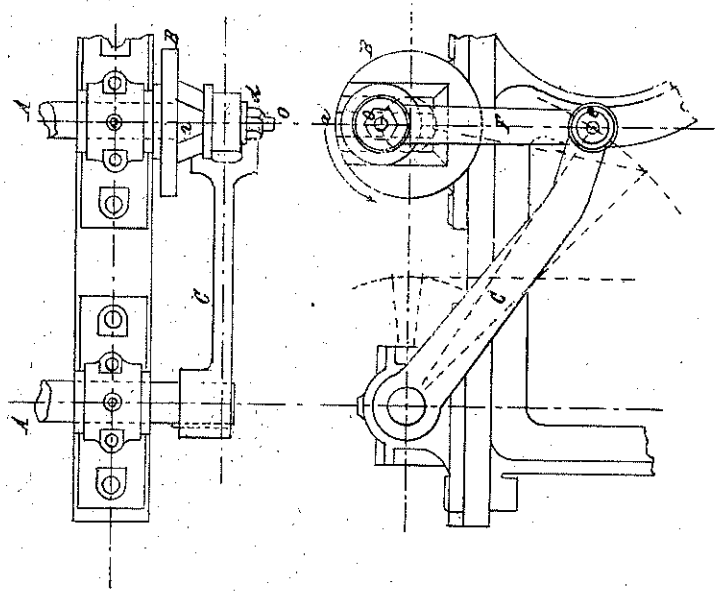
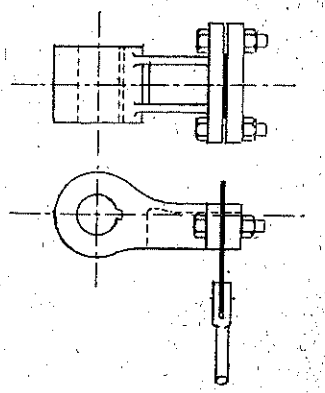


Fig. 197 *a*.

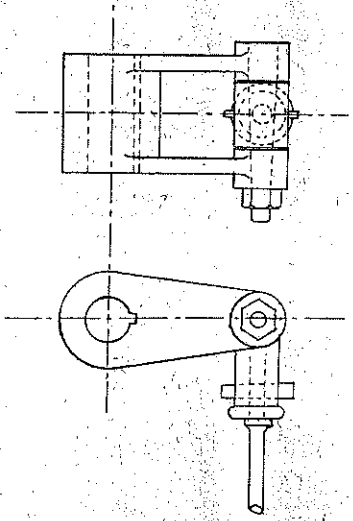
nomata Casa costruttrice Wilfley Mining Machinery Company (Londra), e che è rappresentato in scala di 1 : 40 nelle figg. 200 *a* e *b*.

La cassa ha la forma più comune, ma è solidissima essendo costruita con tavoloni dello spessore di 80 a 90 mm. Le doghe longitudinali sono unite a doppio incastro e linguette e la congiunzione loro colle faccie laterali e colle divisioni trasversali sono fatte con grosse unioni a coda di rondine, ottenendosi così un insieme rigido e compatto.

Sulle divisioni trasversali sono fissati i montanti che portano in basso i cuscinetti dell'albero motore — che ha ad un'estremità le due pulegge



Figg. 198 *a* e *b*.



Figg. 199 *a* e *b*.

fissa e folle — ed in alto un travetto di ferro a doppio T il quale si estende su tutta la lunghezza del crivello.

Calettato sull'albero e nella metà di ogni compartimento si ha un bocciuolo o palmola della forma visibile nella fig. 200 *b*. La differenza fra i raggi massimo e minimo della palmola può essere da 3 a 25 mm. a seconda della grossezza dei grani da trattare.

Sul bocciuolo appoggia un rullo che ha i perni girevoli entro un supporto ricambiabile posto al vertice della robusta staffa a $\wedge$ le cui due gambe sono fissate con bolloni allo stantuffo. Al vertice della detta staffa è fissata — con vite e dado — una grossa asta d'acciaio tondo che attraversa il travetto longitudinale superiore e che alla sommità ha un tratto filettato al disopra di una guida a pressa-stoppe.

Attorno all'asta e contrastante, coll'anima del travetto superiore si ha una molla a spirale che può essere più o meno serrata da un grosso dado inferiore il quale porta la piattellina d'appoggio della molla stessa e che

può spostarsi verticalmente vitandosi o svitandosi lungo un tratto filettato dell'asta. È questo il *dado regolatore* della natura della scossa, perchè modifica come si vuole la tensione della molla.

Alla sommità filettata dell'asta è vitato un grosso dado in due pezzi

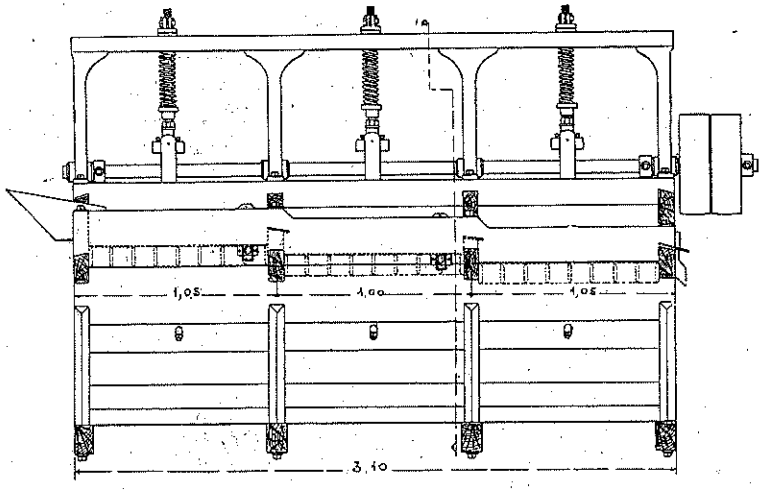


Fig. 200 *a*.

riuniti da bolloni, il quale col suo piano inferiore — quando lo stantuffo arriva al basso della corsa — si adagia su un cuscinetto elastico formato da un pezzo di cinghia di gomma unito alla parte superiore del pressastoppe, il quale è a sua volta vitato alla parte superiore dell'anima del travetto longitudinale. Il grosso dado superiore regola la lunghezza della corsa.

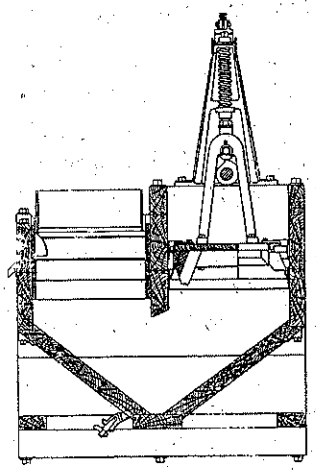


Fig. 200 *b*.

Lo stantuffo del crivello scorre nel suo compartimento con un giuoco di 25 mm. da tutti i lati ed i suoi spigoli longitudinali e trasversali sono tagliati a cuneo e ad essi sono fissati dei pezzi di cinghia di gomma di 150 mm. di larghezza (fig. 201) che vanno fin contro alle pareti interne del comportamento e funzionano come valvole piane.

I quattro angoli dello stantuffo portano delle appendici metalliche aggiustabili che possono scorrere a dolce sfregamento in apposite guide pure metalliche e ad angolo fissate ai quattro spigoli interni del compartimento.

In virtù di queste guide e dell'essere l'asta superiore pure guidata nel pressa-stoppe, si ottiene un perfetto movimento verticale dello stantuffo, il cui piano è sempre orizzontale durante l'intera corsa.

Consideriamo il crivello in azione. Girando l'albero e quando il rullo della staffa dello stantuffo ricade dal punto più alto a cui fu spinto dal bocciuolo, si ha un'immersione rapidissima dello stantuffo in virtù della reazione della molla, immersione la cui lunghezza si può, come si disse, aumentare o diminuire, girando il dado regolatore superiore. L'orlo inferiore delle striscie di gomma che circondano lo stantuffo appoggiano fortemente contro le pareti del compartimento (che in quel tratto è rivestito di lamiera) dimodochè tutta la forza del colpo si esercita sul letto del minerale che forma la carica del crivello, la quale è così messa rapidamente in sospensione nell'acqua.

La lunghezza dalla corsa varia nelle condizioni più usuali dai 10 ai 25 mm. e quindi, quando l'asta ricade, il rullo rimane senza essere a contatto colla superficie della palmola per una certa frazione di una intera rivoluzione dell'albero. Si ha così un momento di riposo che permette alla sola gravità di agire sui grani, i quali cadono in quella fase sotto il dominio delle leggi della libera caduta e precisamente nel periodo del loro moto accelerato.

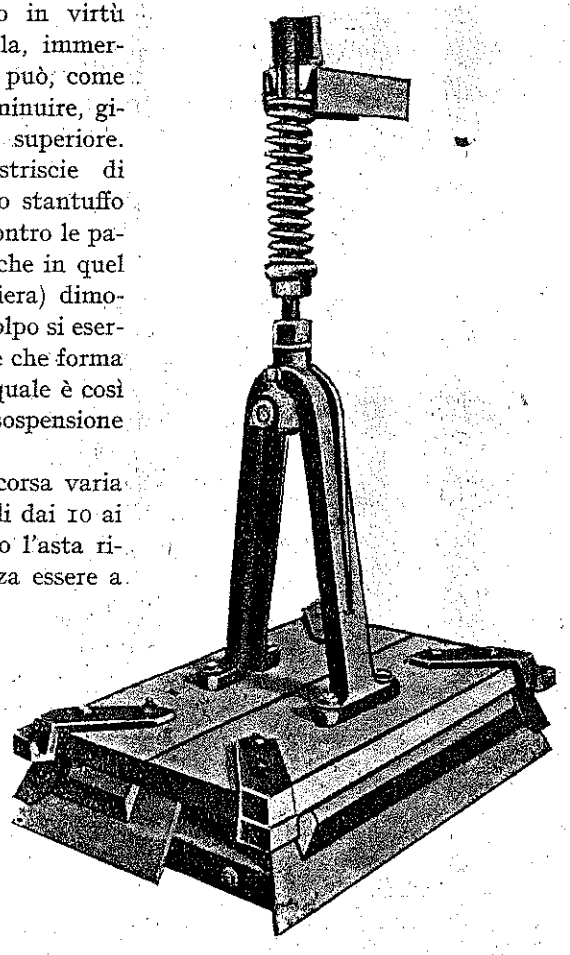


Fig. 201.

Quando la palmola torna a contatto col rullo il suo percorso per arrivare al sommo della corsa è relativamente lento: le striscie di gomma dello stantuffo cedono e permettono all'acqua sovrastante di scorrere in giù e di riempire il vuoto che tenderebbe a formarsi sotto la faccia dello stantuffo riducendo l'aspirazione sulla carica che è spesso dannosa.

La molla intanto è fortemente compressa ed immagazzina l'energia che restituisce nella corsa seguente allo stantuffo per il periodo d'immersione. Il numero delle scosse è per lo più di 150 al minuto. Le dimensioni ordinarie di ogni compartimento sono 600 × 900 mm.

È qui il caso di esaminare un po' la natura del moto di va e vieni dello stantuffo nei tre diversi tipi di crivello; ad eccentrico, a glifo ed a molla.

La differenza fra il movimento ottenuto coll'eccentrico e quello dato allo stantuffo dalla coulisse differenziale, è reso più evidente se si fa un diagramma del movimento in un caso e nell'altro per una stessa corsa dello stantuffo.

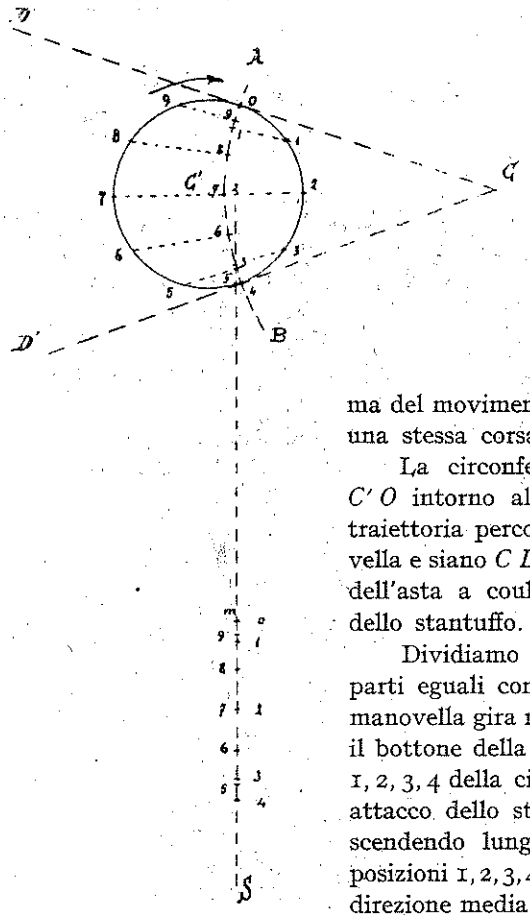


Fig. 202.

La circonferenza descritta con raggio $C'O$ intorno al punto C' (fig. 202) sia la traiettoria percorsa dal bottone della manovella e siano $C\,D$ ed $C\,D'$ le posizioni estreme dell'asta a coulisse che porta lo stelo $O\,S$ dello stantuffo.

Dividiamo l'arco 0,4 e l'arco 4, 7, 0 in parti eguali con una comune misura. Se la manovella gira nel senso della freccia, mentre il bottone della manovella passa per i punti 1, 2, 3, 4 della circonferenza C', il punto O di attacco dello stelo dello stantuffo si sposta scendendo lungo l'arco $A\,B$ occupando le posizioni 1, 2, 3, 4 e se m è un punto preso sulla direzione media dello stantuffo supposto guidato, esso si porterà lungo tale direzione successivamente nei punti 1, 2, 3, 4.

Similmente continuando il giro della manovella, il bottone di questa, il punto d'attacco dello stelo e il punto m occuperanno le posizioni 5, 6, 7. 8, 9, 0, il primo sulla circonferenza C , il secondo sull'arco $A\,B$ e il terzo sulla direzione dell'asta dello stantuffo.

Sviluppiamo ora la circonferenza C' lungo una retta e dividiamo il suo sviluppo in tante parti eguali quante furono quelle in cui è stata precedentemente divisa la circonferenza C' (fig. 203).

Sulle ordinate 1, 2, 3, 4 (fig. 203) portiamo le lunghezze 0-1, 0-2, 0-3, 04, ecc. eguali agli spazi percorsi dal punto m, mentre il bottone della manovella percorre gli archi 0-1, 0-2, 0-3, 0-4 allontanandosi dal punto O. Similmente portiamo sulle ordinate 5, 6, ... 9 le lunghezze 0-5, 0-6 ... 0-9 eguale agli spazi che separano successivamente il punto m dal punto 0, mentre il bottone della manovella percorre gli archi 4-5, 4-6 .... 4-0 andando verso il punto 0.

Unendo gli estremi delle ordinate otteniamo una curva G che rappresenta il movimento dello stantuffo in un intero periodo del suo lavoro quando è comandato da una coulisse differenziale od a un glifo (fig. 204).

Consideriamo ora l'eccentrico E (fig. 203) di eccentricità $E\,O$ eguale $C'\,O$ della manovella del caso precedente. Mentre o va successivamente passando per i punti 1, 2, 3... della circonferenza, il punto m supposto guidato nella direzione $E\,m$, passa successivamente per i punti 1, 2, 3.... (fig. 203) verticalmente. Ripetendo ora la costruzione su esposta nella fig. 204 otterremo una curva E che rappresenta il moto dello stantuffo nel caso in cui esso è comandato da un eccentrico.

Esaminando le due curve si vede che quella E dell'eccentrico è simmetrica rispetto all'ordinata massima 5, e indica che la fase dell'immersione dello stantuffo dura quanto quella dell'ascesa: si vede inoltre che l'inversione del movimento avviene piuttosto rapidamente.

La curva G del movimento a glifo è invece dissimmetrica rispetto all'ordinata massima 4; la fase d'immersione cioè avviene in un tempo minore di quella dell'ascesa e l'inversione del movimento avviene dolcemente, dando quasi una breve fase d'arresto.

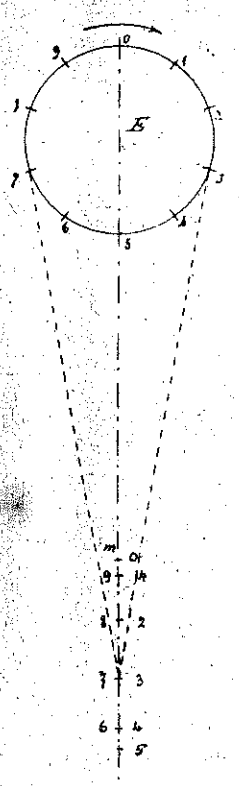


Fig. 203.

Per fare il diagramma del movimento dello stantuffo comandato da molla, non si hanno dati positivi, ma da quanto fu detto al riguardo si può dedurre che la sua forma sarebbe presumibilmente quella indicata dalla curva M, che indica un'immersione anche più rapida (se così si vuole) di quella precedente; un periodo più marcato d'arresto ed un periodo di ascesa lentissimo.

Riguardo al movimento dello stantuffo nei tre tipi di crivelli esaminati giova anche notare che nel crivello ad eccentrico lo stantuffo, essendo rigidamente fissato normalmente al suo stelo, lavora nell'acqua inclinandosi

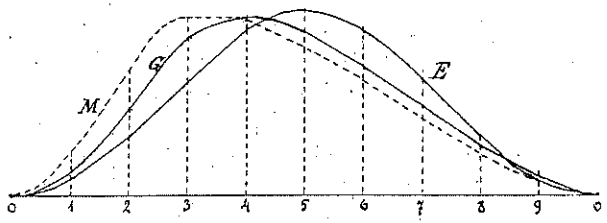


Fig. 204.

ora in un senso ora in un altro trasversalmente; non lavora cioè nelle migliori condizioni desiderabili.

Nel crivello a glifo le deviazioni dello stelo dalla verticale sono assai limitate e quindi quasi trascurabili sono le oscillazioni trasversali dello stantuffo. Nel crivello a molla lo stantuffo e lo stelo sono guidati; la faccia dello stantuffo si mantiene orizzontale e preme il liquido nelle migliori condizioni.

Crivelli a stantuffo a grande portata. — Per quanto segue è bene di riandare e riferirsi sempre a quanto fu dettagliatamente esposto sul comportamento dei grani in massa nel crivello a stantuffo.

Tutte quelle considerazioni (più pratiche che teoriche, ma che con la teoria strettamente si collegano) hanno assunto una particolare importanza da quando specialmente l'evoluzione dell'arte della concentrazione dei minerali si è avviata alla soppressione o riduzione della classificazione a volume precedente il lavoro di arricchimento, *in quei casi in cui è abbastanza sensibile la differenza di peso specifico tra minerali e ganghe.*

Già da parecchi anni in America in certi distretti del Missouri, per minerali costituiti da galena e blenda in grossolani elementi nella dolomia o nel calcare, il principio suddetto applicato in impianti di una semplicità estrema segnò un vero successo nell'industria mineraria di quelle regioni.

L'apparecchio arricchitore era in questi casi un crivello a stantuffo di grandi dimensioni conosciuto sotto la denominazione di « crivello Standard » che è fatto lavorare per la contemporanea produzione da ottenersi sopra e sotto lo staccio con uso cumulativo di bocchette e di letti filtranti.

Crivelli Standard. — Il crivello Standard in generale ha quattro o cinque compartimenti di lunghezze da metri 1 a metri 1,20 con larghezze da 0,70 a 0,90.

Vi si possono trattare materiali senza classificazione preventiva a grani tra 0 e 15 mm., ma è preferibile l'eliminare preventivamente i fini inferiori ad 1 mm. e limitare la grossezza massima dei grani alimentati a 10 o 12 mm.

Il crivello lavora per filtrazione, formando per lo più il letto da sè e l'eccesso di concentrato o di misto ricco nei diversi compartimenti è evacuato da tubi o bocchette di vario tipo.

Gli stantuffi sono mossi non da dispositivi a movimento differenziale, ma (dovendo lavorare per filtrazione ed essendo quindi utile una

sensibile aspirazione come fu precedentemente spiegato) sono comandati da forti eccentrici a corsa variabile a nonio.

La corsa è per il crivello iniziale (materiali 1,12) di 18 a 22 mm. e per quello che tratta i misti filtrati o rimacinati da 5 a 12 mm. Il primo batte da 150 a 170 colpi al minuto; il secondo da 200 a 250.

Fin dal 1915 un'interessantissima applicazione dell'uso dei crivelli Standard veniva fatta in una delle laverie delle miniere di Gennamari-Ingurtosu (Sardegna) per minerali di piombo (Bollettino dell'Associazione Mineraria Sarda — Marzo 1915 — comunicazione dell'Ing. C. W. Wright) ed è istruttivo il riassumerla.

Il minerale di piombo (tenore medio 6 %) è costituito da galena in noduli o venette compatti, senza disseminazione fina.

Ganghe: scisto e granito, con presenza di quarzo, calcite, siderite e blenda. *Minerale di facile arricchimento.*

In una laveria a due sezioni identiche, ed in ognuna di esse, il minerale — macinato a meno di 10 mm. — dopo eliminazione del fino a grani inferiori a 1 mm., e mediante classificazione serrata (1-2-3-4-5,5-7-8-10-15) su tre vibrovagli alimentava precedentemente otto crivelli a tre compartimenti, i cui misti rimacinati e riclassificati in altri due vibrovagli, alimentavano altri otto crivelli come i precedenti.

In ogni sezione un solo vibrovaglio e due crivelli Standard permisero l'eliminazione di quattro vibrovagli e di 14 crivelli usuali.

Riassumiamo l'andamento del nuovo sistema di lavoro in una delle sezioni che tratta da 9 a 10 tonn. all'ora.

Il minerale macinato a meno di 15 mm. è con un vibrovaglio diviso in tre classi di grani (0-1; 1-4; 4-15). Il finissimo (che rappresenta il 20 % dell'entrata) va alle tavole.

La classe 4-15 va ad un crivello Standard (quattro compartimenti di 1,20 × 0,90) che dà galena per bocchetta e per filtrazione nel primo compartimento. Negli altri compartimenti si hanno per bocchetta dei misti da rimacinare e del minerale arricchito per filtrazione attraverso alla tela forata a fori di 5 mm.

Questa filtrazione insieme ai misti rimacinati ed alla classe 1-4 del vibrovaglio alimentano il crivello Standard inferiore.

Questo ha 5 compartimenti di 1,10 × ,080 con tela da 3 mm.

Il primo compartimento dà prodotto finito di galena per bocchetta e per filtrazione, mentre tutti i prodotti (sopra e sotto lo staccio) sono dei misti che rimontati alla macinazione con una noria ritornano al crivello inferiore.

Il primo crivello Standard riceve circa 50 tonn. nelle 10 ore; fa 29 tonn. di sterile con sole traccie di piombo; dà 1 tonn. circa di galena al 55 % di Pb e 20 tonn. di misti a 5 % Pb.

Il secondo crivello riceve 30 tonn. di materiale 1-4 mm. provenienti

dal vibrovaglio e 20 tonn. di misti del crivello superiore in parte rimacinati. Esso fa 35 tonn. di sterili poverissimi; 14 tonn. di misti con 5 % Pb ed 1 tonn. di galena al 65 % Pb.

Il finissimo, che è circa 20 tonn., dà sulle tavole 2 tonn. di galena al 60 % Pb.

Lo specchio comparativo seguente rende evidente il vantaggio ottenuto, in ogni sezione per la parte modificata:

Vecchia Sezione.

Numero apparecchi:		
Vibrovagli		5
Crivelli		8
Mano d'opera:		
Operai		8
Consumo d'acqua al 1'	litri	1080
Superfici di tela filtranti	m^2	175

Nuova Sezione.

Numero apparecchi:		
Vibrovagli		1
Crivelli		2
Noria		1
Mano d'opera:		
Operai		3
Consumo d'acqua al 1'	litri	380
Superfici di tele filtranti	m^2	85

* * *

Si constatava inoltre una sensibile diminuzione nel consumo di forza motrice; una riduzione del 50 % sul costo delle riparazioni e dei generi diversi (olio, cinghie, tele, ecc.), ed un leggero miglioramento nel rendimento globale in metallo.

Il crivello Standard (come — più in grande — il crivello Hancock) può essere anche utilizzato per eliminare, in casi speciali, direttamente una certa quantità di sostanze sterili da un insieme di grani — senza classificarli prima a volume — prima di mandarlo all'ulteriore trattamento metallurgico o di concentrazione.

In fatto di crivelli a stantuffo oltre la fortunata amplificazione del tipo classico nel possente crivello Standard, è da segnalare il sistema di lavoro con crivelli « Woodbury » del quale diamo un cenno, mentre restano nell'armamentario corrente moderno i numerosi modelli già descritti e che i diversi fabbricanti curano sempre di più nei particolari costruttivi.

Crivelli Woodbury. — Il crivello Woodbury, o più propriamente parlando il sistema di crivelli Woodbury, è formato per lo più da tre crivelli in serie e disposti in cascata (come è schematicamente indicato in sezione nella fig. 205) nei quali l'alimentazione avviene con canali o veri piani inclinati al disopra dello stantuffo penetranti nel crivello lungo la paratia di divisione che separa la camera dello stantuffo dal compartimento di lavaggio.

Il minerale avanza quindi perpendicolarmente all'albero anzichè parallelamente ad esso come nei crivelli ordinari.

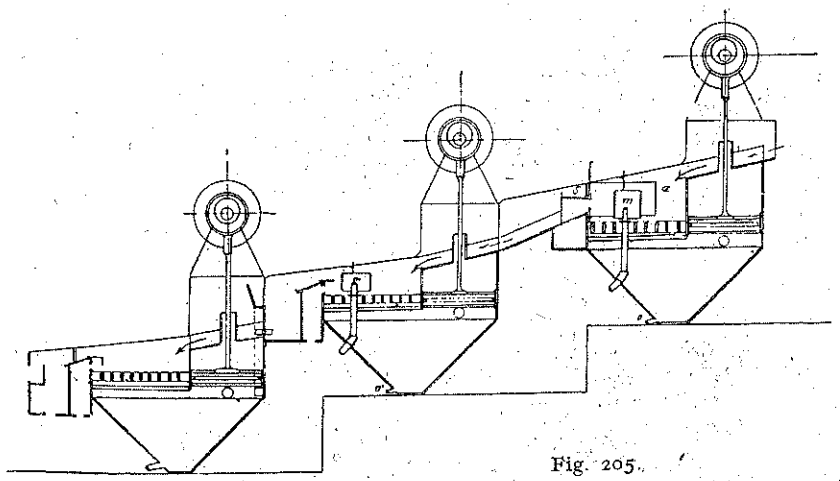


Fig. 205.

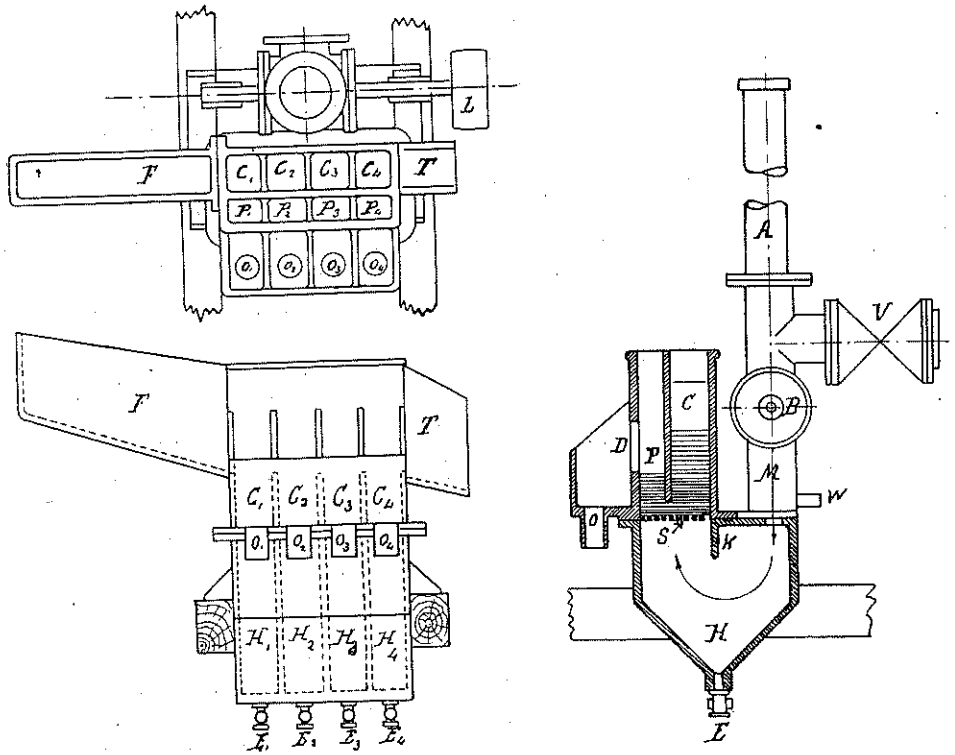
Il primo crivello (lunghezza m. 0,90, larghezza m. 0,60) riceve il materiale proveniente dalla macinazione in grani tra 0-10 mm. senza classificazione preventiva. Il movimento dello stantuffo è differenziale con notevole scarto fra il periodo dell'impulso ossia del sollevamento brusco della carica dei grani e quello molto più lento al depositarsi della carica. È quindi quasi nulla l'aspirazione mentre invece la violenta agitazione provocata dal forte impulso comunicato ai grani nel periodo di ascesa della carica, sfanga la massa eliminando e spingendo a galla i limi che con opportuno dispositivo *a* sfiorano con l'acqua fangosa in *s* per andare per esempio ad un densificatore che alimenterà delle tavole o delle celle di fluttuazione.

Mentre elimina i limi, il crivello dà un prodotto finito per filtrazione attraverso la tela ed uno per tubo regolabile *m* al disopra del letto filtrante.

Il rifiuto va ad un secondo crivello (lunghezza 0,75, larghezza 1,20) il quale dà a sua volta due prodotti ricchi (uno per filtrazione ed uno per tubo regolabile) dei misti da rimacinare ed un rifiuto che va ad un

terzo crivello identico al precedente il quale dà dei misti da rimacinare e dello sterile da rigettare.

Il sistema Woodbury è molto apprezzato in America dove ebbe fortunate applicazioni. Ad esempio nelle laverie della Calumet and Hecla Mining Company per minerali di rame nativo con argento nativo in ganga epidotica e con calcite, due gruppi Woodbury trattano ognuno oltre 10 tonn. al-



Figg. 206 *a*, *b*, e *c*.

l'ora di materiali non classificati e con più del 40 % di limi i quali sono perfettamente separati nel primo crivello e vanno, dopo passaggio ad un addensatore, ad alimentare delle tavole.

Crivello pulsante del Richards. — Questo crivello fu costruito fin dal 1907 dal Richards per lavorare sul principio del suo classificatore idraulico pulsante descritto nel Capitolo IX di questo volume. Era a quattro compartimenti ed è rappresentato in pianta, vista di fronte e sezione trasversale nelle figg. 206 *a*, *b* e *c*.

In esse *H* rappresenta il compartimento di raccolta col risalto divisorio *h*, *S* è la lamiera o tela forata. I compartimenti superiori *C C* .... sono

in comunicazione colle corrispondenti tasche *P P* .... La parete divisoria tra *P* e *C* si ferma a poca distanza dalla griglia *S* ed a traverso dell'apertura che ne risulta passano i concentrati che vanno a sortire dalle aperture frontali *D* regolabili con paratie per scendere mediante i tubetti *O* nel canale di raccolta.

Dal tubo *M* l'acqua sotto pressione di circa un'atmosfera è distribuita ai quattro compartimenti e — come quantità — è regolata dalla valvola *V*, alla quale fa seguito la valvola pulsante a rotazione, comandata da cinghia che sostituisce lo stantuffo del crivello ordinario e che dà delle pulsazioni di carattere speciale e in una sola direzione.

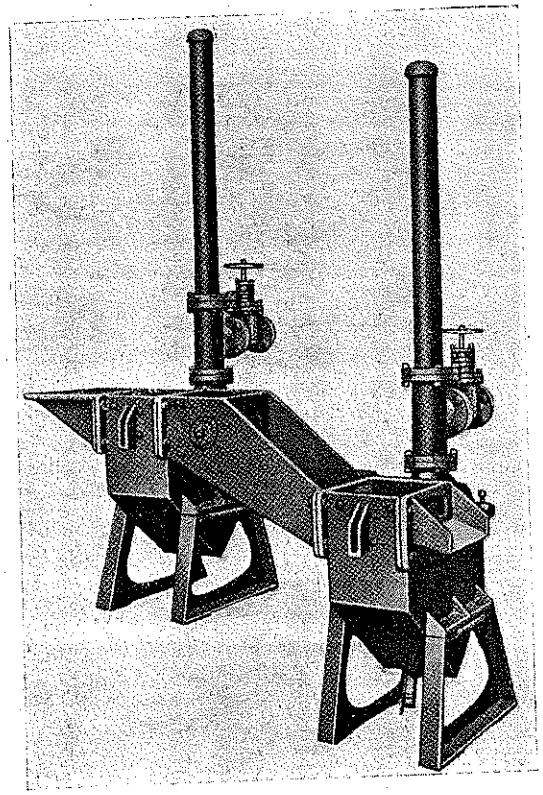


Fig. 206 *d*.

La griglia *S* è formata da due strati di tela forata l'inferiore a buchi di millimetri 4,5 e l'altra di millimetri 0,8 circa: quest'ultima perforazione ridottissima fa sì che non si ha quasi nessuna filtrazione e tutti i concentrati passano nei compartimenti *P* per essere evacuati.

L'alimentazione avviene dal canale *F* ed il materiale sotto gli impulsi della corrente d'acqua che agisce soltanto dal basso all'alto vanno depositandosi per densità nei diversi compartimenti e la loro evacuazione si fa dalle aperture *D* regolabili secondo il bisogno, mentre lo sterile va via dal canale *T*.

A riguardo del suo crivello il Richards scriveva che esso poteva trattare grani compresi fra i 12 mm., purchè rigorosamente classificati a volume secondo i rapporti risultanti dai fattori d'equivalenza.

In tali condizioni il suo crivello a quattro compartimenti di 26 cm. poteva fare (dato il carattere efficacissimo delle pulsazioni) il lavoro di più di tre crivelli ordinari a 4 compartimenti; occupando uno spazio 70 volte minore e consumando $^1/_5$ d'acqua e d'energia.

Un altro vantaggio sarebbe dato dal tempo minore in cui i grani restano nel crivello onde minore vi è la produzione di limi che è generata dalla confricazione dei grani fra loro, fatto che è indicato dal fatto notorio del consumarsi arrotondandosi dei grani del letto nei crivelli filtranti.

La Soc. Italiana Ernesto Breda costruisce attualmente il crivello pulsante del Richards ma ad un singolo compartimento, la cui potenzialità può calcolarsi secondo i casi da 300 a 1000 tonn. per metro quadrato di griglia in 24 ore; ossia da 20 a 70 volte maggiore di quella dei crivelli ordinari.

Il crivello è costruito in due tipi uno dei quali con superficie di griglia di mm. 150 × 150 può trattare da 20 a 50 tonn. nelle 24 ore; e l'altro a griglia di mm. 300 × 300 ne può trattare da 30 a 100.

La fig. 206 *d* dà una veduta prospettica di due di questi crivelli messi in serie, potendosene — occorrendo — aggiungere anche uno o due altri.

Dettagli e norme costruttive dei crivelli. — Nella costruzione dei crivelli è buona regola quella di tenere l'area dello stantuffo eguale a quella della griglia che sorregge la carica, onde avere corrente uniforme su tutta la sezione del crivello.

Si hanno bensì dei crivelli (es. il crivello Collom) in cui l'area dello stantuffo è minore di quella della tela forata o griglia; ma evidentemente occorre in questo caso una maggior corsa dello stantuffo e quindi un eccesso inutile di lavoro.

Nè è da consigliare l'accoppiamento di due crivelli a stantuffo comune, sia per la ragione anzidetta, sia anche perchè se in un dato momento in uno dei crivelli la carica è meno pesante che nell'altro; il primo assorbirà un impulso troppo forte a detrimento del lavoro del secondo che avrà talora un impulso insufficiente.

Lo stelo dello stantuffo dovrà avere una certa lunghezza, non inferiore mai a m. 0,70 nei crivelli ad eccentrico, per rendere meno sensibili le oscillazioni trasversali dello stantuffo, e la faccia superiore di questo — anche al sommo della corsa — non dovrà mai salire più in alto del livello della tela onde evitare quanto è possibile aspirazioni nocive.

La costruzione più pratica dello stantuffo è quella indicata nella fig. 193 *a* e della quale si è già fatto cenno.

L'unione collo stelo od asta può farsi con semplice rosetta superiore e dado e controdado alla parte inferiore; ovvero con un tratto lungo al basso tutto filettato e dado e controdado tanto alla parte superiore quanto alla parte inferiore dello stantuffo stesso, il che permette di variare l'immersione di quest'ultimo.

Se la lunghezza del compartimento, e quindi quella dello stantuffo non supera gli 800 mm. un solo stelo è sufficiente: per lunghezze maggiori è bene metterne due fissati nei relativi eccentrici o bocciuoli ed a distanza di $^1/_4$ della lunghezza a partire dagli estremi.

Il giuoco che si lascia tutt'attorno allo stantuffo deve essere ridotto al puro necessario per permettere la sua libera oscillazione trasversale e per ovviare al pericolo che si serri fra le pareti per gonfiamento del legno nell'acqua quando lo stantuffo è nuovo. Non bisogna a tale riguardo perdere di vista il fatto che maggiore è lo spazio vuoto attorno allo stantuffo e maggiore è la corsa che si dovrà dare a questo per ottenere l'impulso necessario a sollevare la carica. Uno spazio vuoto esagerato porta necessariamente ad uno sciupio di forza.

D'altra parte bisogna notare che ove l'alimentazione d'acqua avvenga al disopra dello stantuffo, occorre uno spazio sufficiente perchè l'acqua possa scendere liberamente sotto la faccia inferiore dello stantuffo durante la corsa di ritorno per diminuire l'aspirazione.

Siccome l'oscillazione o dondolamento dello stantuffo è tanto più sensibile quanto maggiore è la corsa, il giuoco anzidetto sarà necessariamente maggiore nei crivelli a grosse granaglie, un po' minore in quelli che trattano le granaglie fini e minimo per i crivelli che trattano le sabbie. Per la stessa ragione gli stantuffi dei crivelli a glifo consentono un giuoco minore di quelli dei crivelli ad eccentrico: nei primi esso può in generale variare — a seconda della grossezza dei grani trattati — tra 1 e 5 mm.; nei secondi tra 2 e 10 mm. Per i crivelli a molla del tipo descritto si è provveduto alla eliminazione dello spazio vuoto colla costruzione speciale dello stantuffo.

Nella costruzione di un crivello bisogna anche badare assai alla profondità del bordo inferiore della divisione longitudinale che separa il compartimento dello stantuffo da quello della griglia o tela.

Se la sua profondità sotto la tela è troppo piccola l'azione dell'acqua è più violenta sulla carica nella sua parte più vicina allo stantuffo e più debole verso la parete di facciata del crivello. Se è troppo forte e se si vuole evitare che un restringimento nella luce di passaggio fra i due compartimenti produca l'effetto contrario a quello dianzi accennato si sarebbe costretti ad accedere nell'altezza totale del crivello.

Si può dire che praticamente si otterrà una ripartizione regolare della corrente, tenendo il bordo inferiore della divisione ad una profondità sotto il piano della tela molto prossima alla metà della larghezza della tela stessa ossia del compartimento di lavoro.

Come già si è accennato e come si vedrà anche meglio in seguito occorre, nel lavoro al crivello, di poter variare facilmente la corsa dello stantuffo.

Per i crivelli a glifo ed a molla si è già esposto come ciò possa ottenersi ed anzi si è notato come nel crivello di quest'ultimo tipo si possa variare, volendo, non solo l'ampiezza ma anche la natura del colpo, modificando la tensione della molla.

Per il crivello ad eccentrico o ad eccentrici si è accennato all'uso

di eccentrici a corsa variabile. Di questi ne furono immaginati e costruiti di modelli svariati e più o meno complicati, dei quali sarebbero fuor di luogo, perchè superflua, l'enumerazione e l'esame. Basterà descrivere qui i due tipi che sono più in uso da noi e che la pratica ha indicato come rispondenti a tutte le necessità del lavoro corrente, sia per la semplicità loro, sia per la facilità e sicurezza con cui si regolano al punto voluto, sia per la loro solidità e durata.

Il primo che chiameremo *eccentrico a feritoia* è rappresentato nelle

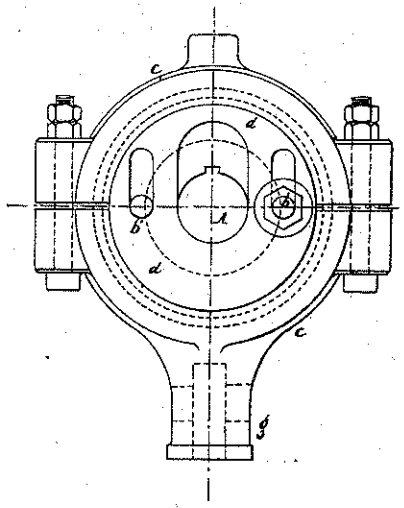


Fig. 207 *a*.

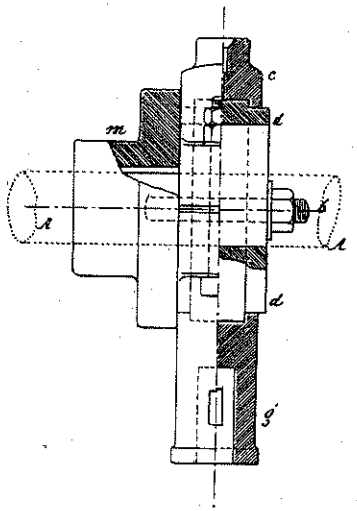


Fig. 207 *b*.

figg. 207 *a* e *b*. Un manicotto *m* è calettato sull'albero e porta fissi due bolloni *b b'*.

Il disco di eccentrico *d* porta due feritoie oblunghe nelle quali penetrano i due bolloni *b b'* ed un'altra maggiore attraversata a dolce sfregamento dall'albero *A*. Il disco è poi circondato alla periferia esterna dal collare *c* in due pezzi, che regge col gambo inferiore *g* l'asta dello stantuffo. Allentando leggermente i dadi dei bolloni *b b'* e battendo dei piccoli colpi sul collare si può far scorrere la feritoia e quindi il disco fino ad ottenere l'eccentricità voluta, dopo di che si serrano con forza i dadi dei bolloni. Nella fig. 207 l'eccentrico è disegnato in coincidenza coll'asse dell'albero, ossia con eccentricità zero.

Il secondo tipo che è conosciuto sotto il nome di *eccentrico a nonio* fu ideato e fatto costruire nel 1882 dall'ing. A. Ferraris per le laverie di Monteponi ed il suo uso si diffuse rapidamente specialmente nelle laverie di Sardegna.

L'apparecchio è rappresentato in scala di 1 : 6 dalle figg. 208 *a* e *b*. Si compone di un eccentrico e_1 calettato sull'albero del crivello e munito di un'espansione laterale *O* a forma di settore con una serie di cinque fori a_1, a_2 .... a_5 disposti su di un arco di cerchio che ha per centro il centro stesso dell'eccentrico: — di un altro eccentrico e_2 che circonda il primo ed ha quattro fori 1, 2, 3, 4 posti sullo stesso cerchio dei fori precedenti, ma distanziati maggiormente fra loro: — di un collare *c* in due segmenti, il

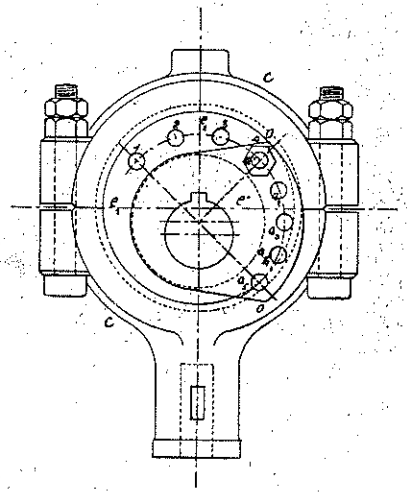


Fig. 208 *a*.

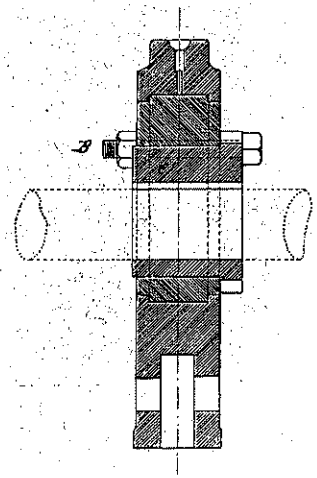


Fig. 208 *b*.

quale porta superiormente l'oliatore ed inferiormente il gambo al quale si fissa l'asta dello stantuffo del crivello.

Il primo eccentrico ed il collare sono di ghisa; il secondo eccentrico è per lo più di ferro forgiato.

Facendo combinare un foro del settore od espansione *O* del primo eccentrico (e_1), con uno dei fori del secondo (e_2) e fissandoli in tale posizione con un bollone *B* i due eccentrici ne formano uno solo rispetto al movimento dello stantuffo. Formando le varie combinazioni fra i fori dell'uno e dell'altro eccentrico si potranno ottenere delle eccentricità totali svariate e comprese fra i limiti corrispondenti alla somma ed alla differenza fra le eccentricità parziali.

Nella disposizione indicata dalla fig. 208 l'eccentricità è la massima (18 mm.) per quel modello d'eccentrico.

Se ne costruiscono ordinariamente di tre modelli diversi a seconda che trattisi di corse piccole, medie e grandi e fissando le eccentricità dei

due eccentrici elementari in modo da ridurre al minimo le dimensioni dell'insieme.

Paragonando i due eccentrici descritti dobbiamo notare che se il primo è di costruzione più semplice e quindi di minor prezzo, il secondo offre una maggior sicurezza contro qualunque spostamento che tende a prodursi in marcia per l'allentarsi del dado dei bolloni che tengono i dischi in posizione: vantaggio che è tanto più sensibile quanto maggiore è la corsa necessaria e quanto più pesante è la carica. Inoltre mentre col primo tipo

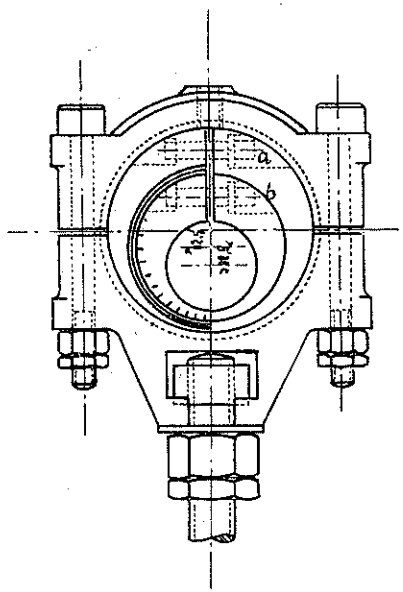


Fig. 209 *a*.

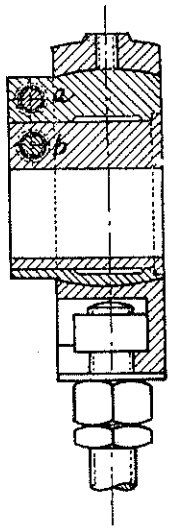


Fig. 209 *b*.

d'eccentrico si procede per tentativi nel cambiare la corsa, nel secondo avendo la tabella delle combinazioni (che può farsi per ogni modello) si ottiene subito con una sola operazione il regime voluto.

Ai due eccentrici su descritti, è da aggiungersi quello che di recente, nella « Meccanurgica » di Carleforte è fatto costruire da L. Martinazzo e che riunisce i vantaggi propri ai due generalmente finora in uso.

Le figg. 209 *a* e *b* rappresentano uno di questi eccentrici a corsa variabile tra 0 e 50 mm. in scala di 1 : 5. La fenditura esistente nei due dischi, che può essere *fortemente serrata* dai due bolloni *a* e *b*, elimina la necessità di chiavette, onde una volta tolti i due bolloni si possono far girare i dischi lungo una graduazione incisa su uno di essi e che indica la corsa risultante dall'azione esercitata sui dischi stessi; dopo di che essi si fissano nella nuova posizione voluta, agendo sui due bolloni di serraggio.

È bene tuttavia notare che nell'*eccentrico a feritoia* i cambiamenti d'eccentricità e quindi le variazioni della corsa possono ottenersi di qualunque quantità tra zero ed il massimo concesso dalle dimensioni dell'eccentrico; mentre in quello a nonio le variazioni procedono a salti.

Ora per i crivelli destinati al trattamento di grani fino ad 1 mm., ciò ha poca importanza e gli scarti dati dall'eccentrico a nonio sono sufficienti; ma coi grani minori e specialmente se si vogliono trattare dei grani al disotto di ½ mm., un leggerissimo cambiamento nella corsa ha spesso un'influenza notevole sul modo di comportarsi del crivello. In questi casi è forse preferibile l'eccentrico a feritoia a quello a nonio (1).

La carica del minerale da trattare è sorretta, come si disse, da una griglia che può essere di lamiera forata d'acciaio o di tela metallica, per lo più d'ottone, fissata alle stecche del telaio, talora con viti e più spesso con legature di filo d'ottone ricotto.

Per cambiare la tela quando è logora si vuota il crivello; si tolgono le foderette superiori che sono in generale fissate con punte corte; si estrae il telaio e se ne sostituisce un altro già pronto colla tela nuova. Il telaio è in generale un po' più stretto e più corto del compartimento in cui entra, dimodochè quando è collocato sulle foderette inferiori d'appoggio resta tutto in giro fra esso e le pareti un giuoco di un paio di millimetri.

Si guarnisce questo spazio con canapa ben pigiata e quindi si applicano bene serrate le foderette superiori in modo da ottenere un giunto perfetto onde il crivello non sfiati.

Per i crivelli a granaglie si preferiscono in generale per reggere la carica le lamiere d'acciaio forate perchè durano di più e costano meno. Per i crivelli delle sabbie invece, le quali si trattano per lo più per filtrazione, si dà la preferenza alle tele metalliche d'ottone, ad onta del loro prezzo maggiore e della minor durata, perchè presentano a parità di superficie una percentuale maggiore di fori e perchè i fori di esse si ostruiscono meno facilmente.

La durata della tela è variabilissima da un caso all'altro secondo che il crivello lavora per filtrazione o no; secondo che il materiale è duro e tagliente o tenero; secondo che si lavora con una carica più pesante o più leggera; secondo che le acque sono corrosive (acque acide di miniera, acqua di mare, ecc.) o non lo sono.

Come dati medi si può ritenere che le lamiere d'acciaio a fori di 3 a 4 mm. durano da 6 a 7 mesi; quelle a fori tra 5 e 8 mm. da otto mesi ad un anno; quelle a fori maggiori, ove occorrano, durano anche più di di un anno e mezzo. Le tele metalliche d'ottone a fori di 3, 2 e 1 mm. (usate per lavorare per filtrazione) durano per lo più da tre mesi ad un mese e mezzo, e meno ancora quelle a fori minori di 1 mm.

(1) L'eccentrico della fig. 209, riunisce i vantaggi dei due tipi.

Gli alberi dei crivelli — per lo più d'acciaio — che portano gli eccentrici hanno diametro che varia dai 50 ai 65 mm. secondo le dimensioni del crivello e sopratutto secondo la lunghezza dei compartimenti, ed i cuscinetti (che a seconda dei costruttori sono di bronzo, o di metallo antifrizione, o meglio ancora di ghisa) non dovrebbero avere una portata inferiore a due volte e mezzo il diametro dell'albero.

Non mancano gli esempi di crivelli con cuscinetti del tipo Sellers leggermente modificato.

Quando il crivello è a più compartimenti è consigliabile di calettare gli eccentrici non su una stessa generatrice dell'albero, ossia in modo che avvenga l'immersione contemporanea di tutti gli stantuffi, ma spostando la calettatura degli eccentrici successivi di un arco eguale a 360° diviso per il numero dei compartimenti. Così facendo uno stantuffo si abbassa dopo l'altro a comprimere l'acqua e sollevare la carica, rimanendo perciò meglio ripartita la forza necessaria al funzionamento dell'intero apparecchio.

Alimentazione. — Un crivello funziona in condizioni tanto più favorevoli quanto più regolare è l'alimentazione e questa condizione sempre necessaria in qualunque caso, diviene assolutamente indispensabile quando il crivello lavora per filtrazione come si vedrà in seguito.

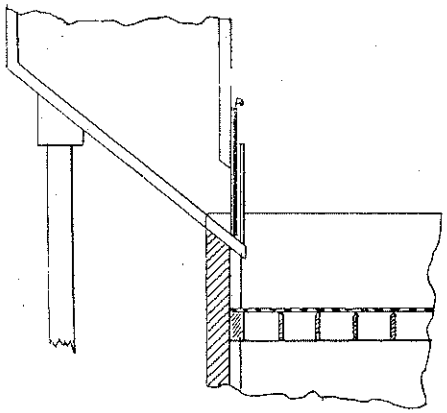


Fig. 210.

In generale se una quantità troppo forte di materiale arriva in un momento dato dall'alimentatore nel crivello, la carica si addensa e si accumula alla testata dell'apparecchio; l'acqua porta tutta la sua azione sull'estremità opposta della tela scompaginando la carica e guastando i prodotti.

Nel trattamento delle granaglie il crivello è per lo più preceduto da una tramoggia — più o meno capace secondo i casi — con una paratìa frontale scorrevole (figura 210) mediante la quale si regola la quantità di materiale che il crivello stesso ne estrae a poco a poco facendo chiamata colle successive pulsazioni dell'acqua e della carica. Questa paratìa ha talora una lunghezza tale da far sì che il materiale sia alimentato verso il fondo del crivello anzichè in vicinanza della superficie. Questa disposizione rappresentata nella fig. 211 favorisce il depositarsi dei grani appiattiti e — specialmente per le classi fini — può ridurre la possibilità del trascinamento delle esili lamelle che per certi minerali sono causa di perdite notevoli.

Quando un crivello deve trattare delle sabbie che arrivano alla tramoggia alimentatrice asciutte o solo leggermente umide, per ottenere una discesa regolare di esse nel crivello, basta far arrivare nella tramoggia un po' di acqua mediante un piccolo tubo messo un po' più alto della paratìa mobile e che occupa la larghezza della paratìa stessa; la generatrice inferiore di questo tubetto orizzontale ha una serie di fori piccolissimi per evitare un forte consumo d'acqua. Secondo i casi possono bastare da 5 a 10 litri all'ora.

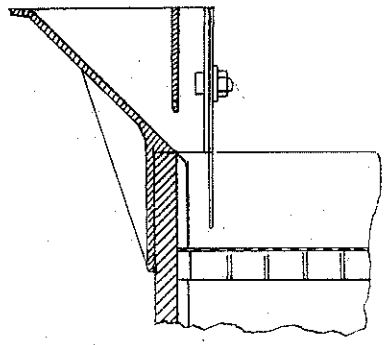


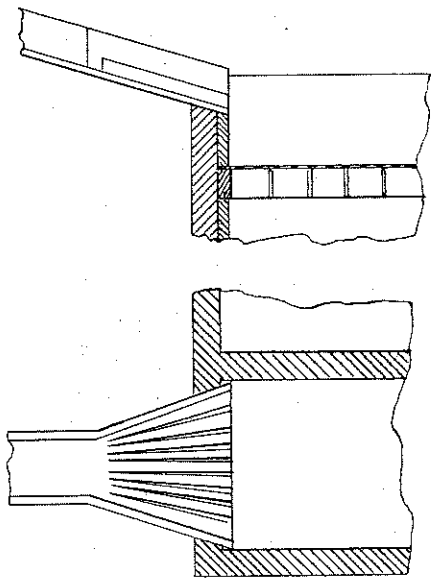
Fig. 211.

Se si tratta di sabbie molto fini e agglutinate perchè imperfettamente sfangate o argillose, si può far precedere il crivello da uno spappolatore che fa al tempo stesso da distributore.

Per l'alimentazione delle sabbie fini che provengono dal bocchino di un classificatore idraulico, onde far sì che la materia entri nel crivello ripartita uniformemente su tutta la larghezza del compartimento, si può far precedere il crivello da un breve piano inclinato disposto come si vede nelle figg. 212 *a* e *b* e sulla cui superficie sono riportate delle stecche in risalto e divergenti.

Per le classi più fine anzi si avrà un miglior risultato mettendo all'entrata del crivello un distributore del tipo di quelli adoperati per la alimentazione delle tavole e dei quali verrà fatto cenno più oltre.

Eliminazione degli sterili ed estrazione dei prodotti. — L'evacuazione dello sterile può effettuarsi o per scarico centrale, come fu detto nella descrizione del crivello Ferraris ad un compartimento; ovvero — ed è questo il sistema generalmente seguito — all'estremo dell'ultimo compartimento mediante un canale coll'orlo a conveniente altezza dalla tela e largo quanto l'intero compartimento, come si vede nella fig. 193.



Figg. 212 *a* e *b*.

La sortita dei prodotti può aver luogo in diversi modi. Si faceva da

prima e si fa anche tuttora, ma solo in qualche caso speciale, mediante un tubo il cui orifizio si apre in un punto della lamiera forata ed è ricoperto da una valvola piana che mediante asta a vite si può sollevare più o meno sul fondo in modo da limitare la quantità da evacuare a seconda della ricchezza del materiale che si tratta e del prodotto che si vuole ottenere: tale era la disposizione di Bleiberg (fig. 213). Si dava al tubo un diametro non inferiore a cinque o sei volte il diametro dei grani da evacuare.

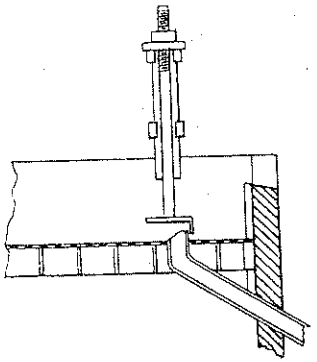


Fig. 213.

Un perfezionamento notevole a tale sistema fu ottenuto mediante la così detta *sortita a campana di Moresnet* (fig. 214). Il fondo della lamiera o tela forata è attraversato da un tubo A chiuso alla parte superiore e munito da un'apertura B di fianco, la quale permette ai grani di penetrare nel tubo per sortire dal crivello. L'estremità superiore di A è ricoperta da un altro tubo o campana C che può mediante asta a vite essere alzato od abbassato a volontà per limitare l'altezza dello strato che si vuole evacuare.

La carica del crivello gravando ad ogni scossa sulla piccola colonna di minerale che si forma fra i due tubi, produce lo stesso effetto che ha luogo in due vasi comunicanti a due liquidi di densità differente, onde la parte arricchita risale fino alla feritoia del tubo A e va via.

Se h è l'altezza della feritoia dalla tela forata e d è la densità media del prodotto ricco da evacuare, mentre h' è l'altezza dell'intera carica e d' la sua densità media; la sortita del prodotto avrà luogo presso a poco in virtù della relazione:

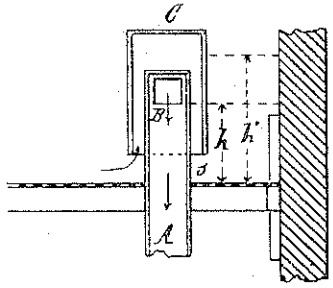


Fig. 214.

$$h\,d = h'\,d'.$$

L'evacuazione dipenderà adunque dall'altezza s dal bordo inferiore della campana della tela e dall'altezza a cui è praticata la feritoia di sortita, e si effettuerà in ragione della densità media della massa trattata. Ne consegue che ove siano convenientemente regolate le due altezze anzidette, si potrà ottenere un prodotto regolare e di densità costante la cui quantità non dipenderà essenzialmente che dalla maggiore o minore alimentazione a parità di densità media della carica.

Nel tipo di evacuazione suesposto l'altezza della feritoia praticata

nel tubo interno è fissa ed è l'altezza variabile della campana che regola l'efflusso dei grani. L'insieme posto nell'interno del compartimento di lavoro è incomodo ed ingombrante ed il tubo che attraversa la tela è sempre una complicazione da evitare, perchè rende più lungo ed incomodo il cambiamento della tela o lamiera forata.

È quindi preferibile la bocchetta di sortita rappresentata nelle figure 215 *a*, *b* e *c*; bocchetta che applicata sulla parete anteriore del crivello è indipendente affatto dalla tela, e che, permettendo di variare sia l'altezza della campana, sia l'altezza della feritoia, dà la possibilità al crivellante di regolare più facilmente la quantità e qualità del prodotto da ricavare.

Ogni bocchetta è formata da una piastra di lamiera P, da una paratìa curva M, pure di lamiera e da un canaletto esterno C di lamiera o di ghisa. La piastra P ha una feritoia rettangolare A la cui altezza H al disopra della tela può regolarsi alzando od abbassando la piastra stessa che è scorrevole entro due guide laterali. La paratìa curva M è disposta, come si vede, in modo che i grani pesanti per arrivare alla feritoia A devono passare sotto la paratìa stessa nello spazio O O la cui altezza si può variare facendo scorrere anche la paratìa M entro due guide laterali. Il canaletto C riceve i grani che saltano la feritoia A e li accompagna ai recipienti di raccolta.

È chiaro che il funzionamento di questa bocchetta è identico a quello della campana di Moresnet e dipende come quello dalle densità relative del prodotto e del materiale alimentato e dalle altezze H ed H' della feritoia di sortita e del piano superiore della carica.

L'altezza dello spazio O tra la paratìa M e la tela varia da circa due a tre volte il diametro del grano per le classi comprese fra 25 e 15 mm. e sale gradatamente fino ad otto e nove volte il diametro dei grani per le classi fine. A parità di diametro dei grani l'altezza della paratìa sarà minore per un minerale pesante perchè la forza motrice che lo spinge è maggiore.

La posizione della bocchetta lungo la parete del crivello è indifferente se si ha da separare un minerale molto pesante; ma se invece questo è piuttosto leggero, come quando si deve trattare ad esempio del materiale calaminare, converrà che essa sia messa verso la fine del compartimento, perchè lo strato di fondo tende ad addensarsi verso la sortita del compartimento stesso.

L'altezza della feritoia A si regola per tentativi.

Si abbasserà per aumentare l'efflusso se il minerale da trattare è ricco, si terrà più alta nel caso contrario per evitare che un efflusso troppo forte faccia chiamata di grani misti. A parità di materiale l'altezza della feritoia si terrà tanto maggiore quanto minore è il diametro dei grani.

Quando il compartimento del crivello è molto lungo ed è molta

la quantità del prodotto da evacuare, si possono disporre due bocchette messe alla stessa altezza.

Con questo sistema si può anche ottenere — da un crivello ad un solo compartimento — due o tre categorie di prodotti oltre lo sterile, fissando le bocchette ad altezze convenienti, come è indicato nelle figure 215 *a*, *b* e *c* che rappresentano in scala di 1 : 10 la disposizione adottata per il trattamento delle diverse classi di granaglie calaminari comprese fra 20 e 2 mm. di diametro in crivelli a glifo ad un solo compartimento di m. 1,20 di lunghezza nella laveria Buggerru (Sardegna).

La prima portina dà un misto di calamina, galena e carbonato di piombo; la seconda un prodotto calaminare finito e la terza un misto calaminare da rimacinare e ripassare, mentre dalla soglia dell'estremità va via lo sterile. Siccome la quantità di misti zinco-piombosi è assai limitata, la piastra della prima bocchetta si tiene ad altezza tale che la feritoia resti chiusa e si mette subito dopo la paratia una traversa *m* alta 4 o 5 cm., che serve appunto per trattenere ed accumulare i grani pesanti. Quando dalla seconda bocchetta sortono dei grani piombosi, si apre la feritoia della prima bocchetta per scaricare il letto di minerale zinco-piomboso che si era raccolto nel primo tratto del crivello fino alla traversa e poi si chiude di nuovo fino a che si sia formato un nuovo strato di grani piombosi.

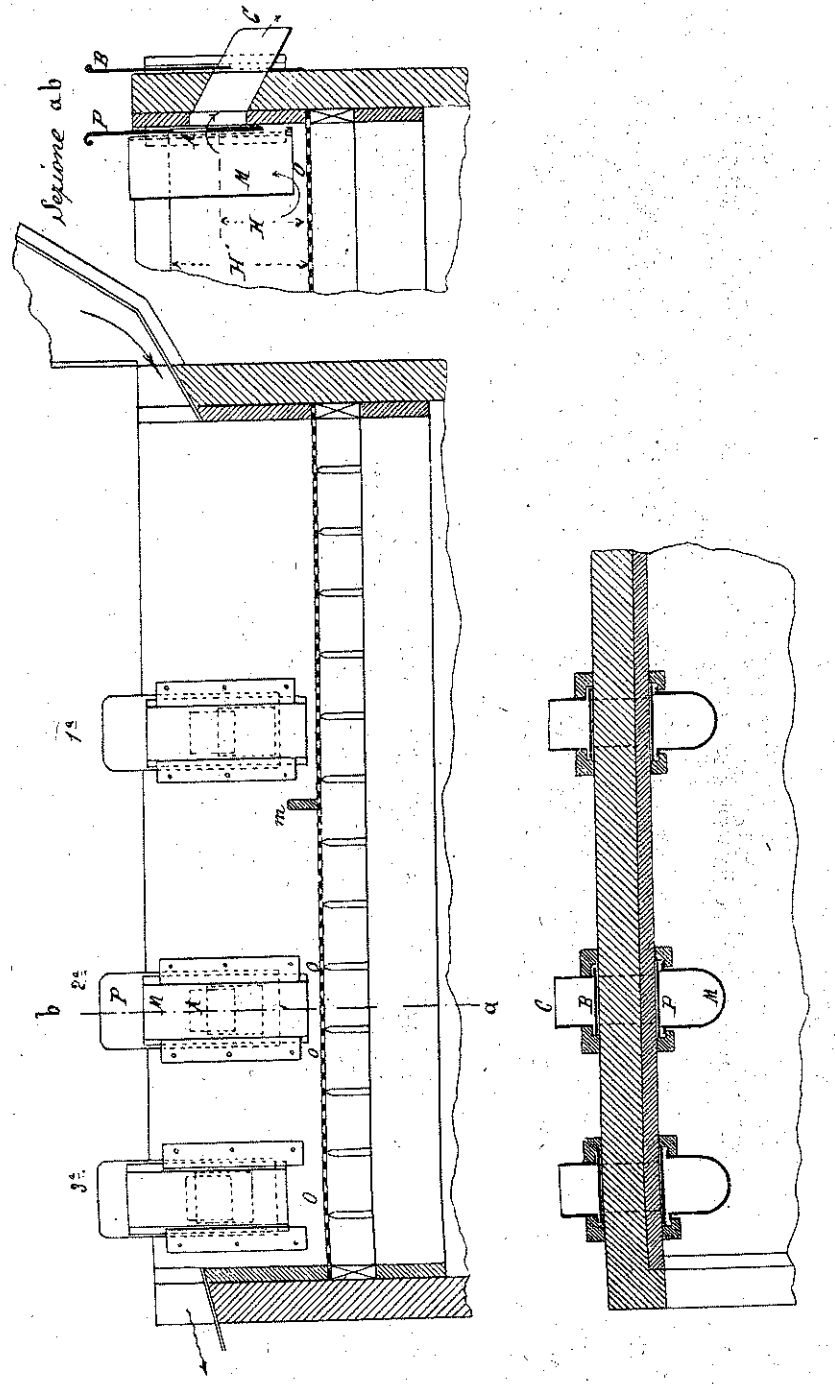
Per sospendere o riprendere la sortita dei prodotti dalle bocchette senza muovere la piastra *P*, basta abbassare una lamina *B* che chiude o lascia libero il canaletto *C*, essendo anch'essa scorrevole tra due guide laterali.

Quando il crivello è a più compartimenti si mette in generale una bocchetta di sortita per ogni compartimento. Giova tuttavia fare una riserva per tutto ciò che riguarda l'ultimo compartimento dal quale si vogliono spesso estrarre dei misti abbondanti da rimacinare per impoverire lo sterile e ridurre al minimo possibile le perdite di metallo utile.

Questi misti dovrebbero essere eliminati mano a mano che avanzano verso lo scarico degli sterili senza essere deviati da uno scarico laterale, poichè qualunque causa che turba il loro cammino favorisce il loro trascinamento cogli sterili dai quali poco differiscono per densità.

In generale non si dà gran peso a questo fatto; ma ove se ne volesse tener conto si potrebbe adottare, volendo lo scarico centrale per lo sterile e l'evacuazione dei misti per mezzo di saracinesche e tubi come nel crivello Ferraris già descritto (fig. 193); ovvero ricorrere al dispositivo che a tale scopo è stato adottato dalla Casa Wilfley per i suoi crivelli a molla già descritti.

Tale sistema consiste in una tasca di ghisa *a* (fig. 216) che ha due aperture, una *b* al fondo per la sortita ed una trasversale *c* superiore che si estende su tutta la larghezza del compartimento e nella quale può girare



Figg. 215 *a*, *b* e *c*.

un lungo maschio cilindrico *O* portato da perni girevoli entro due pressastoppe. Uno dei perni esce fuori dalla parete frontale del crivello e permette di far girare il maschio cilindrico mediante un manubrio *m*. Questo maschio ha degli intagli *n* che si estendono fino alla metà circa del suo spessore. Girando più o meno il manubrio crescono o diminuiscono le aperture che si formano tra gli incavi *n* e la parete interna della fenditura trasversale *c* e quindi si regola l'evacuazione e si limita la quantità

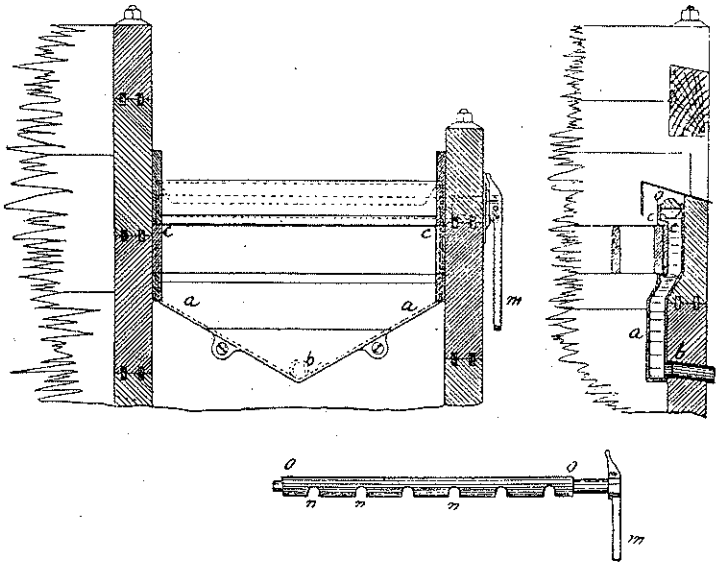


Fig. 216.

d'acqua che esce coi misti alla quantità strettamente necessaria al loro trascinamento.

Al disopra della fenditura *c* si ha il canale di sortita degli sterili, il cui orlo si ripiega in giù al di là della fenditura *c* fino a circa 25 mm. dalla tela. L'orlo interno della fenditura *c* è più alto della tela e forma una specie di barriera che mantiene sul fondo uno strato di grani più densi e diminuisce la quantità di sabbia che per filtrazione tende a passare nella cassa inferiore del compartimento.

Un altro congegno molto semplice per l'evacuazione dei prodotti in grani è quello rappresentato in scala di 1 : 12 nella fig. 217 usato nelle laverie delle miniere di Monteponi dal 1898 ed adottato in molte laverie della Sardegna e di fuori. Consiste in un tubo *d* (fig. 217) leggermente inclinato e che attraversandó la parete frontale del crivello va fino alla parete opposta del compartimento di lavoro coll'asse ad un'altezza dalla tela eguale per lo più a circa metà della carica.

Nella parte inferiore del tubo che guarda la tela ed a metà della lunghezza di esso è praticato un foro per lasciar passare i grani.

Il diametro del tubo è d'ordinario di 3 a 4 volte il diametro dei grani per le grosse granaglie e di 5 a 10 volte il diametro dei grani stessi mano mano che si scende alle classi più fine (1).

Attraverso al foro inferiore e per l'azione delle pulsazioni i grani con poca acqua penetrano nel tubo per scorrere fuori all'esterno. In generale il tubo lavora ad intermittenza ed il crivellante lo lascia aperto soltanto sinchè fornisce un prodotto omogeneo e ricco e lo rinchiude quando il prodotto si esaurisce o si impoverisce.

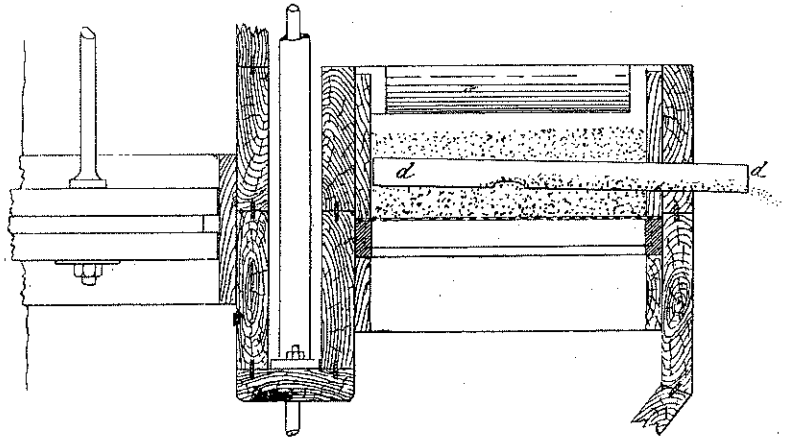


Fig. 217.

L'evacuazione del prodotto ricco che si separa e si addensa sul fondo del crivello può infine aver luogo attraverso ai fori della tela sottostante alla carica e si compie allora su tutta la superficie della griglia, costituendo il *lavoro* così detto *per filtrazione* al quale già si è accennato parlando del crivello a mano.

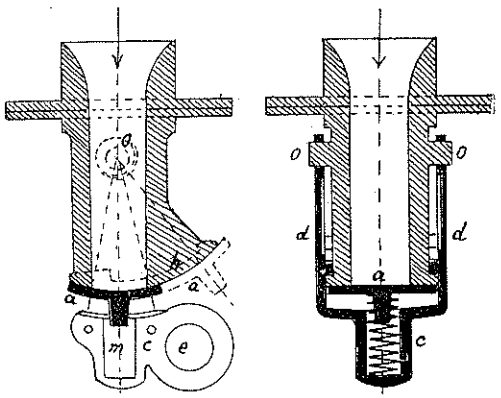
I fori della tela del crivello hanno in questo caso un diametro maggiore dei grani da concentrare onde questi potrebbero liberamente passare nella cassa sottostante se non esistesse sulla griglia stessa uno strato o *letto* di grani di conveniente densità, di diametro maggiore dei fori della tela e di spessore tale da ostacolare convenientemente il libero passaggio del minerale che arriva al crivello.

Ciò posto: mentre il minerale da trattare arriva di continuo ed uniformemente dall'alimentatore, le successive e numerose pulsazioni dello

(1) Il diametro del foro praticato nella parte inferiore del tubo si tiene per lo più uguale al diametro del tubo stesso

stantuffo sollevano e lasciano ricadere successivamente l'intera carica. Ad ogni immersione dello stantuffo i grani del letto sollevandosi si allontanano e lasciano libero passaggio all'acqua, la quale agendo sul minerale che arriva di continuo nel crivello provoca la separazione dei grani più densi che si depositano a poco a poco e vanno infiltrandosi nei meati del letto avanzando man mano pel succedersi dei colpi verso il fondo del crivello favoriti dal serrarsi dei grani del letto stesso e dalle correnti che, come fu detto, si generano negli interstizi dei grani quando tutta la carica è già deposta sulla tela e l'acqua scende veloce attraverso alla carica ed al letto per ripassare nella cassa inferiore del compartimento.

La materia più densa che si ottiene per filtrazione sia nei crivelli a bocchetta, o a tubi, o a paratìe di sortita dei prodotti finiti, sia nei crivelli filtranti, si scarica ad intermittenza in una cassa sottostante al crivello sollevando talora, come si disse, una valvola di fondo che si può manovrare dall'alto con un'asta filettata al sommo e munita di volantino o con asta comandata da un movimento a leva. Talaltra la sortita ad intermittenza della filtrazione si fa con robinetti speciali che possono avere forme diverse e che si possono collocare al fondo del crivello e sulla faccia frontale rendendone più comodo e controllabile il funzionamento.



Figg. 218 *a* e *b*.

Tale è per esempio quello conosciuto sotto il nome di *robinetto americano* a chiusura ermetica rappresentato nelle figg. 218 *a* e *b*. Una paratìa curva *a* è serrata contro l'imboccatura inferiore pure curva *b* del robinetto da una molla *m* contenuta in un astuccio *c*, il quale per mezzo di due bracci *d d* imperniati in *o o* trascina con sè la paratìa *a* ed apre o chiude il robinetto. La paratìa può essere manovrata mediante un'asticciuola applicata all'occhio *e* e convenientemente guidata in un altro occhio fissato sulla parete frontale del crivello.

Talvolta ancora l'evacuazione del prodotto filtrato — quando si tratta di sabbie molto fini — si fa in modo continuo mettendo al fondo del crivello un tubetto munito di bocchino dello stesso tipo di quelli che si adoperano per la sortita dei materiali fini separati coi classificatori idraulici.

Da quanto si è detto — relativamente al modo con cui il prodotto od i prodotti diversi vengono estratti dal crivello man mano che vanno depositandosi per densità — si possono dividere i crivelli in due categorie principali: *crivelli a bocchette*, nei quali l'evacuazione dei prodotti ha luogo mediante aperture limitate e variamente disposte al disopra della tela e *crivelli filtranti* nei quali l'evacuazione avviene a traverso i fori della tela di fondo e su tutta la sua superficie.

A questa si deve aggiungere una terza categoria che nasce dall'uso contemporaneo nello stesso crivello dei due sistemi anzidetti, disposizione spesso comodissima e che permette di ottenere da uno stesso compartimento di un crivello un prodotto per filtrazione attraverso alla tela e un altro al disopra del letto mediante bocchetta o tubo, o paratìa regolabili.

Questo sistema è per lo più applicato nei crivelli che trattano i grani medi e fini sino alla dimensione di 2 millimetri e permette talora di tenere meno serrata la classificazione diminuendo così il numero delle categorie da trattare.

Supponiamo, per fissare le idee, di alimentare un crivello con dei grani fra 3 e 15 mm. di diametro, di un minerale composto di galena in grossolani elementi sparsi ed in gran parte isolati in ganga di quarzo e schisto.

Se la lamiera di fondo del crivello è a fori di 8 mm. il minerale stesso — per le successive pulsazioni — finisce per formare un letto di galena a grani maggiori di 8 mm. e quando il letto è formato esso non lascerà filtrare che i grani di galena minori di 8 mm. Continuando l'arrivo del materiale da trattare, il compartimento di lavoro andrebbe man mano caricandosi di galena, ma se si ha una bocchetta o un tubo di scarico, convenientemente regolati, si potrà estrarre dal crivello il di più di galena, mantenendo al letto lo spessore conveniente.

Se ciò che oltrepassa la soglia d'estremità passa in un secondo compartimento, questo in modo identico potrà dare un misto galenoso a grani di 8 mm. per filtrazione ed uno a grani > di 8 mm. per bocca di scarico sopra la tela entrambi da rimacinare, mentre ciò che oltrepassa la soglia di questo secondo compartimento sarà dello sterile tanto più povero quanto maggiore sarà stata la quantità di grani misti estratti dall'ultima bocchetta.

Questo sistema pare sia stato iniziato molti anni or sono a Lauremburg (Prussia Renana). Il minerale era costituito da blenda, galena e carbonato di ferro con ganga di quarzo, schisto e grauwake. Una categoria di grani compresi fra 3 e 15 mm. era trattata in un crivello a tre compartimenti ottenendo col sistema anzidetto: *a*) sulla prima tela della galena; *b*) sotto la prima tela anche della galena; *c*) sulla seconda tela un prodotto blendoso; *d*) sotto la seconda tela pure della blenda; *e*) sotto la terza tela un misto da ripassare al crivello; *f*) sotto la terza tela un altro misto da rimacinare; *g*) al di là del terzo compartimento dello sterile.

In modo analogo e collo stesso sistema si trattava la categoria a grani fra 1 e 3 mm. su di un crivello pure a tre compartimenti con tela a fori di 1 mm.

Un altro esempio di questo modo di lavorare lo troviamo nel trattamento delle terre calaminari nella laveria Calamine a Monteponi. Anche l'uscita dei prodotti per le classi 2-3, 3-5, 5-7, 7-10 ha luogo per tubo e per filtrazione, ma il crivello porta al fondo un letto formato da dischi o punzonature di ferro che aumentano la resistenza alla filtrazione e formano sul crivello uno strato dei grani più densi da separare; il superfluo di questo strato è evacuato dal tubo, che funziona sotto la sorveglianza del crivellante, il quale lo apre ad intermittenza e secondo il bisogno.

Nella stessa laveria l'evacuazione del prodotto ha luogo solo per tubo per le classi maggiori di 10 mm. e per sola filtrazione per le classi fine sotto i 2 mm.

Elementi di lavoro dei crivelli. — Gli elementi che influiscono sul funzionamento di un crivello, a qualunque categoria esso appartenga, sono: l'ampiezza della corsa ed il numero dei colpi dello stantuffo; l'alimentazione dell'acqua; l'altezza della carica ed il diametro dei fori della tela.

Per i crivelli filtranti poi bisogna aggiungere a questi: la natura o a meglio dire la densità dei grani del letto; la dimensione di questi grani e lo spessore del letto stesso.

L'ampiezza della corsa ed il numero dei colpi sono fra loro legati entro certi limiti: ciò fu dimostrato matematicamente dal Rittinger, ed è del resto indicato da un semplice ragionamento.

I grani di diametro maggiore, i quali inoltre, si depositano più presto, richiedono una maggior quantità d'acqua ed un impulso maggiore per essere sollevati: quindi essi richiedono una corsa maggiore di quella che occorre per la separazione dei grani minori.

Ora, ci vuole evidentemente un certo tempo perchè si effettui l'intero lavoro del colpo, il che deve logicamente assegnare un certo limite alla velocità dello stantuffo. In altre parole il tempo occorrente perchè si effettui l'intero lavoro del colpo sarà minore per una corsa breve che per una corsa lunga e conseguentemente i crivelli a corsa breve dovranno dare un numero maggiore di colpi al minuto.

È quindi una buona regola da seguire quella che porta a far crescere il numero dei colpi col diminuire delle dimensioni dei grani da trattare, ed è quella più generalmente seguita: e benchè il numero dei colpi veramente dovrebbe dipendere dall'ampiezza loro, pure — in pratica — nel progettare si procede inversamente, fissando prima le velocità ossia il numero dei giri degli alberi dei crivelli destinati alle diverse classi basandosi sui dati forniti dall'esperienza di altri trattamenti analoghi a quello che si studia e dando poi ai crivelli la corsa occorrente.

Ed anche questo modo di procedere ha la sua ragione d'essere. Invero, l'ampiezza della corsa oltre che dalle considerazioni anzidette può dipendere anche dalla natura del materiale, dal tipo e dalla costruzione del crivello nonchè dalla costruzione e stato dello stantuffo.

Così per esempio, la corsa dovrà naturalmente essere maggiore quanto più pesante è il minerale e quanto maggiore è l'altezza della carica che riposa sulla griglia: — a parità di condizioni di grani sarà maggiore quando si lavora per filtrazione, per sollevare ed aprire i grani del letto: — sarà maggiore quanto maggiore è il giuoco dello stantuffo nel suo compartimento, ecc....

Dato un crivello con velocità razionalmente fissata lo si registra, per cominciare, ad una corsa iniziale che corrisponda a quella adottata altrove per grani della stessa natura e della stessa classe: quindi si regola la quantità dell'acqua e si va variando l'ampiezza della corsa finchè si vede e si sente che il crivello lavora a dovere. L'intera carica dovrà essere allora soffice e sciolta durante il periodo di immersione dello stantuffo, tanto che le dita vi penetrino senza difficoltà e, quando le dita hanno raggiunto la tela, la mano dovrà risentire un senso di aspirazione durante il periodo d'ascesa dello stantuffo stesso.

Le particelle superficiali devono sollevarsi liberamente durante il periodo d'impulso, ma questo non deve essere tale da produrre un'agitazione smodata e delle correnti localizzate; nè deve l'aspirazione essere tanto forte da serrare ed impastare la massa diminuendo poi così l'effetto del colpo nella fase successiva di sollevamento della carica.

Come prima guida nella maggior parte dei casi pratici, crediamo utile di dare nella seguente tabella le velocità e le corse per crivelli continui a evacuazione per bocchette sopra la tela, date dal Linkenbach per minerale di galena e blenda con un po' di siderose e ganga di schisto trattato con crivelli ad eccentrico; e quelle di due laverie che lavorano in una stessa miniera un minerale identico composto di calamina con un po' di galena e carbonato di piombo e ganga calcarea: di queste due laverie una ha tutti i crivelli ad eccentrico e l'altra tutti i crivelli a glifo:

Classi mm.	Numero delle pulsazioni			Ampiezza delle corse		
	Galena e blenda Crivelli ad eccentrico (Linkenbach)	Calamina		Galena e blenda Crivelli ad eccentrico mm.	Calamina	
		Crivelli ad eccentrico	Crivelli a glifo		Crivelli ad eccentrico mm.	Crivelli a glifo mm.
20÷15	110 e 120	95	80	70	80	65
15÷11		110	100	60	55	47
11÷9		130	115	50	45	40
9÷7		135	120	45	42	35
7÷5½	130	140	130	42	40	30
5½÷4		145	135	35	37	25
4÷3		155	140	30	32	20

Per i crivelli a molla mancano a chi scrive dei dati di esperienze personali o di origine sicura; ma secondo i dati dei costruttori le velocità variano fra i 140 ed i 150 colpi al minuto e la corsa raramente oltrepassa i 25 mm. per le granaglie medie e fini.

Se le granaglie sono trattate su letto filtrante, ordinariamente l'altezza della carica si tiene un po' minore e quindi possono ritenersi buoni i dati precedenti.

Per le sabbie (grani minori di 2 mm.) il Linkenbach dà per quelle grossolane 150 oscillazioni al minuto con ampiezze fra 15 e 20 mm. e per le sabbie fini 180 colpi e corse fra 12 e 15 mm.

Nella maggior parte dei casi tuttavia la velocità per i grani minori di 2 mm. va crescendo rapidamente col diminuire dei grani, mentre diminuisce rapidamente e gradatamente la corsa fino a ridursi ad una leggera e rapidissima pulsazione quando si scende verso gli impalpabili.

Ecco per esempio il numero di colpi e le corse medie in una laveria destinata al trattamento di un minerale composto di blenda molto sparsa nella ganga calcarea e macinata a meno di 9 mm. Tutti i crivelli sono ad eccentrici; lavorano per filtrazione e con uno spessore medio della carica di circa 140 mm.

Classi mm.	N. dei colpi	Corse mm.	Classi mm.	N. dei colpi	Corse mm.
9÷7	140	35	< 2 mm. 1° idrovaglio	230	15
7÷5½	150	30	» 2° idrovaglio	240	12
5½÷4	160	27	» 3° idrovaglio	250	8
4÷3	170	25	» 1ª cassa a punta (1/7) ...	280	4
3÷2	190	20	» 2ª cassa a punta (1/9) ...	340	4

Un altro esempio interessante è quello che ci è dato dai crivelli della laveria di Bormelles (Var-Francia) ora inattiva.

Il minerale era composto di blenda nera con ganga di quarzo, inquinata di galena, bournonite e calcopirite. I minerali erano piuttosto intimamente mescolati fra loro e colla ganga, per cui era necessario di macinare il tutto a meno di 5 mm. La classificazione aveva un fattore d'equivalenza di 1,36 e le diverse classi erano trattate in crivelli a cinque compartimenti tutti filtranti, il cui numero di colpi e le cui corse medie erano le seguenti:

Classi.....	5-4 1/4	4 1/4-3 1/2	3 1/2-2 3/4	2 3/4-2 1/4	2 1/4-1 3/4	1 3/4-1 1/2	1 1/2-1 1/4	1 1/4-1
N. dei colpi	180	200	220	240	260	260	270	280
Corse mm.	25	22	20	18	16	14	12	10

	Classificatore idraulico			
Classi	1°	2°	3°	4°
N. dei colpi ..	300	320	340	360
Corse mm. ...	8	6	5	3

Quando il crivello è a più compartimenti occorre spesso di far sì che la corsa vada decrescendo dal primo all'ultimo compartimento e sarebbe logico che così fosse sempre, perchè man mano che il minerale passa da un compartimento all'altro esso va gradatamente impoverendosi.

Senonchè intervengono spesso nel funzionamento del crivello delle cause perturbatrici da un momento all'altro nel corso del lavoro per variazioni subitanee nella qualità e quantità dei grani alimentati, per momentaneo e parziale intasamento del letto e della tela, ecc., che costringono ad adattare le corse alle esigenze del momento in uno o più compartimenti di uno stesso crivello. Gli è perciò che i dati ordinari riguardo alle corse non sono che dati medi di guida che possono poi subire nei singoli casi ed anche in uno stesso opificio dei cambiamenti spesso notevoli.

Il crivello ad eccentrico e quelli a molla hanno a questo riguardo un vantaggio sul crivello a glifo; poichè nei primi si può appunto cambiare la corsa di ognuno degli stantuffi perchè ognuno ha un organo motore proprio: nel secondo invece tutti gli stantuffi sono dipendenti da un solo organo motore e quindi qualunque cambiamento di corsa affetta al tempo stesso tutti compartimenti.

È pure molto difficile il fornire dei dati precisi sulla quantità d'acqua che i crivelli richiedono per lavorare nelle migliori condizioni. Essa dipende dalla qualità e quantità del minerale da trattare e conseguentemente dal numero dei colpi, dalla corsa, dall'altezza della carica e dal numero dei colpi, dalla corsa, dall'altezza della carica e dal numero e dimensioni dei compartimenti.

In generale può dirsi che i crivelli a grosse granaglie richiedono una quantità d'acqua maggiore di quella richiesta dai crivelli delle granaglie medie e fini e queste una quantità d'acqua più notevole di quella occorrente ai crivelli delle sabbie, sia perchè l'impulso deve essere maggiore nei primi che negli ultimi, sia perchè nel trattamento dei grani maggiore è la perdita d'acqua a causa della continua sortita di una sensibile quantità di essa dalle bocchette o tubi di scarico.

In pratica può tuttavia ritenersi che nei casi ordinari preventivando (a seconda del numero e delle dimensioni dei compartimenti) per un gruppo di crivelli da 110 a 150 litri al minuto per quelli delle granaglie grosse (25 a 15 mm.) — da 90 a 110 litri per quelli delle granaglie medie e fini — e da 60 a 80 per quelli che trattano le sabbie, non si sarà molto discosti dal vero.

Giova tuttavia tener conto della natura del materiale da concentrare, essendo chiaro, per esempio, che un materiale argilloso e facile ad agglutinarsi richiederà una quantità d'acqua un po' maggiore di quella normale, specialmente per le classi fine.

Una notevole quantità d'acqua che arriva all'entrata del crivello col materiale è più dannosa che giovevole ad una buona separazione, sopratutto nei crivelli del fino, sia perchè tende ad aumentare la corrente superficiale che è favorevole al trascinamento delle lamelle che in certi minerali specialmente abbondano e vanno facilmente perdute negli sterili; sia perchè favorisce l'aspirazione che il più delle volte è nociva.

L'acqua d'alimentazione di un crivello deve logicamente arrivare tutta o quasi tutta nel compartimento dello stantuffo al disopra o al disotto di esso secondo i casi; ricordando che l'arrivo per disopra (a meno di abbondare nel giuoco fra lo stantuffo e le pareti del suo compartimento, il che non è lodevole) favorisce l'aspirazione mentre l'arrivo per disotto ne riduce l'intensità.

L'aumentare o il ridurre entro i dovuti limiti in un dato momento la quantità dell'acqua in un crivello vale a modificarne sensibilmente il funzionamento; anzi è in generale sull'arrivo dell'acqua che si agisce da prima per regolare lì per lì le variazioni di lavoro che il crivello può richiedere da un momento all'altro, salvo poi ad agire (ove si tratti di variazioni durevoli) sulla corsa, come si disse, o sul letto come vedremo più innanzi. Ed invero se si aumenta — sempre senza esagerare — l'arrivo dell'acqua sotto la griglia si ottiene un maggiore impulso che rende più sciolta la carica e si riduce l'aspirazione ostacolando così leggermente la filtrazione. Il modo di comportarsi della carica nel suo movimento alternativo d'ascesa e di discesa e la natura dei prodotti, specialmente nei crivelli filtranti, indicano al lavatore il modo più opportuno di regolare l'acqua con quel criterio che solo può dare la pratica abituale.

Sui buoni risultati da ottenersi coi crivelli e spesso sulla loro potenzialità influisce sensibilmente anche lo spessore dello strato di minerale che si tiene sulla griglia e che costituisce la carica del crivello.

Essa è determinata dall'altezza che ha sulla tela forata la soglia di sortita degli sterili, altezza che nei crivelli a più compartimenti deve poi essere eguale a quella delle soglie di passaggio da un compartimento all'altro alla fine di ognuno di essi, per mantenere la differenza di livello fra le griglie o tele che — come si disse — è in generale costante in un dato crivello e che può oscillare secondo i casi fra i 15 ed i 25 mm.

Una carica più alta del necessario porta sempre come conseguenza logica un maggior ostacolo alla separazione dei grani e nuoce alla qualità del prodotto: essa richiede inoltre una maggiore ampiezza nella corsa e quindi genera uno sciupio di forza. Nei crivelli filtranti poi l'influenza di una carica anormale è spesso addirittura disastrosa, specie nelle classi fini

dove — come si vedrà fra poco — è più che mai necessario che le particelle si mantengano quasi in libera sospensione nell'acqua onde il deposito possa completamente effettuarsi. D'altro lato una carica troppo leggera favorisce il trascinamento delle parti fine.

In generale può dirsi che — per uno stesso minerale — l'altezza della carica dovrebbe essere maggiore nei crivelli a grosse granaglie che in quelli che trattano le classi fini e per due minerali diversi l'altezza della carica potrà essere logicamente maggiore quanto minore è la differenza di densità fra il prodotto finito e la ganga sterile da separare. Così, per esempio, si richiederà una carica più alta nei crivelli (a parità di grani) per separare la calamina dalla dolomia, di quella che potrà occorrere per la concentrazione di un minerale composto di galena e ganga calcarea; e ciò anche per la considerazione che mentre lo strato inferiore composto di grani di un minerale di forte densità, come ad esempio la galena, si mantiene a livello per il proprio peso, quello formato di grani di debole densità, come per esempio la calamina, ove non abbia sopra di sè una carica sufficiente tende a portarsi verso l'estremità di sortita del compartimento scompaginando la carica stessa e guastando il prodotto.

In pratica, salvo casi eccezionalissimi, raramente la carica oltrepassa l'altezza di 180 mm. e raramente scende al disotto di 100 mm. È buona norma pratica di cominciare il lavoro di un crivello tenendo bassa la soglia di sortita dello sterile — e conseguentemente quelle di separazione fra i compartimenti — e di aumentare la loro altezza con successivi spessori fino a che (essendo il crivello in condizioni normali per l'alimentazione, per l'acqua e per la scossa) si riconosca che gli sterili sono abbastanza impoveriti e che i prodotti sono soddisfacenti per qualità e quantità.

La scelta della perforazione della griglia che regge la carica non è anch'essa senza importanza ed a questo riguardo giova ricordare che abbiamo divisi i crivelli in tre categorie: crivelli a tubi o bocchette di scarico sopra la tela; crivelli filtranti e crivelli con evacuazione dei prodotti per filtrazione e per bocchette contemporaneamente.

Per la prima categoria — riservata per lo più ai grani classificati per volume — bisogna tener presente che più grandi sono i fori relativamente ai grani trattati e più facilmente daranno libero passaggio alle particelle fini che eventualmente fossero frammiste ai grani, o per insufficiente sfangamento o per imperfetta classificazione diminuendo la possibile ostruzione dei fori. Inoltre maggiore sarà la percentuale della parte forata e più abbondante sarà lo spazio di passaggio dell'acqua che agisce sulla carica, onde si avrà interesse ad adottare delle lamiere a larghi fori.

Nella maggior parte dei casi si avrà un buon risultato adottando, per questo tipo di crivelli delle lamiere a fori di diametro eguale a circa la metà del diametro dei grani trattati, dando la preferenza alle lamiere a fori quadri perchè queste dànno una percentuale di parte forata maggiore di quella corrispondente ad una eguale perforazione a buchi tondi.

Per i crivelli filtranti è necessario distinguere se il crivello è destinato a trattare dei grani classificati per volume o delle sabbie classificate per equivalenza.

Nel primo caso basta per lo più che il diametro dei fori sia da una volta e mezzo (per le granaglie medie) a due volte (per quelle fini) il diametro dei grani.

Nel secondo caso bisogna tener conto del miscuglio dei grani che formano la classe da trattare e vedere la dimensione dei grani ricchi più grossi che si desidera di lasciar filtrare attraverso alla tela. Adottando allora una lamiera o tela a fori del diametro di una volta e mezza a due volte il diametro di questi grani massimi ci si troverà in generale in buone condizioni.

Supponiamo — per esempio — che si voglia trattare in un crivello filtrante ad un solo compartimento il materiale che sorte dal bocchino di un idrovaglio in grani di galena e quarzo molto facili da separare e tali che i grani di galena siano compresi fra mm. 1 e mm. 0,50. Se noi adotteremo una tela a fori di mm. 1,5 potremo essere certi che regolando convenientemente il diametro dei grani e l'altezza del letto filtrante, come diremo in seguito, saremo certi di far passare attraverso alla tela la quasi totalità della galena.

Ordinariamente però la classificazione per equivalenza dà, come fu detto a suo tempo, delle classi in cui i grani grossolani sono misti per trascinamento a grani fini di diverse grossezze. Si è quindi costretti (anche per minerali semplici) di adottare per le sabbie dei crivelli a più compartimenti e si usa allora spesso di fornire il primo compartimento di una tela a fori minori di quelli della tela del secondo compartimento, e nel terzo una tela a fori anche maggiori; in modo che regolando convenientemente i letti filtranti si ottengono nel primo compartimento i concentrati più fini, e successivamente quelli più grossolani.

Citiamo, per fissare le idee, il caso del trattamento di un minerale calaminare i cui grani inferiori a 2 mm. siano classificati per equivalenza in una serie di tre idrovagli, ognuno dei quali alimenta un crivello a tre compartimenti. Le tele dei successivi compartimenti del 1° crivello potranno avere rispettivamente fori di 2-3 e 4 mm.; quelle del 2° crivello fori successivamente di ½, 2 e 3 mm. e finalmente quelle del 3° crivello fori di 1,1 ½ e 2 mm.

Quando invece si lavora in crivelli filtranti a più compartimenti del minerale classificato per volume, e specialmente se il minerale è ricco, si può usare con vantaggio nel primo compartimento una tela a fori maggiori che negli altri, perchè è in esso che deve compiersi il maggior lavoro di filtrazione.

Nel caso finalmente in cui si lavori a sistema misto ossia a filtrazione e bocchette o tubi contemporaneamente e che il letto filtrante si

formi da sè, basta per lo più usare una tela che abbia fori eguali al diametro dei grani più grossi che si vogliono ottenere nel prodotto filtrato.

È bene tener presente che queste norme pure essendo applicabili nella maggior parte dei casi non hanno tuttavia nulla di assoluto, e che capita talora nella pratica corrente che la natura del materiale, la sua maggiore o minor ricchezza, la sua più o meno perfetta classificazione impongono di adottare rapporti maggiori o minori di quelli indicati fra i diametri dei grani da trattare e quelli dei fori della tela.

Composizione dei letti e funzionamento dei crivelli filtranti. — Dobbiamo ora esaminare, per quanto riguarda i crivelli filtranti, la costituzione del letto dal punto di vista della natura dei grani da cui può essere formato, del diametro dei grani e dello spessore del letto stesso.

L'esperienza ha dimostrato prima di tutto che il crivello filtrante lavora nelle migliori condizioni quando la densità del materiale che forma il letto del crivello è eguale o leggermente superiore a quella del prodotto ricco che si desidera di ottenere per filtrazione.

Un letto a grani troppo pesanti impone un impulso più forte di quello che la carica sovrastante di minerale richiederebbe per una buona separazione dei grani più densi e quindi scompagina spesso la carica stessa: un letto a grani troppo leggeri sotto l'impulso necessario alla buona concentrazione della carica sovrastante lascia facilmente passare dei grani misti o sterili nel prodotto finito.

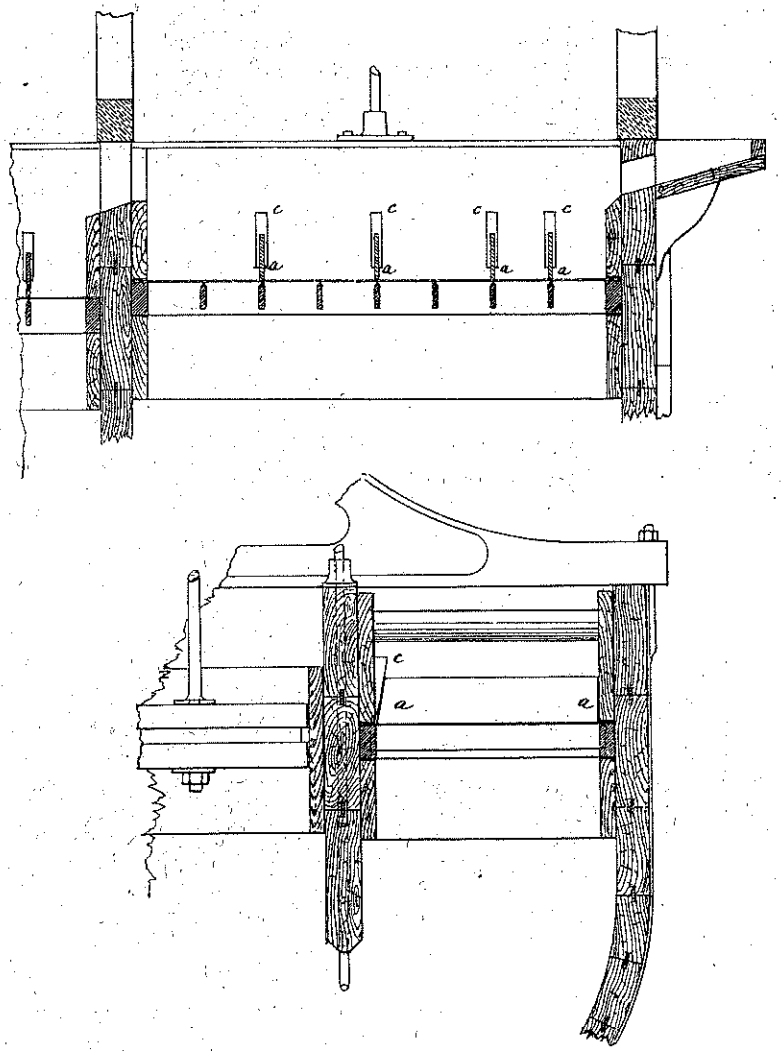
Quando si è costretti a far uso di un letto troppo leggero si abbonda un po' nello spessore, ma il letto difficilmente si mantiene a livello. Esso tende ad accumularsi verso l'estremità del compartimento e i grani a poco a poco vanno a scavalcare la divisione trasversale di sortita. Si può in parte ovviare a tale inconveniente mettendo delle sottili traverse di arresto *a* dell'altezza del letto filtrante (figg. 219 *a* e *b*) tenute in posto semplicemente da piccoli cunei *c* onde siano facili da levare e rimettere quando occorre pulire la tela.

Queste traverse devono essere messe in coincidenza colle traverse del telaio che regge la tela, onde non diminuire la superficie filtrante. Esse tengono bene in sesto i grani del letto che così si scompagina difficilmente e sono consigliabili anche nei casi ordinari, specialmente per le classi fini.

Per lo più il letto è costituito da grani dello stesso minerale per il quale si lavora. Così per ottenere al crivello della galena ricca in una miniera di piombo si useranno per i letti dei grani di galena provenienti dalla miniera, e della blenda o della calamina di miniera per ottenere dei prodotti blendosi o calaminari ricchi in una miniera di zinco.

Senonchè i grani del letto, specialmente se il minerale è friabile come ad esempio qualche varietà di galena, si consumano rapidamente arrotondandosi ed il consumo avvenendo per particelle impalpabili che l'acqua trascina poi via dalle casse sottostanti, costituisce spesso una perdita sen-

sibile. Si è inoltre costretti a rinnovare spesso i letti stessi, perchè la forma tondeggiante dei grani non è certo la più favorevole ad una regolare filtrazione.



Figg. 219 *a* e *b*.

Gli è perciò che, quando è possibile, si adoperano per i letti delle sostanze preferibilmente più dure e di densità eguale od un po' maggiore a quella che avrebbero i grani del minerale ricco che si sarebbe costretti ad usare nel caso ordinario.

Così per ottenere della galena ricca si adoperano talora con vantaggio come letti delle punzonature di ferro (densità 7 ½) risultanti dalla perforazione delle lamiere, punzonature che si trovano in commercio; per ottenere dei prodotti piombosi più poveri, o per trattare certi carbonati piombiferi si può usare (ove se ne disponga) della magnetite o dell'ematite e talora fu usata come letto la pirite di ferro, che è molto dura, invece della blenda o della calcopirite, ecc.

Naturalmente se un crivello ha più compartimenti e se essi devono dare delle filtrazioni di densità mano mano decrescente, ognuno di essi dovrà avere il letto formato di grani di densità eguale o quasi eguale a quella del prodotto che per filtrazione si vuole ottenere.

Così per esempio se si ha un minerale di galena e blenda da trattare per filtrazione in un crivello a quattro compartimenti per avere nei successivi compartimenti galena ricca, misto di galena e blenda, blenda e misto di blenda e ganga, si potrà raggiungere lo scopo dando al primo compartimento un letto di punzonature di ferro o di galena pura; al secondo un letto di magnetite o di galena prodotta dai crivelli; al terzo un letto di pirite o di blenda di miniera ed al quarto un letto di grani blendosi prodotti dai crivelli della classe conveniente, ovvero — ove se ne abbia — anche un letto baritinoso purchè di sufficiente durezza, tenendo il letto meno alto che negli altri compartimenti per agevolare la filtrazione ed impoverire così lo sterile.

Lo spessore del letto e la dimensione dei grani che lo compongono sono i due elementi che più influiscono sulla natura e quantità del prodotto filtrato.

A parità di diametro di grani, un letto di lieve spessore permette una più abbondante filtrazione, mentre un letto di notevole spessore la ostacola, ed a parità d'altezza del letto filtrante la filtrazione è evidentemente agevolata da un maggior diametro dei grani del letto stesso ed è ostacolata da un letto a grani minori.

Si capisce facilmente come agendo a seconda dei casi sull'uno o sull'altro di questi elementi e talora su entrambi si possa ottenere dal crivello filtrante una filtrazione più o meno abbondante, un prodotto più o meno ricco e si intuisce inoltre che (entro i dovuti limiti) lo stesso risultato si può ottenere usando un letto poco alto di grani minuti, ovvero adottando un letto più alto ed a grani maggiori, condizione spesso preferibile per certe classi fini.

Lo spessore del letto non ammette regole fisse assolute, ma è sempre in relazione colla carica totale che deve appoggiare sulla tela ovvero sia coll'altezza sulla tela stessa dell'orlo delle paratie trasversali che dividono un compartimento dall'altro misurata dalla parte della sortita.

Una buona regola consigliabile quando si deve iniziare il lavoro su crivello filtrante di un materiale non ancora provato, è quello di comin-

ciare a dare al letto un'altezza eguale alla metà della profondità del crivello, misurata al solito alla fine dei compartimenti e variare poi lo spessore del letto stesso a seconda del prodotto ottenuto.

In generale l'altezza della carica del minerale da concentrare e che sovrasta il letto è minore dell'altezza del letto stesso e va per lo più diminuendo col diminuire dei grani, fino a ridursi ad uno straterello assai tenue quando si arriva al trattamento delle particelle finissime, onde evitare che il materiale si addensi e che le particelle stesse si ostacolino troppo a vicenda impedendo il libero depositarsi di esse secondo la legge della caduta dei grani nell'acqua.

Gli è perciò che per lo più i crivelli che trattano per filtrazione le sabbie fini hanno una maggiore altezza di letto di quelle che trattano le classi più grossolane e che talora per non esagerare nello spessore del letto si dà ai crivelli destinati alle classi più fini una profondità minore di quella degli altri crivelli.

Lo spessore del letto del crivello è pure in stretto rapporto colla ricchezza del minerale che deve trattare.

Così per una data specie minerale ed a parità di altre condizioni si lavorerà un materiale a basso tenore in metallo con letto più alto di quello che occorrerà per un materiale ad elevato tenore perchè in quest'ultimo caso essendo maggiore la quantità del prodotto ricco che se ne può ricavare, maggiore deve essere il rendimento del crivello e quindi più facile e rapida deve essere la filtrazione.

Quando col crivello si lavora col sistema ad evacuazione simultanea per filtrazione e per bocchette ed il minerale fa da sè il letto occorrente, lo spessore più conveniente di questo si mantiene costante regolando convenientemente le paratìe o i tubi di sortita al disopra della tela come già fu indicato.

Perciò che riguarda il diametro dei grani del letto filtrante valgono delle considerazioni analoghe a quelle indicate a proposito dell'altezza da dare al letto stesso.

Un diametro maggiore dei grani agevola la filtrazione perchè più ampi sono gli interstizi fra grano e grano; ma se questi diventano eccessivi anche dei pezzi misti o sterili si infiltrano fra i grani del letto e arrivano ad oltrepassare la tela impoverendo il prodotto. Se per contro gli interstizi sono ben proporzionati alla classe ed alla natura del materiale da concentrare, ed il letto si agita e si apre quanto basta e non di più del bisogno, le particelle più leggere sono spinte in su in seno alla massa fluida dei grani durante il periodo di impulso dello stantuffo e, se il letto ha un conveniente spessore e l'aspirazione non è troppo forte, esse non possono assolutamente giungere fino al letto e passano nel compartimento seguente o vanno via come parti sterili se si tratta dell'ultimo compartimento del crivello.

Anche qui è molto difficile il dare delle regole applicabili ai casi svariatissimi che si presentano in pratica.

Una buona norma data dall'esperienza è quella di cominciare a lavorare con un letto formato di grani di diametro eguale a tre o quattro volte il diametro di quelli che si vogliono ottenere nella filtrazione, salvo poi a ricorrere ad un letto a grani maggiori o minori a seconda dei risultati ottenuti.

Perciò in una laveria ben organizzata si deve avere ben in ordine e ben fornito un deposito di materiali per i letti, sempre pronti e classificati per qualità e per grossezza dei grani, onde provvedere senza indugio sia al cambiamento dei letti consumati, sia alle modificazioni di spessore e di grossezza dei grani che possono occorrere anche talora da un momento all'altro durante il lavoro corrente.

È qui il caso di dare alcune indicazioni pratiche per ciò che riguarda la messa in marcia di un crivello filtrante ed il modo di regolarlo onde lavori nelle condizioni volute.

Seguendo le indicazioni pratiche date precedentemente si mette sulla tela a fori convenientemente fissati il letto che si ritiene adatto a priori per qualità, grossezza di grani e spessore, dando inoltre allo stantuffo una corsa provvisoria secondo i dati forniti dall'esperienza, come si disse a suo tempo.

Si fa funzionare il crivello e si fa una prima correzione alla corsa regolandola in modo che colla mano si senta che il letto si mette in una moderata agitazione. Si comincia allora ad alimentare il crivello senza preoccuparsi troppo se, come spesso avviene, al primo arrivo della carica si ha un'agitazione smodata dell'acqua, che cesserà quasi subito forzando l'alimentazione finchè il crivello sia pieno. Si rende allora regolare l'arrivo della materia e si lascia marciare il crivello per una mezz'oretta o anche meno onde il letto abbia il tempo d'impregnarsi di materiale ricco e cominci la filtrazione regolare. Aperto allora l'orifizio inferiore della cassa del crivello, mentre lo stantuffo continua a funzionare, si dà libero sfogo a questa prima filtrazione, che è per lo più un prodotto assai povero, il quale verrà estratto e messo in disparte per essere ricaricato nell'alimentatore quando il crivello sarà ben regolato.

Si lascia quindi lavorare il crivello durante un'altra mezz'ora circa prima di fare una nuova estrazione del prodotto filtrato, e durante questo periodo si regola per bene l'arrivo dell'acqua onde la carica sia abbastanza sciolta ed i grani si muovano liberamente nell'acqua senza troppo ostacolarsi. Ciò si può facilmente constatare introducendo gradatamente la mano in seno alla massa dei grani. Se tutto va bene essa deve penetrarvi facilmente e senza risentire resistenza. Se invece si sente un po' d'ostacolo, se si sente la massa addensarsi come impastandosi, si aumenterà progressivamente l'arrivo dell'acqua per correggere il difetto fino ad avere la carica sufficientemente fluida.

Esaminata allora la natura del nuovo prodotto ottenuto dopo un certo tempo si vedrà se sia il caso di agevolare od ostacolare la filtrazione modificando a seconda dei casi la corsa o lo spessore del letto, e ciò per successivi e graduali tentativi fino a che i nuovi prodotti abbiano il tenore che si reputa conveniente.

Il crivello è così regolato per ciò che riguarda la qualità del prodotto, ma può darsi benissimo che il regime che si è riesciti a dargli non sia quello che è necessario perchè il crivello dia tutto quel prodotto di cui può essere capace. Occorre perciò di rendersi ben ragione di ciò che avviene nel crivello ed è quindi bene l'esaminare senz'altro la carica dopo un certo periodo di marcia nelle condizioni anzidette.

Supponiamo fermato il crivello ed aperta la valvola di fondo per mettere a secco la carica. Mediante il solito utensile a cui si accennò parlando del lavoro col crivello a mano (consistente in un pezzo di lamiera di 15 a 20 cm. di lato con un orlo ripiegato onde agevolarne l'impugnatura) si faccia una sezione trasversale nella massa dei grani e la si metta a nudo asportando il materiale da un solo lato per renderla visibile.

Se il crivello lavora a dovere il letto è ben guarnito di piccoli grani di minerale che si sono infiltrati lungo tutti i meati esistenti fra i grani più grossi del letto stesso riempiendoli, per passare poi nella cassa sottostante. Questi meati, mano mano che tendono a vuotarsi per effetto della filtrazione, vanno continuamente riempiendosi per il depositarsi di nuovi grani che formano sulla superficie del letto stesso uno straterello più o meno spesso, secondo la grossezza dei grani trattati, e su questo si avrà uno strato più alto di grani misti, che arriva quasi all'altezza della paratìa di sortita dei materiali, ed al disopra del quale si ha finalmente uno strato più esile di grani leggeri sterili di uno spessore che può variare — a seconda delle classi che si trattano — da 20 a pochi millimetri.

Il lieve strato di grani densi che giace sulla faccia superiore del letto fa come da regolatore della filtrazione e — quando l'alimentazione sia normale ed il funzionamento del crivello sia ben sistemato — deve mantenersi di spessore costante o quasi costante.

Se esaminando la sezione trasversale fatta nella carica, si vede che lo strato regolatore a grani densi è sparito ed è sostituito da grani misti, vuol dire che la filtrazione è troppo facile ed infatti si avrà nella cassa inferiore un prodotto inquinato da tali grani misti e quindi troppo povero. Converrà aumentare lo spessore del letto, o diminuire la corsa, dando la precedenza a quest'ultimo ripiego perchè è sempre preferibile di ottenere il massimo rendimento colla corsa minima possibile.

Se invece la filtrazione non è sufficientemente attiva, osservando la sezione della carica si vede che lo strato di grani densi avrà occupata tutta o quasi tutta l'altezza del compartimento, sicchè continuando i grani pesanti ad accumularsi finiranno per scavalcare la paratìa trasversale per

passare nel compartimento seguente, che era invece destinato a dare un'altra categoria di prodotti. Bisogna evidentemente allora rendere più agevole la filtrazione e quindi per un provvedimento immediato si può leggermente aumentare l'arrivo dell'acqua e dare una corsa più lunga allo stantuffo, agendo poi a tempo opportuno sul letto col diminuirne lo spessore o quando ciò non basti adottando un letto a grani maggiori, cercando sempre di lavorare con corsa più limitata che sia possibile.

Un'alimentazione regolare è condizione essenziale perchè un crivello filtrante dia un buon prodotto ed un buon rendimento. Se per una causa qualunque l'alimentazione è interrotta o cessa anche momentaneamente, bisogna aver l'avvertenza di fermare il crivello e chiudere i robinetti dell'acqua, e ciò non solo perchè il lasciar funzionare l'apparecchio in tali condizioni rappresenta uno sciupìo d'acqua e di forza; ma sopratutto perchè cessando l'alimentazione e continuando la filtrazione, passa nella cassa del crivello tutta la parte ricca che formava il piccolo strato regolatore non solo, ma passano anche i grani misti e questi (anche dopo che ha avuto luogo la ripresa dell'alimentazione) continuano a filtrare finchè il crivello abbia potuto riprendere il suo regime normale. Il prodotto durante questo periodo sarebbe, a dato certo, notevolmente impoverito.

Ad intervalli più o meno lunghi (variabili da due o tre giorni fino a dieci e più secondo i casi) bisogna aver cura di vuotare il crivello per battere leggermente e ripulire la tela onde ovviare al parziale ostruirsi dei fori che tendono a diminuire il potere filtrante.

Se la tela è troppo logora o se in qualche punto essa si è distaccata dal telaio per rottura di una delle legature metalliche o per essere andato via qualche chiodino o qualche vite (secondo il sistema adottato per fissare la tela) si tolgono le foderette e si sostituisce a quello da riparare un altro telaio completo, essendo buona norma di lavoro l'aver sempre pronti questi telai di ricambio.

Il fatto del distacco della tela dalle traverse del telaio in qualche punto, è reso palese anche durante il funzionamento del crivello dal fatto che alla superficie della carica si nota il formarsi di uno o più buchi a forma di piccoli crateri, mentre l'intasamento parziale dei fori della tela produce invece un parziale addensamento della carica localizzato per lo più a date zone del crivello.

In generale i buchi delle lamiere forate si ostruiscono più facilmente di quelli delle tele metalliche, onde si dà in generale la preferenza a queste ultime specialmente nei crivelli filtranti destinati alla concentrazione delle sabbie quantunque durino di meno e ciò anche perchè, come sappiamo, esse hanno una percentuale di fori maggiore.

L'ostruzione dei fori della tela ha luogo meno rapidamente quando si trattano dei materiali classificati per volume; è più frequente in quelli che trattano grani classificati per equivalenza; è tanto più frequente quanto

più è imperfetta tale classificazione e diventa frequentissima se si devono trattare su tela fina dei materiali non classificati.

Quando si procede alla ripulitura od al cambiamento della tela è bene di ripulire di tanto in tanto il letto e sostituirlo in parte o totalmente con un nuovo letto se i grani sono troppo consumati e arrotondati. Si passa perciò il letto attraverso ad un piccolo staccio a mano a fori eguali al diametro dei grani del letto stesso: si eliminano così le parti fine ed i grani troppo piccoli. L'aspetto delle parti rimaste sullo staccio indica all'occhio pratico se sia o no il caso di rimetterle nel crivello.

La confezione e la manutenzione del letti filtranti è in qualunque caso importante, ma lo diventa sempre più quanto più è complessa la natura del materiale da trattare e quanto più è difficile la separazione dei suoi elementi costituitivi; tanto che è spesso da questo elemento che dipende la riuscita dell'arricchimento per lavaggio.

Se si fa un paragone fra il modo di funzionare del crivello con evacuazione per bocchette o tubi di scarico ed il crivello a filtrazione, si vede che nel primo — per una data velocità delle pulegge — gli elementi dei quali si dispone per regolarne l'andamento sono unicamente l'ampiezza della corsa dello stantuffo (che governa l'altezza di sollevamento dei grani) e l'altezza della bocca di sortita dei prodotti.

Si consideri invece un crivello filtrante. In esso — per una data velocità delle pulegge — il funzionamento dell'apparecchio offre i seguenti elementi variabili, che permettono di regolarlo a volontà: 1° ampiezza della corsa; 2° densità del materiale usato per il letto; 3° grossezza dei grani del letto; 4° spessore del letto; 5° quantità dell'acqua.

Facendo variare, come si disse, entro i dovuti limiti ed a seconda dei casi qualcuno di questi diversi elementi si può fissare un andamento del crivello tale che per una data classe si potrà ottenere un prodotto di una ricchezza conveniente, uniforme e costante.

Il crivello filtrante adunque presenta il vantaggio di una più perfetta regolabilità; riduce a proporzioni molto minori la dipendenza della bontà ed uniformità del prodotto dall'attenzione e dal buon volere dell'operaio ed in ultimo richiede un consumo d'acqua minore di quello che a parità di condizioni è richiesto da un crivello continuo ordinario.

Forse, per le classi di maggior diametro specialmente, il crivello filtrante richiede un po' più di forza e dà un maggior consumo di lamiere o tele forate, ma è cosa di poco rilievo e largamente compensata dai vantaggi accennati, i quali tuttavia possono in certi casi essere controbilanciati dalle perdite per consumo dei letti o dalla difficoltà di avere materiali convenienti per confezionarli, o da altre considerazioni locali.

Nella maggior parte dei casi però nella pratica corrente l'uso dei crivelli filtranti è limitato ai crivelli fini, trattandosi invece le granaglie nei crivelli continui ordinari.

Limiti dei grani trattati. — Riguardo alle dimensioni limiti dei grani trattabili al crivello si può dire che raramente vi si lavorano grani maggiori di 25 mm. di diametro e raramente si scende al disotto dei grani di $^1/_4$ di mm. per le classi fine.

Le classi a grani maggiori di 25 mm. sono per lo più devolute alla cernita ed è anche bene notare che i crivelli a grosse granaglie (da 15 mm. in su) raramente dànno dei prodotti perfetti e quindi non di rado vengono sottoposti ad una ulteriore cernita a mano.

Le classi al disotto di $^1/_4$ di mm. sono per lo più concentrate su tavole, ma in certi casi si potè spingere il trattamento al crivello anche a grani minori.

Così per esempio si potè con vantaggio lavorare dei materiali finissimi calaminari e zinco-piombosi a particelle di $^1/_5$ di mm. in crivelli filtranti i cui elementi di lavoro erano i seguenti:

Provenienza dei grani. — Casse a punta che ricevono il rifiuto fangoso della tubazione degli idrovagli.
Numero delle scosse al minuto = 340.
Corsa dello stantuffo = da 3 a 4 mm.
Qualità del letto: galena nel 1° compart. e calamina nel 2°.
Diametro dei grani del letto = mm. 2,5.
Diametro dei fori della tela = m. 0,75.
Altezza del letto = mm. 120.
Altezza massima della carica sopra il letto = mm. 15.

Tuttavia la tendenza attuale è invece quella di lasciare che le tavole invadano il campo dapprima riservato ai crivelli fino a trattare con esse anche delle sabbie di 1 mm. e più; e questa tendenza purchè non sia spinta all'esagerazione e alimentata da preconcetti può in dati casi trovare la sua ragione di essere in considerazioni inerenti al modo di lavorare delle moderne tavole di concentrazione, considerazioni delle quali ci si potrà render conto quando torneremo su questo argomento dopo aver studiato tali apparecchi.

Capacità dei crivelli. — La capacità o potenzialità di un crivello, ossia la quantità di materiale che esso può trattare convenientemente in un dato periodo di tempo dipende da tante condizioni e talmente svariate che è assolutamente impossibile il dare al riguardo dei dati precisi ed assoluti.

Per uno stesso crivello la potenzialità diminuisce:

1° col diminuire della differenza di densità delle sostanze da separare: così — per esempio — a parità di classe un crivello potrà trattare di un minerale di galena e quarzo una maggior quantità di quella che passerebbe se si trattasse di blenda e calcare e anche maggiore di quella che corrisponderebbe ad un minerale di calamina e dolomia;

2° col diminuire dei grani trattati: così — per esempio — se la potenzialità di un crivello è di 1000 kg. all'ora per grani di 12 mm., essa non sarà che di circa 800 kg. per i grani di 4 mm. dello stesso minerale;

3° col crescere della ricchezza del materiale che si deve trattare; così — per esempio — se un crivello può elaborare convenientemente 1000 kg. all'ora di una data classe di un minerale di zinco al 14 % di metallo, non potrà lavorarne bene che forse i $^2/_3$ e anche meno se il tenore sale al 18 %;

4° col crescere della ricchezza del prodotto che da un dato materiale si vuole ottenere: così — per esempio — se da una data classe di un minerale composto di galena e quarzo ci si contenta d'ottenere un prodotto al 50 % di Pb, si potrà far passare al crivello una quantità di materiale grezzo molto superiore a quello che potrebbe elaborare se gli si volesse far produrre del minerale al 70 % in metallo.

Per una data classe di un minerale dato, ed entro certi limiti la potenzialità di un crivello dipende dall'area del crivello stesso. Ma, come si disse, e per le considerazioni suesposte, è impossibile di fornire dei dati precisi; pur tuttavia, come limiti estremi e per minerali di medio tenore e non molto complessi, si può ammettere che la capacità media (a seconda della maggiore o minore difficoltà di trattamento; a seconda del minore o maggior peso della massa dei grani) può variare fra 10 e 60 kg. per dm^2 di tela e per ora e per le diverse categorie di grani nelle proporzioni seguenti:

per grani		>20 mm.	=	da	40	a	60	kg.
»	»	20÷10	»	=	» 30	»	40	»
»	»	10÷4	»	=	» 20	»	30	»
»	»	4÷1	»	=	» 15	»	20	»
»	»	<1	»	=	» 10	»	15	»

Tali quantità nelle applicazioni dovranno naturalmente essere corrette in più o in meno con criterio pratico tenendo conto in ogni singolo caso di tutti gli elementi già esaminati e di tutte le condizioni che possono eventualmente influire sulla costanza o variabilità degli elementi stessi.

Si può ritenere che, fra le dimensioni del crivello, quella che più influisce sulla potenzialità è la larghezza, nella quale tuttavia non conviene esagerare perchè su una grande larghezza difficilmente si ottiene un'azione regolare ed uniforme della corrente d'acqua su tutta la sezione del crivello, a meno di abbondare nella profondità della divisione longitudinale del crivello stesso e conseguentemente nell'altezza totale di tutto l'apparecchio.

Una considerazione che indurrebbe ad aumentare — sempre però entro i dovuti limiti — la larghezza è quella che nasce dal fatto che intorno ad ogni compartimento di crivello e per 15 a 20 mm. di larghezza

adiacente alle pareti il lavoro è poco attivo, e quindi in ragione dell'area un crivello stretto se ne risente di più di uno largo.

In Europa la larghezza dei crivelli non oltrepassa per lo più i 50 cm. e nelle laverie di Sardegna la detta larghezza varia fra i 40 ed i 45 cm. In America ed in Australia l'area di lavoro dei crivelli raggiunse spesso i 60 cm. di larghezza ed in casi speciali arriva anche a 75 cm. (per es. a Cariboo, in Boulden County-Colorado). La Casa Wilfley costruisce i suoi crivelli a molla, già citati, con compartimenti di tre larghezze, ossia 45 cm., 60 cm. e 75 cm.

Anche la lunghezza del crivello ha una certa influenza sulla potenzialità per la ragione seguente. Il tempo richiesto per il depositarsi dei grani varia da quello occorrente ai grani più pesanti e di forma arrotondata o poliedrica che vanno al fondo dopo pochi colpi dello stantuffo, a quello domandato dai grani meno compatti e dalle scaglie che non si depositano che lentamente, dopo un gran numero di colpi e quindi più lontano dalla loro entrata nel crivello. Quindi più sarà lungo il crivello e maggiore sarà la probabilità di raccogliere questi grani mentre se il crivello è corto e vi si vogliono raccogliere questi stessi grani bisogna per forza che l'alimentazione sia ridotta onde il materiale soggiorni nel crivello il tempo necessario perchè tutto il deposito abbia luogo.

Praticamente non si oltrepassa nei compartimenti dei crivelli la lunghezza massima di 1 m. e nella maggior parte dei casi essa oscilla fra i 60 e gli 80 cm. Solo si arriva a delle lunghezze di m. 1,25 per i crivelli ad un solo compartimento destinati a trattare le grosse granaglie o per quelli dai quali si vogliono ottenere diversi prodotti — mediante aperture di sortita a diverse altezze dalla tela — senza ricorrere a crivelli a più compartimenti. Quest'ultimo sistema non è tuttavia consigliabile se non in casi speciali di minerali semplici e di quantità da trattare piuttosto limitate.

Quando si tratti di ottenere in un crivello un solo prodotto da una data classe di grani e la quantità da trattare è molto forte piuttosto che adottare un crivello ad un compartimento ed esagerare nella sua lunghezza è meglio ricorrere ad un crivello a due compartimenti ovvero dividere il materiale a due crivelli di dimensioni minori. Il primo ripiego è forse preferibile, perchè il secondo compartimento ricevendo i grani ricchi meno compatti e quindi meno pesanti richiederà minor scossa e meno acqua e darà quindi una marcia più economica, offrendo inoltre la possibilità di ottenere un prodotto più ricco nel 1° compartimento ed uno di tenore meno elevato nel 2°, impoverendo il rifiuto del crivello, cosa che nella maggior parte dei casi è molto conveniente.

In un crivello a più compartimenti che deva trattare un minerale complesso e fornire per esempio due o più prodotti ed altrettanti misti sarà bene che le dimensioni dei compartimenti siano calcolate un po' lar-

gamente, considerando che è sempre possibile di limitare il rendimento di un compartimento, sia regolando le aperture di sortita, sia rendendo più lenta la filtrazione, secondo che trattisi di un crivello a bocchette o di un crivello filtrante, mentre un crivello sovraccarico darà sempre dei cattivi prodotti e degli sterili ricchi.

Numero dei compartimenti. — Il numero dei compartimenti di un crivello dipende per lo più dalla natura del minerale che deve trattare e dal numero dei prodotti che si vogliono separare.

Il crivello ad un compartimento è, come fu detto, riservato per lo più alle grosse granaglie e qualche volta — per minerali semplici e di facile trattamento — alle granaglie medie e fini classificate per volume.

Per le classi di grani classificati per equivalenza, anche se si tratta di un minerale semplice (galena e quarzo; calamina e calcare, ecc.) si ricorre ai crivelli a due o più compartimenti, onde ottenere — regolando convenientemente il letto, la scossa, ecc. — nel 1° compartimento i grani fini più densi e successivamente gli altri dando un regime conveniente ai compartimenti seguenti.

Avendo da trattare un materiale a due o più specie minerali non si può fare a meno di ricorrere all'uso di crivelli a più compartimenti ed il numero di questi dipende come è noto dal numero dei prodotti e delle categorie di misti da isolare, i cui aggruppamenti possono variare anche per uno stesso genere di materiale a seconda della predominanza di una o d'un'altra delle specie minerali contenute nella massa dei grani, a seconda del trattamento ulteriore a cui dovranno essere sottoposti i misti ottenuti, ecc.

Così, avendo un materiale composto di galena e blenda con quantità notevole dell'una e dell'altra specie minerale sparse in ganga di quarzo e schisto, converrà adottare dei crivelli a quattro compartimenti e si otterrà nel 1° compartimento della galena; nel 2° un misto di galena e blenda; nel 3° della blenda e nel 4° un misto di blenda e ganga.

Se invece il materiale contenesse poca galena si potrà contentarsi di crivelli a tre compartimenti ed avere nel 1° compartimento un misto di galena e blenda, nel 2° della blenda e nel 3° un misto di blenda e ganga.

I misti saranno per lo più da rimacinare e da trattare separatamente.

Consumo di forza. — Se si considera il crivello dal punto di vista del consumo di forza che esso richiede, si vede che gli elementi che maggiormente influiscono su tale consumo sono il peso specifico del minerale, l'altezza della carica, l'ampiezza ed il numero dei colpi ed a parità di altre condizioni, più che da tutto il resto, dall'area totale del compartimento o dei compartimenti di cui si compone il crivello stesso.

Il Rittinger calcolava il consumo d'energia in un crivello in ragione di $^1/_{10}$ ad $^1/_{20}$ di cavallo per piede quadrato di superficie di griglia: ma questo dato è troppo inferiore a quello risultante dalle misurazioni dirette.

Il Linkenbach calcola a $^1/_2$ cavallo al massimo la forza richiesta da un crivello ad un compartimento di 750 × 500 mm. Per crivelli continui ordinari a tre compartimenti delle misure precedenti, dà come consumi di forza cavalli $1\,^1/_2 \div 1\,^1/_4 \div 1$ a seconda delle classi trattate e finalmente per crivelli filtranti e sabbie calcola la forza occorrente in $^1/_4$ di cavallo per compartimento. Anche questi dati sono certamente un po' bassi.

Riteniamo che nella maggior parte dei casi pratici non si andrà molto discosti dal vero calcolando il consumo medio d'energia in ragione di:

0,018 di cav.-vapore per dm² di griglia, per le grosse granaglie,
0,016 » » » » i grani medi,
0,014 » » » » » fini,

ed aumentando il risultato dal 10 al 20 % ove il materiale da trattare al crivello sia composto di specie minerali ad elevato tenore in metallo e quindi più pesanti del solito.

Valore dei crivelli. — Il prezzo d'acquisto dei crivelli dipende oltrechè dal materiale con cui è costruito, dalla dimensione e dal numero dei suoi compartimenti.

Evidentemente il valore di un crivello a cassa di lamiera di ferro o di ghisa sarà maggiore di quello di un altro a scheletro e cassa di ghisa e legno e anche più elevato del valore di un crivello a cassa a sostegni di legno.

Come dato medio può ritenersi che — a seconda delle dimensioni e della costruzione dell'apparecchio — il prezzo di un crivello ad un compartimento varia fra le 4000 e le 6000 lire ed il valore aumenta di un terzo di queste cifre per ogni compartimento in più.

Costo di lavoro. — Sul costo della lavorazione al crivello è impossibile di fornire dei dati approssimati. Esso dipende specialmente dal costo dell'energia e dell'acqua che varia da un caso all'altro entro limiti molto discosti, nonchè da quello della mano d'opera che è pure variabilissimo da regione a regione e per una stessa regione a seconda della disposizione ed aggruppamento dei crivelli stessi specialmente per ciò che riguarda l'evacuazione e trasporto più o meno automatico dei prodotti, dei misti e degli sterili.

Le spese di manutenzione dei crivelli — se di buona costruzione — sono di poco momento e la quota maggiore è data dal consumo delle lamiere o tele forate, di cui si è già fatto cenno altrove. Le parti in moto hanno lunga durata purchè sia ben regolata e continua la lubrificazione e purchè si eliminino appena constatati i piccoli urti e le vibrazioni anormali che possono provenire dall'usura degli eccentrici, dei glifi, degli stantuffi, ecc.

CAPITOLO UNDICESIMO

CONCENTRAZIONE O ARRICCHIMENTO SU TAVOLE

Come fu detto precedentemente, le sabbie vengono arricchite trattandole talora nei crivelli e talaltra su tavole di tipi diversi, mentre i fanghi o schlamms non possono essere concentrati che mediante tavole speciali, a meno che non ne sia possibile e conveniente la concentrazione con procedimenti di fluttuazione.

Tutte queste materie fini, la cui quantità è assai notevole in quasi tutte le laverie, e che per certi minerali intimamente uniti fra loro e colle ganghe costituisce — dopo macinazione spinta — la totalità del materiale da concentrare, sono le più difficili da arricchire e le difficoltà del loro trattamento crescono man mano che si va scendendo alle particelle minime, finchè si arriva a quelle classi di fanghiglie tenuissime che sfuggono all'azione di ogni possibile trattamento gravimetrico.

Esse costituiscono molte volte le più forti perdite di materia utile nella preparazione meccanica usuale, ed è perciò che si ha cura di produrne la minor quantità possibile nelle successive operazioni di macinazione, classificazione e lavaggio dei grani.

Si concepisce facilmente come col diminuire della dimensione delle particelle fini le difficoltà di trattamento aumentino ove si rifletta che, quando esse siano in sospensione nell'acqua, la minima variazione di velocità del liquido, il più piccolo urto delle particelle stesse fra loro, sono tutte cause perturbatrici che le deviano dalla traiettoria che ogni grano avrebbe seguito se avesse dovuto ubbidire isolato all'azione della gravità. Questa forza, come già si ebbe a dire altrove, non può che esserne necessariamente modificata nei suoi effetti.

La forma del grano in tali circostanze assume un'importanza notevole, e tanto più considerevole quanto minori sono i grani stessi.

Si trasse quindi partito, per il trattamento delle classi fini, della resistenza più o meno notevole che i grani minuti (per azione combinata del loro peso e del loro volume) oppongono ad essere trascinati da una lama

d'acqua lungo una superficie che può essere di legno, di metallo, di cemento, di caoutchouc, di linoleum, di tela, ecc., oppure formata dal minerale stesso quando ad esso sia stato permesso di formare sulle superfici anzidette un primo deposito sul quale la stessa materia continua poi ad arrivare sospesa nell'acqua.

In tali condizioni mentre l'adesione alla superficie liscia o alle asperità di essa (quando essa è coperta di tela o di uno strato preesistente della materia stessa) dipende dalla densità dei grani, la resistenza al trascinamento dipende dal volume e diminuisce col crescere delle dimensioni dei grani, mentre può anche essere modificata dalla forma dei grani stessi, poichè — a parità di volume e di peso — i grani appiattiti opporranno in tutti i casi una resistenza maggiore di quella opposta dai grani sferici o poliedrici.

Ed è ben naturale che la resistenza al trascinamento dipenda dal volume dei grani, dato che il velo d'acqua ha velocità minore nella zona inferiore che in quella superiore per effetto dell'attrito. I grani maggiori (che in generale sono poi i meno densi) risentono l'azione della zona superiore più veloce del velo liquido e sono trascinati, mentre quelli più piccoli (che sono in generale i più densi) restano indietro nella discesa perchè sollecitati dalla zona liquida meno veloce e perchè offrono meno presa alla corrente.

Se quindi le particelle che si fanno arrivare sulla superficie inclinata lungo la quale scorre un sottile velo d'acqua sono quelle di una data classe di una torbida classificata per equivalenza in classificatori idraulici di un tipo qualunque, aderiranno alla superficie inclinata quelle più pesanti e di diametro minore e saranno trascinate via quelle più grossolane e più leggere.

I numerosi apparecchi costruiti su questo principio fondamentale derivano più o meno direttamente e per successive modificazioni, rivolte a soddisfare a necessità speciali di trattamento, dai due affatto primitivi e ben noti sotto il nome di *cassone tedesco* e di *tavola dormente*. — Il primo fu costruito per trattare le sabbie più grossolane e specialmente quelle depositate nelle prime zone dei labirinti; la seconda era l'apparecchio tipico della concentrazione delle sabbie finissime e degli schlamms nelle antiche laverie dell'Harz.

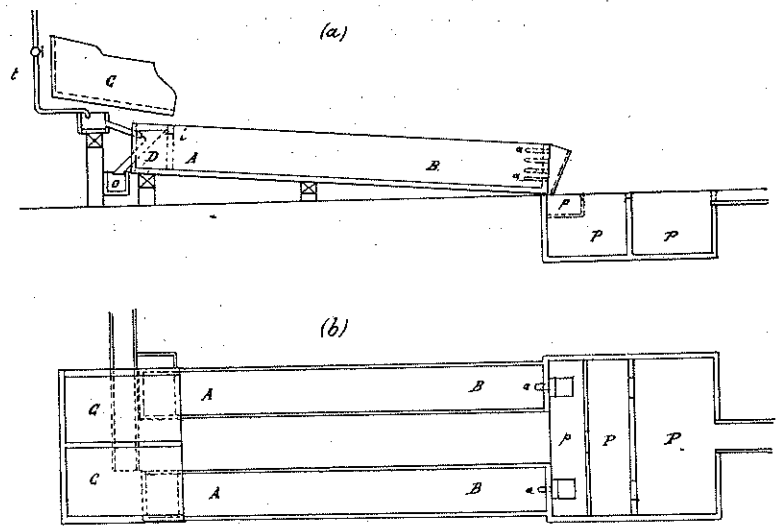
Questi due apparecchi a lavoro intermittente non si adoperano più nei moderni impianti completi di preparazione meccanica. Pur tuttavia è indispensabile di conoscerne e studiarne il funzionamento, sia perchè ad essi si ricorre ancora in trattamenti di poca entità o in impianti provvisori di piccole miniere durante il periodo di ricerca e preparazione in unione ai crivelli a mano per arricchire alla meglio anche le sabbie e i fanghi che non potrebbero altrimenti essere utilizzati subito: sia ancora perchè — come si disse — essi sono come i capi stipiti di quasi tutta la serie di

apparecchi sempre più perfezionati che sono venuti mano mano a formare il corredo delle attuali laverie per il trattamento delle classi fini.

Cassone tedesco. — Le figg. 220 *a* e *b* rappresentano in scala di 1 : 70 un gruppo di due cassoni tedeschi.

Ogni cassone consta di una cassa di legno *A B* lunga da 3 a 4 metri e larga e profonda da m. 0,40 a m. 0,50 con fondo a pendenza di circa 8 % sull'orizzontale.

La parete che chiude inferiormente la cassa è munita di fori *a a a* a differenti altezze dal fondo e che si possono aprire e chiudere mediante



Figg. 220 *a* e *b*.

dei tappi di legno. Al piede dei due cassoni un canaletto *p* lascia depositare i grani più densi contenuti nella torbida, la quale poi sfiorando da un'apertura centrale va successivamente a far deposito nelle casse *P* e da queste va via o circola in un labirinto.

Alla testata del cassone in alto trovasi un truogolo *G* nel quale si mette il minerale da lavare. Un tubo *t* porta l'acqua pulita in un canaletto che mediante due condotti inclinati la versa nella cassetta *D* (larga quanto il cassone) dalla quale in lama sottile lungo la soglia *i* va a scorrere sul fondo della cassa *A B*, mentre l'acqua in più da uno sfioratore laterale più alto va via in un canale di raccolta *O*.

Durante il lavoro l'acqua scorre di continuo. L'operaio fa cadere dalla tavoletta *C* nel cassone una piccola quantità di minerale per volta. La corrente d'acqua tende a trascinare i grani al basso della cassa, ma l'operaio con una specie di spatola di legno fissata normalmente ad un

lungo manico li rimanda in su contro corrente, facendo scorrere l'orlo della spatola sulla superficie dello strato già formato egualizzando la superficie ed evitando la formazione di avvallamenti, di solchi e di rigagnoli irregolari.

Durante questa operazione gli schlamms si separano dalle sabbie e restando in sospensione nell'acqua giungono al basso e sfuggono dai fori *a* per andare nelle casse di deposito. Le sabbie invece, non potendo essere trascinate via, si depositano per ordine di ricchezza dalla testa al piede del cassone.

Il lavoro che l'operaio fa di continuo colla spatola si esercita sul minerale e sull'acqua, la quale respinta verso la testata prende davanti alla spatola stessa una certa altezza al disopra del suo livello normale di scolo, mettendo il minerale in sospensione, onde in questi istanti i grani più grossi e più pesanti — per l'azione della gravità — tendono a depositarsi verso il fondo. Al cessare dell'azione dell'utensile l'acqua si precipita con una certa violenza verso il basso e trascina con sè a preferenza i grani della superficie, cioè i più leggeri.

Il deposito disposto a piano inclinato andrà mano mano crescendo di spessore e man mano l'operaio regola l'efflusso dell'acqua chiudendo uno dopo l'altro dal basso all'alto i fori *a* onde mantenere costante o quasi l'altezza dell'acqua sul deposito che monta.

Ordinariamente dopo circa mezz'ora di lavoro si ha nel cassone uno strato di materiale dello spessore di m. 0,30 a m. 0,40 alla testata e di m. 0,20 a m. 0,25 al piede.

Chiuso allora il robinetto del tubo *t* l'operaio apre gli orifizi *a* per l'asciar andare via l'acqua ancora contenuta nella massa del minerale e divide il deposito in tre parti con piani verticali normali all'asse longitudinale del cassone.

Questo arricchimento ottenuto rapidamente con una sola operazione non è il più delle volte che un primo passo verso la concentrazione definitiva che si desidera.

La prima zona verso la testata, ossia la parte più ricca è in generale ripassata nel secondo cassone per ottenere del prodotto finito. La seconda zona ha per lo più un tenore quasi eguale a quello del materiale primitivo ed è ripassata allo stesso cassone in una operazione successiva. La terza zona, che è la più povera, può essere trattata — se conviene — su una tavola dormente.

Nelle miniere dell'Harz quest'ultima classe, nonchè le fanghiglie più dense raccolte nel canaletto di sortita *p* erano arricchite su apposite tavole a tela (plannenherde).

Un operaio può lavorare al cassone da ⅓ ad ½ metro cubo di sabbie grossolane e un po' meno di fine, con un consumo di acqua variabile da 2 a 3 volte quella del minerale che si tratta.

Della stessa famiglia del cassone tedesco è la *Tye* usata nella preparazione meccanica inglese, come apparecchio finitore per concentrare le sabbie già arricchite antecedentemente per filtrazione o per deposito.

Tavola dormente. — La tavola dormente fu da tempi molto remoti il solo e per un periodo di qualche secolo apparecchio adoperato per la concentrazione delle sabbie finissime e degli schlamms.

Essa offre una certa analogia col cassone sia per la forma, sia per il suo funzionamento, ma è meno inclinata ed è in generale molto più lunga e molto più larga.

È formata da un piano inclinato *A B* (figg. 221 *a* e *b*) di grosse tavole ben congiunte fra loro e solidamente fissate a una robusta intelaiatura di travi sottostanti, onde impedire quanto è possibile le deformazioni del piano che dev'essere accuratamente piallato e perfettamente livellato trasversalmente. Ai due lati longitudinali è munito di sponde o bordi alti da 100 a 120 mm. sul piano della tavola.

Alla testata essa ha un distributore destinato a ripartire la torbida su tutta la larghezza della tavola.

Esso consta della tramoggia *T* che mediante una diramazione del tubo *O* riceve dell'acqua pura sotto forma di spruzzo trasversale *S*, il quale spappola e trascina il materiale dalla tramoggia sul distributore propriamente detto *D*, che può nei momenti opportuni ricevere dallo stesso tubo *O* un getto d'acqua di lavaggio al suo vertice.

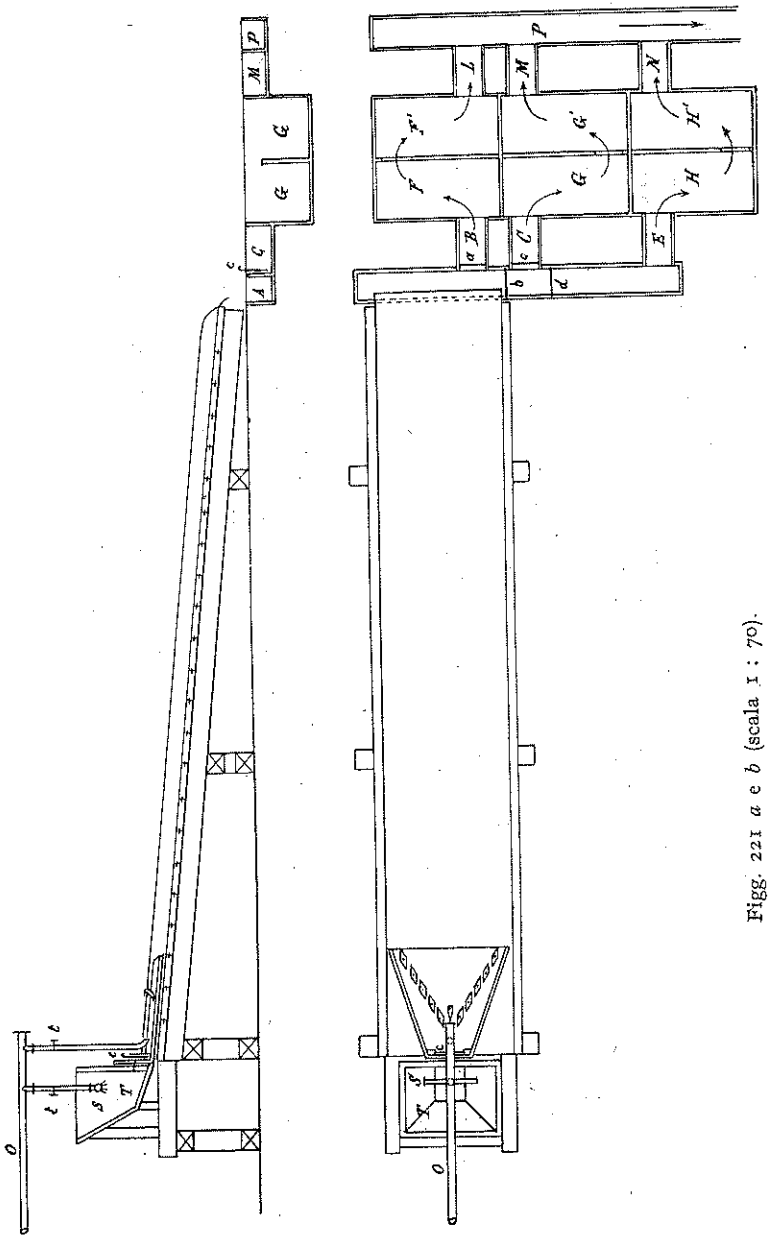
L'arrivo dell'acqua pulita è regolato dai robinetti *t t'*; quello del materiale mediante la portina scorrevole *c*.

Se non si tratta di passare del materiale asciutto o quasi, ma del materiale già in sospensione nell'acqua (come quello che può provenire da un classificatore idraulico qualunque) sparisce la tramoggia e il tubo d'arrivo della torbida si apre direttamente al vertice del distributore *D*, il cui piano è munito di una serie di tasselli di legno che ostacolando la discesa della torbida dividono la corrente in piccoli filetti e ripartiscono la materia su tutta la larghezza della tavola. Questi tasselli possono girare intorno alla vite a legno che li fissa alla tavola, onde coi loro piccoli spostamenti consentono di deviare e correggere la direzione dei filetti liquidi onde ottenere che la materia entri, quanto è possibile, sul piano inclinato di lavoro in lama unita, tenue e uniforme.

Al piede della tavola si hanno dei bacini di deposito convenientemente disposti al fine di poter ricevere successivamente e nei momenti opportuni i diversi prodotti della tavola.

Ecco pertanto come procede il lavoro sulla tavola dormente.

L'operaio fa arrivare la torbida e la lascia scendere lungo la tavola finchè si è formato su questa un leggero strato di materiale. Durante questo periodo l'acqua torbida che trascina le particelle leggere, ossia lo sterile, cade nel canale collettore *A* (col quale sono in comunicazione i diversi



Figg. 221 *a* e *b* (scala 1 : 70).

bacinetti di raccolta) ed essendo chiuse tutte le altre paratìe *b c d* ed aperta invece quella *a*, passa nelle casse *F F'* che sfiorano nel canale *P* d'evacuazione.

Interrotta allora la venuta della torbida l'operaio fa arrivare l'acqua pura. Con la spatola di legno, che fa scorrere sempre dal basso all'alto sulla superficie dello strato, egli rimette in sospensione le parti fine leggere che trascinate dall'acqua vanno a cadere nel canale *A* e di là a depositarsi anch'esse nei bacinetti *F F'*.

Apre quindi le paratìe *b* e *c*, tenendo chiuse *a* e *d*, e sempre continuando l'arrivo dell'acqua sulla tavola riprende il lavoro con la spatola. I grani misti messi in sospensione nell'acqua finiscono per essere trascinati in basso e vanno a depositarsi nelle casse *G G'*.

Finalmente chiuse le paratìe *a* e *c* e aperte le altre due *b* e *d*, mentre l'acqua pulita scorre sulla tavola, con una spazzola obbliga il prodotto ricco rimasto sulla tavola a scendere in giù e cadere nel canale *A* che lo guida a depositarsi nei bacini *H H'*.

L'operaio ricomincia quindi una nuova operazione.

L'evacuazione dei diversi prodotti era fatta talora (invece che per canale e paratìe) mediante una tavoletta mobile ed a sponde, la quale univa nei momenti opportuni il basso della tavola successivamente con ciascuna delle casse di raccolta.

Nelle miniere dell'Harz era in uso un'altra disposizione che consisteva in due o tre aperture trasversali larghe quanto era larga la tavola e poste verso l'estremità inferiore di questa alla distanza di circa 50 cm. l'una dall'altra. Questi tagli trasversali avevano una larghezza di circa 70 mm. ed erano chiusi da pezzi di legno a cerniera lunga orizzontale e ricoperti da striscie di cuoio inchiodate da una parte. Rialzando successivamente il cuoio di ognuna delle aperture e alzando il pezzo mobile di legno si metteva in comunicazione la torbida successivamente colle casse di raccolta mediante canaletti trasversali sottostanti.

La tavola dormente può lavorare nel modo anzidetto, ossia *per deposito superficiale*: ma può, ove si voglia, lavorare anche come il *cassone tedesco per accumulazione*, ossia lasciando colare la torbida e lavorando colla spatola finchè si abbia un deposito di un certo spessore che è diviso in tre zone ed esportato come si disse.

Le dimensioni delle tavole dormenti variavano assai. Se ne costruiscono di 4-6 e 7 m. di lunghezza per m. 1, 1,15 e 1,30 di larghezza.

Quelle destinate al trattamento di sabbie fini o fanghi grossolani hanno una pendenza di 10° a 12°; richiedono da 15 a 20 litri d'acqua pulita al minuto e possono trattare da 200 a 400 kg. di materia solida all'ora, diluita in acqua nella proporzione di 1 a 4.

Quelle che devono trattare i veri schlamms non hanno che una pendenza di 5° a 6°; richiedono da 5 a 8 litri d'acqua al minuto e non possono trattare che da 50 a 100 kg. di sostanza solida diluita anch'essa in quattro volte il suo peso d'acqua.

Rientrano in questa categoria di apparecchi le *tavole di Cornovaglia* usate per il lavaggio dei fanghi finissimi di minerali di stagno; la *Frame* dell'antica preparazione meccanica inglese, e le tavole ricoperte di tessuto di cotone o di lana (*Canvas-table*) usate in California e altrove per la concentrazione dei fanghi auriferi e argentiferi che sfiorano dai classificatori idraulici.

Dalla tavola dormente ora descritta deriva, per il sistema di lavoro per accumulazione, la *tavola a scossa* longitudinale, e, per il sistema di lavoro per deposito superficiale (ma reso continuo ottenendo che la tavola si ripulisca liberandosi automaticamente dei suoi prodotti e senza interrompere il lavoro) derivarono la *tavola a nastro continuo di Brunton* e la *Frue-Wanner* coi suoi derivati.

Classificazione delle tavole. — Evidentemente il modo di lavorare di una tavola dormente dipende per un dato minerale dalla pendenza e dalla quantità d'acqua. L'una e l'altra in generale diminuiscono col diminuire delle dimensioni delle particelle che sono in sospensione nella torbida.

Esaminiamo pertanto ciò che avviene su uno di questi apparecchi. La tavola è un piano rettangolare che ha pendenza e sezione costante. Come la torbida si spande e scende lungo il piano inclinato, i grani ricchi più pesanti (che sono in generale i più piccoli) si depositano facilmente alla testata della tavola; poi, per l'influenza reciproca delle particelle fra loro, dei piccoli grani ricchi saranno pure portati più avanti e si depositeranno insieme ai grani misti più grossetti ed a poco a poco il deposito andrà estendendosi. Ma più il deposito avanza verso il piede della tavola e più si avranno dei piccoli grani misti o dei piccolissimi ricchi che si troveranno in seno ad una corrente troppo forte perchè possano depositarsi e ciò tanto più inquantochè per il fatto del deposito già avvenuto nella parte superiore della tavola la quantità di materia in sospensione nella torbida è minore: è quindi più completo l'isolamento dei grani ed è quindi reso più agevole il trascinamento. Le perdite dipendenti da questi fatti potrebbero essere ridotte ove si addivenisse ad una progressiva diminuzione della quantità d'acqua, cosa che non è praticamente possibile.

Lo stesso effetto tuttavia si potrebbe *teoricamente* ottenere se la sezione trasversale della tavola invece di essere costante andasse gradatamente crescendo, poichè allora la massa fluida ripartendosi su una larghezza maggiore acquisterebbe una velocità decrescente tanto da favorire il depositarsi dei grani misti o ricchi senza ostacolare tuttavia il trascinamento dei grani sterili. Senonchè l'attuazione pratica di tale sistema sarebbe quasi impossibile ad ottenersi su una tavola piana perchè difficilmente il minerale si spanderebbe su tutta la larghezza della tavola e quindi i grani seguirebbero delle traiettorie irregolarissime.

Se invece si suppone di far arrivare la torbida al vertice della superficie convessa di un cono molto appiattito onde le generatrici abbiano una conveniente pendenza, si otterrà circa lo stesso effetto che si sarebbe ottenuto colla tavola ipotetica a sezione crescente. Da qui l'origine delle tavole rotonde fisse convesse (*Round-buddles*).

Supponiamo ancora di avere una tavola di una certa larghezza e di far sì che l'alimentazione della torbida avvenga da un lato di essa e solo su di un terzo della larghezza totale. Supponiamo che la tavola si sposti con moto laterale di traslazione per togliere la materia dall'azione del distributore. Questo movimento porterà sotto il distributore un altro terzo della tavola, mentre il primo terzo entrerà sotto l'azione di una corrente d'acqua limpida. Continuando il moto di traslazione l'ultimo terzo verrà sotto il distributore; il secondo passerà sotto la corrente d'acqua di lavaggio, mentre il primo, in cui il deposito è già lavato e convenientemente arricchito, sarà spazzato da getti d'acqua convenientemente disposti. Per ricominciare il ciclo basterebbe ricondurre al punto di partenza il primo terzo.

Praticamente queste condizioni possono realizzarsi o con una tela inclinata senza fine animata da un moto di traslazione (*tavole Ferraris, Stein, Bilharz, Lührig*, ecc.); o mediante tavole tronco coniche convesse giranti, alimentate al sommo per un terzo della base minore del tronco di cono e con getti d'acqua fissi per asportare i prodotti (*tavole giranti*); o mediante tavole tronco coniche convesse fisse, ma con distributore e spruzzi d'acqua giranti (*tavole Linkenbach*); o mediante una serie di piccole tavole dormenti, che montate su due catene senza fine si presentano sotto il distributore fisso della torbida e dell'acqua di lavaggio (*Slime-table* di Wilfley).

In ultimo, delle condizioni che si accostano a quelle di una tavola dormente ipotetica a sezione crescente, possono anche ottenersi supponendo che la torbida arrivi sulla tavola alla parte superiore di essa e per un piccolo tratto della sua larghezza, mentre la tavola stessa lievemente appoggiata o sospesa riceve una serie di scosse o di rapide oscillazioni trasversali per cui i grani avanzano trasversalmente uscendo dall'azione del distributore mentre scendono lungo il piano inclinato sotto l'azione dell'acqua di lavaggio, descrivendo in virtù della composizione dei due impulsi delle traiettorie paraboliche allargantisi dal principio alla fine della tavola.

Si ha così una nuova serie di apparecchi in capo ai quali è l'antica *tavola Rittinger* e quindi le moderne tavole oscillanti o vibranti ad un solo piano di lavoro (*tavole Wilfly* e derivate; *tavole Ferraris* e derivate), ovvero a più piani indipendenti (*tavola compound Sanna*).

Consideriamo ancora la prima tavola ipotetica a sezione crescente e supponiamo che invertitane l'inclinazione longitudinale si compia la

alimentazione della base maggiore. Si avrà una tavola dormente a sezione decrescente.

I grani della torbida che partendo dal sommo non poterono resistere alla forza di trascinamento del velo liquido raggiungeranno delle sezioni man mano decrescenti nelle quali l'acqua aumenta sempre più di velocità; non si depositeranno più e saranno esportati dalla tavola coll'acqua stessa della torbida. La nuova tavola ipotetica esagera quindi gli inconvenienti della tavola ordinaria.

Ad onta di ciò anche la tavola a sezione decrescente ha dato origine praticamente a due serie di apparecchi; le tavole coniche concave fisse (*Round-buddles* concavi) per il lavoro d'accumulazione o intermittente; e le *tavole giranti concave* per il lavoro a deposito superficiale o lavoro continuo; le une e le altre, poco diffuse nella pratica, non ebbero che rare applicazioni ed affatto localizzate.

Esse permettendo di distribuire subito la materia sulla sezione maggiore facilitano lo sfangamento immediato e, non permettendo che si depositino in alto che i grani molto densi, dànno dei prodotti ben concentrati. Naturalmente però le perdite per trascinamento sono molto più notevoli che nelle altre tavole.

Riassumendo quanto si è ora esposto, le tavole di concentrazione che furono o sono in uso per il trattamento delle sabbie fine e degli schlamms, possono suddividersi nel modo indicato nella tabella a pag. 386, considerandole tutte come discendenti dalla tavola dormente presa come capostipite.

Da tutti questi apparecchi si scosta per il suo modo di lavorare la *Kieve*, apparecchio primitivo arricchitore dei materiali finissimi usato nell'antica preparazione meccanica inglese e del quale abbiamo già fatto cenno altrove. In essa si trae partito dell'agitazione meccanica dei grani in seno ad una torbida molto densa per separare le particelle più pesanti dalle più leggere. L'arricchimento ha luogo in uno strato semifluido di più migliaia di grani, mentre negli apparecchi suaccennati la concentrazione ha luogo in seno a uno strato piuttosto tenue che nella Frue-Vanner va da 10 o 12 volte il diametro dei grani; nelle tavole a scossa o ad oscillazione può essere di 5 a 8 grani e talora anche più e in tutte le altre a semplice velo liquido si riduce al minimo poichè il funzionamento ideale si avrebbe se lo strato fosse tenuissimo e ridotto al punto che ogni grano potesse risentire isolato l'azione della lama d'acqua.

Tavola a scossa. — La tavola a scossa è un apparecchio che può dirsi abbia fatto il suo tempo; pur tuttavia si ritiene utile di farne cenno sia perchè è ancora in uso in qualche caso rarissimo (non da noi certamente), sia perchè ebbe un posto importante nella preparazione meccanica fino a parecchi anni or sono.

La fig. 222 ne rappresenta una alla scala di 1 : 30.

	Lavoro per accumulazione (intermittente)	*Lavoro per deposito superficiale* (continuo)	
Tavola dormente a sezione costante	Tavola a scossa	Tavola a nastro Brunton Frue-Vanner e derivate	
Tavola dormente (ipotetica) a sezione crescente	Round-buddle sconvessi	Tavole coniche convesse, giranti Tavole Linkenbach	
		Tavole a nastro continuo ed a moto di traslazione (Ferraris, Stein, Bilharz, Lührig, ecc.). Slime-table di Wilfley	
		Tavola Rittinger	
		Tavole oscillanti a un solo piano	Wilfley e deriv. Ferraris e deriv.
		Tavola Sanna a più piani	
Tavola dormente (ipotetica) a sezione descrescente	Round-buddles concavi	Tavole coniche, concave, giranti.	

È una tavola dormente sospesa mediante catene inclinate, la cui inclinazione può essere regolata girando dei volantini i quali mediante vite perpetua ad ingranaggio comandano le rotelle a denti sulle quali si avvolgono le dette catene. L'albero motore, munito di puleggе fissa e folle, porta un bocciuolo che può urtare contro l'estremo dell'asta longitudinale guidata e filettata che è sotto la tavola e che si può far avanzare o retrocedere girando il volano che è al basso della tavola, il che permette di variare la corsa, mentre le catene avvolgendosi o svolgendosi ne fanno variare l'inclinazione. La torbida arriva e si distribuisce sulla tavola mediante un distributore simile a quello già descritto per la tavola dormente.

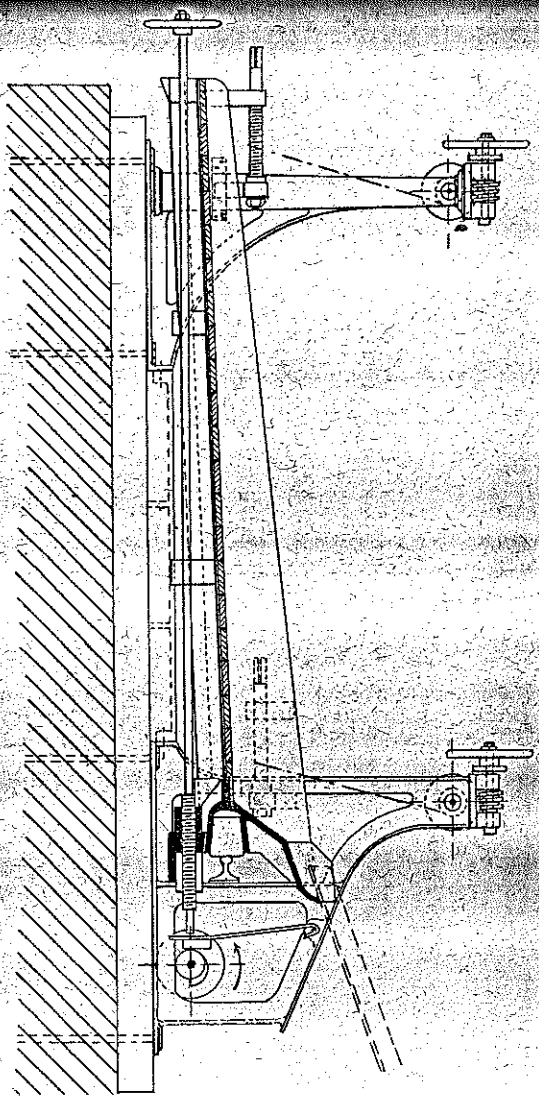


Fig. 222.

Essendo sospesa su punti fissi, la tavola, ad ogni giro dell'albero motore, per l'urto del bocciuolo avanza orizzontalmente mentre tutto il piano si eleva verticalmente, quindi retrocede orizzontalmente e scende per tornare alla posizione primitiva. Nel momento in cui la tavola spinta in avanti dal bocciuolo cessa di risentirne l'azione, il movimento che si era comunicato alla materia sparsa sulla tavola tende, per inerzia, a continuare — specialmente negli strati superiori — dimodochè nel tornare indietro la tavola sfugge, per così dire, sotto il minerale che resta per un momento in sospensione nel liquido favorendo il depositarsi delle particelle più pesanti. Ma il moto di ritorno della tavola è bruscamente troncato dall'urto di essa contro un arresto fisso che è nell'intelaiatura dell'apparecchio.

L'acqua e il minerale che partecipavano al moto di ritorno del piano di lavoro tendono a continuarlo ancora per inerzia e l'acqua spinta contro pendenza si eleva (come nel cassone davanti alla spatola); i grani rotolano gli uni sugli altri sfangandosi, finchè ripigliando la tavola il moto in avanti, anche l'acqua scorre velocemente in quel senso trascinando con sè le particelle leggere sparse al disopra dei grani più pesanti e più ricchi. L'effetto della scossa corrisponde quindi a quello che l'operaio compie colla spatola sulla tavola dormente e specialmente nel cassone.

Come nel cassone e come nella tavola dormente — quando in essa si lavora per accumulazione — il deposito, disposto secondo un piano inclinato, va gradatamente aumentando di spessore e siccome la sua superficie superiore aumenta d'inclinazione, questa si corregge di tanto in tanto — onde mantenerla uniforme quanto è possibile — agendo sui volantini che regolano la lunghezza delle catene. Quando poi il deposito ha raggiunto un conveniente spessore, lo si divide — a tavola ferma — in tre zone con tagli trasversali a distanza opportuna come si disse per il deposito del cassone.

Le dimensioni della tavola a scossa variano fra m. 3 e m. 3,50 di lunghezza per m. 0,80 a m. 0,95 di larghezza.

Il numero delle scosse oscilla fra 80 e 100 al minuto, secondo che l'apparecchio tratta sabbie grossolane o fini e l'ampiezza della corsa scende da 60 a 25 mm. col diminuire dei grani.

L'inclinazione varia dal 2 % — per le sabbie più grossolane — a 0,75 % per le sabbie finissime.

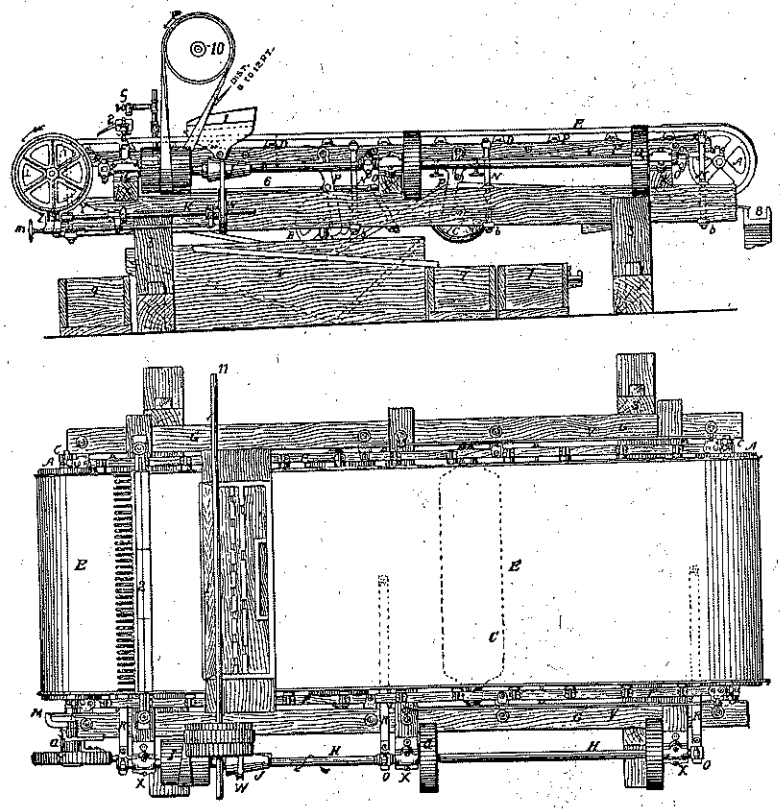
Una tavola a scossa richiede circa $^1/_5$ di cavallo di forza e può trattare da 1000 a 500 kg. all'ora a seconda della classe con cui è alimentata. Bisogna tuttavia notare che, siccome i prodotti che se ne ottengono non sono in massima parte dei prodotti finiti ma dei misti da ripassare, il rendimento definitivo è notevolmente ridotto.

Tela di Brunton. — Allo scopo di sostituire al lavoro intermittente delle tavole dormenti e delle tavole a scossa un lavoro continuo il Brunton in Inghilterra, verso il 1840, inventava la sua tavola a nastro mobile continuo, mentre in Germania si era raggiunto lo stesso scopo, come vedremo, colle tavole coniche giranti.

Il principio di tale apparecchio consisteva nel far arrivare la torbida al sommo di una tela continua inclinata, munita di bordi laterali, e animata da un moto di traslazione su due tamburi estremi come una larga cinghia, in modo che la torbida stessa vi si potesse distendere su tutta la larghezza in lama sottile. Lo sterile trascinato dalla corrente scendeva al basso lungo la pendenza longitudinale della tavola o nastro, mentre le particelle ricche aderendo alle asperità della tela la seguivano nel suo movimento verso l'alto per esserne esportate, dopo aver oltrepassato il rullo di testa, sia mediante getti o spruzzi d'acqua, sia col far penetrare

la cinghia (mediante un rullo convenientemente disposto) in una cassa d'acqua sottostante.

La tavola di Brunton non ebbe lunga vita, perchè fu in breve sostituita dalle *Vanners* alle quali essa diede origine non essendo esse altro che delle tele di Brunton perfezionate e rese più complete nel loro modo



Figg. 223 *a* e *b*.

di funzionare imprimendo ad esse una serie di piccole scosse od oscillazioni che sono longitudinali in alcuni tipi di tali apparecchi o trasversali in quelli più in uso.

Il nome di Vanner deriva dalla parola usata in Cornovaglia per indicare la separazione del minerale che ha luogo col lavaggio di prova a mano su di una pala convenientemente agitata, quando si vuole a colpo d'occhio avere lì per lì un'idea della mineralizzazione del materiale allo stato di sabbia fina, poichè i due movimenti, quantunque non identici, si assomigliano assai.

Tanto la tela del Brunton quanto le Vanners, a differenza della tavola dormente e della tavola a scossa — che dànno un prodotto ricco, un misto e dello sterile — non dànno che un prodotto concentrato e dello sterile e non sono quindi applicabili che a un miscuglio binario, ovvero a un miscuglio dal quale si vuole isolare una sola categoria di prodotti.

Fra le Vanners, la cui apparizione nella preparazione meccanica data dal 1872, quella che ebbe ed ha la maggiore diffusione — specialmente nella concentrazione dei minerali d'oro — è quella che dal nome dell'inventore è conosciuta sotto la denominazione di *Frue-Vanner*.

Frue-Vanner. — Le figg. 223 *a*, *b* e *c* rappresentano in pianta e sezioni ed alla scala di 1 : 40 la Frue-Vanner come è costruita dalla rinomata Casa Fraser & Chalmers, mentre la fig. 224 ne dà una veduta prospettica.

Un telaio mobile rettangolare *F* di legno ben rinforzato con traverse e bolloni porta i quattro rulli *A A B* e *C* di lamiera di ferro galvanizzata, i quali girano entro supportini bollonati al telaio stesso e sui quali si avvolge la cinghia di gomma *E*, che è larga m. 1,20 e forma un nastro continuo dello spessore di 4 a 5 mm. munito ai suoi due lati di bordi rivoltati dell'altezza di 20 mm. che formano sponde e gli dànno la forma di un largo canale.

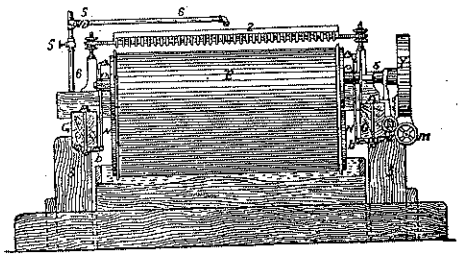


Fig. 223 *c*.

Il rullo *C* è un po' più corto degli altri ed ha le estremità arrotondate perchè su di esso deve passare la superficie di lavoro della cinghia onde far sì che questa passando sotto il rullo *B* penetri nell'acqua contenuta nella cassa N. 4.

La cinghia *E* è poi sostenuta — nel passare superiormente al telaio *F* — da una serie di piccoli rulli *D*, in modo che essa assume la forma di una superficie piana e senza avvallamenti.

I rulli *B* e *C* sono sospesi al telaio *F* mediante bracci a snodo *P P*, sui quali si può agire da ambo i lati — mediante apposite viti — onde regolare l'andamento della cinghia e la sua tensione.

I supporti dei rulli *A A* d'estremità — pure mediante viti — possono anch'essi subire dei leggeri spostamenti che permettono di correggere il moto di traslazione del nastro quando esso tende a spostarsi trasversalmente, essendo ben noto che la cinghia tende sempre a spostarsi verso la parte meno tesa.

Il telaio mobile *F* è sorretto sul telaio fisso *G* mediante le stecche *N* d'acciaio piatto flessibili, in numero di quattro per parte, che appoggiano

coll'estremo inferiore *b* su sostegni speciali, mentre coll'estremità superiore penetrano in altri supportini di ghisa al telaio *F* mediante bolloni.

La piastrina *b* che fa da supporto inferiore alla stecca *N* si estende trasversalmente al pezzo *G*, sporge un po' fuori di questo ed è tenuta da un bollone passante. Battendo con un martello sull'estremo esterno delle piastrine *b*, si sposta il piede delle stecche *N* che cambiando leggermente di inclinazione modificano il livello trasversale del piano di lavoro.

Il banco o telaio fisso *G G* è tenuto in sesto da tre travi trasversali *X* che sporgono da un lato per portare l'albero motore *H*. Esso regge tutto l'apparecchio e permette di variare l'inclinazione longitudinale della tavola mediante cunei coi quali si può alzare o abbassare la parte estrema

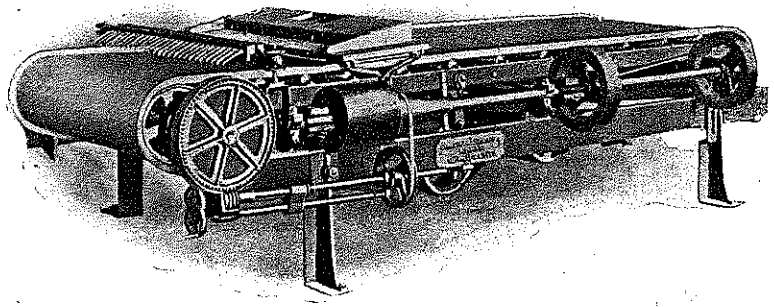


Fig. 224.

del banco stesso, essendo questo sorretto dai montanti N. 3 solidamente fissati a due suole trasversali che si fissano sulla fondazione.

L'albero motore *H* gira nei cuscinetti fissati agli estremi sporgenti dei travi trasversali *X X X*. Esso mediante la puleggia *I* riceve il movimento dalla puleggia N. 10 calettata su di un contralbero sovrastante alla tavola ad altezza conveniente.

L'albero ha tre tratti torniti eccentrici (con eccentricità di mm. 12,5) sui quali girano tre collari in due pezzi dai quali partono le tre biellette *R R R* d'acciaio piatto che all'estremo opposto sono fissate mediante piccoli bolloni a tre bracci del telaio mobile *F*. Sono queste biellette che, col girare dell'albero *H*, imprimono al detto telaio 200 oscillazioni al minuto dell'ampiezza di 25 mm.

Due volani *Q Q* rendono più regolare l'andamento dell'albero *H* che dà il moto all'alberetto *K* per mezzo della puleggia conica *J* la cui cinghia si avvolge sulla piccola puleggia *W* munita di flange o bordi.

La conicità della puleggia *J* fa sì che facendo scorrere su di essa la cinghia di cuoio che la collega alla puleggia *W* si aumenta o si diminuisce la velocità di questa. Tale spostamento avviene girando il vo-

lantino che permette di far avanzare o retrocedere la puleggia *W* e di tenerla fissa nella posizione voluta.

I supporti dell'alberetto *K* sono fissati alla scatola di ghisa *y* che protegge la vite perpetua *Z* e la ruota a denti *L*. L'asse di questa ruota dentata *L* gira in un supporto fissato alla faccia esterna del trave *G* e porta un piccolo braccio *S*, mediante il quale comanda una molla piatta *M* a forma d'arco di circolo la quale è connessa al perno del rullo *A* di testata. Questa disposizione fa sì che la ruota dentata trasmette il moto di rotazione al rullo pure permettendo a questo il suo movimento di va e vieni nel senso trasversale.

La scatola *y* può girare libera intorno all'asse dell'ingranaggio *L* e funziona quindi da fulcro dell'alberetto *K* e della puleggia *W* in modo che il peso di entrambi gravita sulla piccola cinghia ed impedisce gli scorrimenti. Una vite speciale *a* permette di liberare la piccola cinghia dal peso di *K* e *W* e di fermare, se si vuole, istantaneamente il movimento di traslazione della tavola.

Due asticciuole *V V* vanno dal travetto trasversale di mezzo a due occhi fissati all'estremità del telaio *F*, li attraversano e portano un dado all'interno e l'altro all'esterno dell'occhio rispettivo. Con essi si mette in squadra il telaio *F* e si impedisce che possa spostarsi longitudinalmente.

Il distributore N. 1 della torbida è fissato al telaio *F*, mentre il distributore N. 2 dell'acqua pura è portato dal banco principale fisso. Esso è costituito da un canaletto che porta tanti gocciolatoi distanti 75 mm. l'uno dall'altro d'asse ad asse, i quali lasciano cadere sulla cinghia i filetti d'acqua destinati a lavare i concentrati aderenti alla cinghia stessa.

La cinghia o nastro *E* nello svolgersi sul rullo *A* di testata lascia cadere i concentrati nella cassa N. 9 e poi abbandona quelli che sono rimasti aderenti ad essa penetrando nella cassa N. 4, il cui sfioratore passa nelle casse N. 7. Gli sterili trascinati dall'acqua lungo la pendenza della cinghia vanno a cadere all'estremo inferiore nel canale N. 8.

La torbida adunque che mediante un tubo giunge nel distributore cade da questo sulla cinghia e vi si espande uniformemente su tutta la sua larghezza. Così mentre l'acqua torbida e i grani leggeri scorrono in giù per cadere all'estremo inferiore, i grani e le particelle più dense accompagnano la cinghia nel suo moto ascendente di traslazione e passano sotto il distributore dell'acqua pulita che dilava e trascina in basso le impurità non permettendo di passare oltre che alle particelle sufficientemente ricche le quali verranno trattenute nelle casse di raccolta. Si forma così sulla superficie di lavoro uno straterello permanente e continuo d'acqua e materiale di un'altezza di 10 a 12 mm. La velocità del moto di traslazione della cinghia può variare da m. 0,60 a m. 2 al secondo e dipende dalla natura del minerale: l'inclinazione longitudinale può oscillare fra il 2 e il 4 %. Entrambe sono regolabili nei modi suesposti.

Le oscillazioni trasversali della tavola vanno ordinariamente da 180 a 200 al minuto: esse mantengono la massa fluida in leggera agitazione favorendo il deposito, perchè i grani essendo messi così in più libera sospensione nel liquido si ostacolano meno fra loro. Esse contribuiscono inoltre ad una più uniforme distribuzione della torbida sull'intera superficie della cinghia e, per la maggiore fluidità che dànno alla torbida stessa, consentono di dare alla tavola una più leggera pendenza di quella che sarebbe stata necessaria ove esse non avessero luogo, rendendo al tempo stesso possibile di aumentare la potenzialità dell'apparecchio.

Onde aumentare la capacità della Frue-Vanner e diminuire le perdite di fino per trascinamento si costruiscono anche di tali apparecchi con cinghia a striature o solchi trasversali della forma di un V coi lati inclinati a 60° e di ampiezza variabile da mm. 3 a mm. 1,5. Talora anche si usano cinghie a spazi alternati lisci e striati.

Queste Vanners a cinghie striate — a parità di altre condizioni — passano da una volta e mezza a due volte la quantità di torbida che può essere trattata da una Vanner eguale e a cinghia liscia. Esse dànno in generale dei prodotti meno arricchiti, ma degli sterili migliori.

Una Frue-Vanner usuale non può trattare più di 200 a 300 chilogrammi di minerale (peso secco) all'ora: richiede una forza di circa ½ cavallo ed una quantità d'acqua pura che può variare fra 5 e 25 litri al minuto a seconda dei casi. Dalla Frue-Vanner — modificata in qualche dettaglio — derivarono altri apparecchi dello stesso genere, come, per esempio, il *concentratore Tulloch*, il *Johnston*, la *Isbel Vanner*, ecc.

Si costruirono anche delle Vanners simili a quelle descritte, ma a oscillazioni longitudinali, che pare abbiano un'influenza favorevole alla concentrazione delle classi finissime: tali sono, per esempio, il *concentratore Triumph*, il *concentratore Embrey*, ecc.

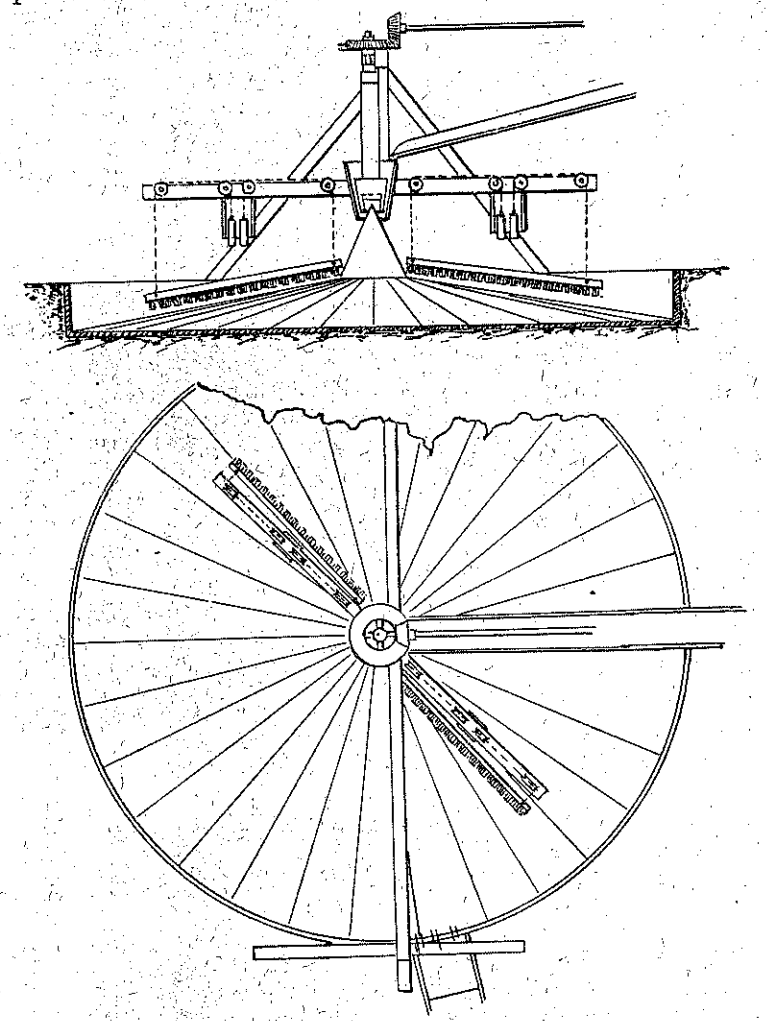
Round-buddles. — Questi apparecchi rappresentano l'attuazione pratica delle tavole dormenti ipotetiche a sezione variabile.

Si costruirono i *Round-buddles* di due forme, convessa e concava; ma il *Round-buddle concavo* (conosciuto per lo più sotto il nome di *tavola di Hundt*) non ebbe che rarissime applicazioni stante le forti perdite che dà negli sterili, per le ragioni già indicate quando si è accennato alla tavola dormente ipotetica a sezione decrescente.

Le figg. 225 *a* e *b* rappresentano in pianta e in sezione alla scala di 1 : 40 un *Round-buddle* convesso.

Il Round-buddle consta di una superficie conica di legno o di cemento di m. 3,50 a m. 5 di diametro inclusa in un bacino circolare che ha da m. 0,35 a m. 0,40 di profondità e il cui contorno ha al fondo una conveniente inclinazione verso un'apertura di sortita. L'altezza del cono interno è di circa m. 0,30 e l'inclinazione delle generatrici è di 10° per le sabbie grossolane e di 8° per le fini.

Si ha al centro un albero verticale che riceve il moto da una trasmissione mediante ingranaggi conici. Un sistema di tronchi di cono formanti imbuto e posti al vertice del cono è destinato a ripartire la torbida su tutta la superficie conica.



Figg. 225 *a* e *b*.

L'albero porta una sbarra trasversale i cui due bracci servono a sospendere delle tavolette, che possono essere alzate o abbassate mediante funicelle e contrappesi, come è indicato nella figura, o con altro dispositivo qualunque e che portano delle spazzole.

Come la torbida si spande uscendo dal distributore e scorre lungo le generatrici della superficie conica della tavola, l'acqua trascina le particelle in sospensione tanto più lontano quanto minore è la loro densità; dimodochè i grani più ricchi si depositano verso la sommità del cono e la ricchezza del deposito, che va mano mano accumulandosi, decresce dal vertice alla base. L'apparecchio trae partito per la concentrazione della forma e del volume dei grani della ganga i quali sono in generale più grossi di quelli del minerale e quindi sono dalla lama liquida trascinati al basso, mentre le particelle finissime e leggere sono per la maggior parte evacuate dall'apertura inferiore di sortita in sospensione nell'acqua.

Le spazzole, stante il loro parallelismo colla superficie conica, obbligano il minerale a conservare nel depositarsi un'inclinazione costante o quasi, e il loro moto di rotazione traccia sul deposito delle striature circolari più o meno profonde, che offrono un rifugio alle particelle pesanti che vi penetrano e vi si adagiano, mentre quelle leggere spostate e rimesse in sospensione sono riprese dal liquido che le trascina seco.

Quando il deposito ha raggiunto uno spessore sufficiente, si sospende l'arrivo della torbida e lo si divide in zone concentriche che si tracciano con una punta fissata ad una delle tavolette delle spazzole. Se per esempio si tratta un miscuglio di blenda e galena con ganghe leggere e argilla: si avrà nella zona verso il sommo del cono un prodotto arricchito in galena; nella zona centrale un misto di galena e blenda ed al basso un prodotto arricchito in blenda e povero di piombo, mentre l'argilla sarà stata asportata dall'acqua.

La separazione non è mai ben netta, onde le diverse qualità di prodotti ottenuti devono in generale essere ripassate, subendo talora due, tre e anche più operazioni consimili prima di essere abbastanza arricchite. Gli è perciò che si può dire che mentre in una operazione un Round-buddle di m. 5 di diametro può passare da 500 a 1200 kg. all'ora, a seconda che trattisi di sabbie finissime o grossolane, il vero rendimento, andando riferito al numero dei ripassi che la materia deve subire, si riduce al terzo e anche al quarto talora di quello suindicato. Il Round-buddle non si usa quasi più; ma può talora essere utile in caso di impianti provvisori e di poca entità. In tutti i casi però non è consigliabile che per il trattamento delle sabbie grossolane ma povere, per una prima concentrazione onde eliminare la maggior parte dello sterile e preparare così un prodotto meno povero da trattare separatamente per portarlo al tenore voluto.

Da tutto quanto si è detto si vede che i difetti del Round-buddle sono: 1° quello di essere a funzionamento intermittente; 2° di avere una inclinazione che va aumentando a misura che il deposito cresce, onde le particelle ricche tendono man mano a scendere più in basso lungo il cono; 3° di non potersi evitare del tutto alla superficie del deposito la formazione di solchi, di avvallamenti e di fori che guastano i prodotti.

A questi inconvenienti si cercò di ovviare colle *tavole giranti*.

Tavole giranti. — Possono essere convesse o coniche e funzionano secondo gli stessi principii dei Round-buddles, ma sono a lavoro continuo.

Non è il caso di occuparsi delle tavole giranti concave, che ebbero rarissime applicazioni, e ciò per le stesse ragioni che militano contro i Round-buddles concavi dei quali abbiamo fatto cenno precedentemente.

Nelle figg. 226 *a* e *b* è rappresentata alla piccola scala di 1 : 100 in pianta e in sezione una di tali tavole convesse col piano di legno.

Su di un albero verticale *a* e nella sua parte inferiore sono fissati una piattaforma di ghisa a nervature *b* ed un mozzo *c* pure di ghisa. Su questo e sulla periferia della piastra *b* sono disposti con direzione radiale dei travetti che formano lo scheletro del cono. Su questi travetti si inchioda solidamente un primo strato di tavole di pino e su questo se ne applica con gran cura un secondo di legno di faggio. Le tavole sono disposte radialmente e non trasversalmente; le loro unioni devono essere accuratissime e la superficie perfettamente piallata.

L'albero riceve dall'alto un moto lento di rotazione mediante ingranaggio *i* e vite perpetua *v*.

Il distributore *d* della torbida, che arriva all'apparecchio mediante il canale *e* è fisso ed è sospeso alla travatura sovrastante per mezzo dei tiranti *f*. Esso è diviso mediante paratie in tre zone o settori: una *o* eguale a circa $^1/_8$ della sezione totale è inerte; la seconda *o'* che ne occupa circa i $^3/_8$ riceve e distribuisce la torbida sulla tavola e la terza *o''* riceve dal tubo *h* l'acqua pulita e la lascia colare sulla superficie conica in un velo che mano mano scendendo va allargandosi ed assottigliandosi.

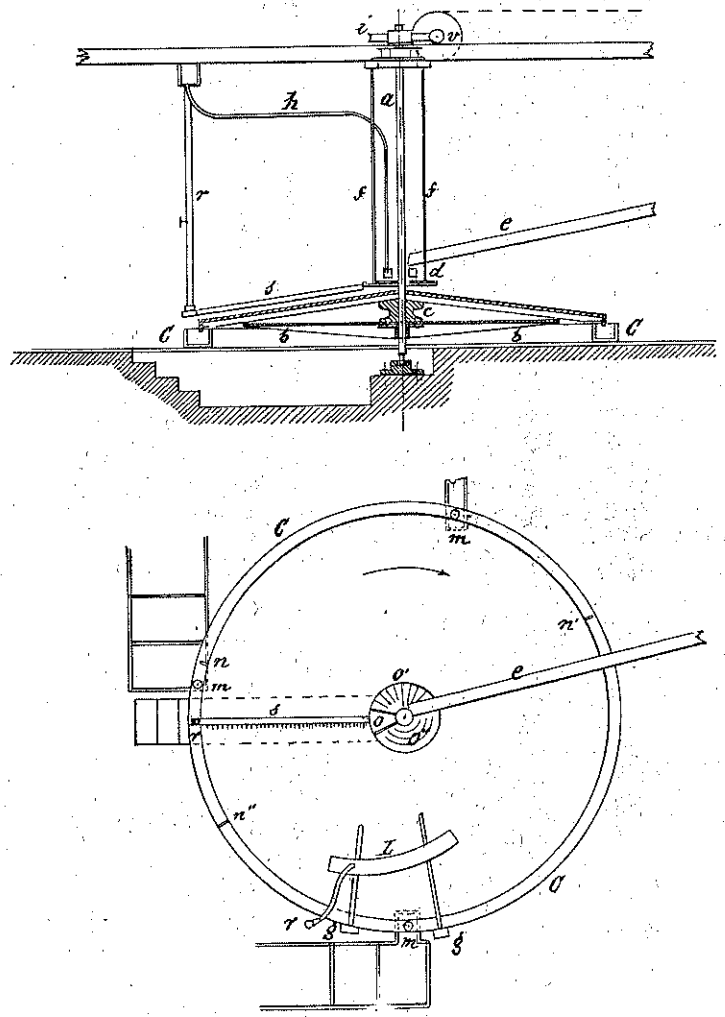
Intorno al bordo inferiore della tavola e al disotto di esso si ha il canale circolare di raccolta *C* dei diversi prodotti che vi cadono dalla tavola trascinati dall'acqua. Tre paratie *n n' n''* dividono il canale circolare in tre sezioni, *n'' n - n' n - n' n''*, che corrispondono per ampiezza ai tre settori *o o' o''* del distributore ed ogni sezione ha un foro d'evacuazione *m* dal quale ogni prodotto va al relativo bacinetto di raccolta.

Al disopra della tavola si ha inoltre un canaletto *L*, che dall'orlo inferiore può lasciar colare in lama sottile un soccorso d'acqua di lavaggio che esso riceve da un tubo verticale *r* il quale termina con un altro tubo flessibile di gomma onde l'acqua possa giungere al canale *L* in tutte le posizioni che questo può assumere, essendo esso spostabile (nella direzione delle generatrici del cono) su due aste portate da sostegni esterni *g*.

Un altro tubo forato *s* parallelo ad una generatrice del cono lancia sulla tavola in direzione opposta a quella del suo moto di rotazione uno spruzzo d'acqua continuo. I tubi *h*, *r* ed *s* sono muniti di valvole o robinetti per regolare l'arrivo dell'acqua.

Mentre la tavola gira lentamente nel senso della freccia la torbida che cola dall'orlo del distributore vi si spande allargandosi nella discesa e

la separazione dei grani ha luogo in virtù della diversa velocità di essi in seno alla corrente. I grani sterili e di diametro maggiore scendono veloci, mentre i grani piccoli e densi sono ritardati nella discesa.



Figg. 226 *a* e *b*.

Per conseguenza quelli raggiungono più presto la periferia della tavola e cadono nel compartimento *n n'* del canale circolare. Arrivano in seguito alla periferia i grani misti dilavati dalla lama liquida che sgorga dal canale *L* e, per il moto continuo della tavola vanno a cadere nel comparti-

iento $n' n''$ del canale $C C$ non lasciando sul piano di lavoro che i grani iù densi e ricchi, i quali giungendo sotto lo spruzzo s ne sono staccati e rascinati a loro volta nel compartimento $n'' n$ del canale circolare di accolta.

Il lavoro è reso quindi continuo e il lavaggio avviene gradualmente ı seno a una corrente la cui velocità va diminuendo perchè la lama di cqua si espande e si assottiglia, realizzando le condizioni che si verifiche- ebbero su di una tavola dormente ipotetica a sezione crescente.

Siccome le tavole in legno sono soggette a deformarsi malgrado le ure avute nel costruirle, si fecero dapprima interamente metalliche col iano di ghisa e si resero indipendenti dalle travature dell'edifizio dando oro la forma d'un apparecchio completo da fissarsi su apposita fondazione ı muratura.

Siccome poi il piano di ghisa, sia per il suo peso, sia per le difficoltà i tornitura dell'intero piano (che per essere perfetta doveva eseguirsi sul- intero pezzo spesso di diametro notevole) rendeva il costo dell'apparecchio roppo elevato, si costruì la superficie di cemento portata da un ben di- posto scheletro di travetti di ferro solidamente connessi in modo da evi- are quanto è possibile le vibrazioni.

In seguito parecchi costruttori adottarono il sistema di dare il moto lla tavola per disotto, rendendo così completamente libera la parte supe- iore della tavola stessa. Ne è un esempio la tavola Lenicque, che fu adottata on buoni risultati nelle miniere di Malines in Francia parecchi anni or sono.

I misti che si ottengono dalle tavole rotonde possono a seconda dei asi essere rimandati ai classificatori idraulici per tornare ad esse dopo uova classificazione, ovvero possono essere trattati su altre tavole di ipasso.

Il diametro delle tavole varia per lo più fra m. 3 e m. 5,50.

L'inclinazione è di circa 10 % per le sabbie e scende all'8 % per li schlamms.

La velocità oscilla per lo più fra i 15 e i 20 giri all'ora.

Il consumo d'acqua pulita per il lavaggio è compreso fra 100 e 150 itri al minuto.

Una tavola semplice richiede pel suo funzionamento $^1/_5$ di cavallo li forza e due tavole montate su uno stesso albero non ne richiedono che $/_4$ circa.

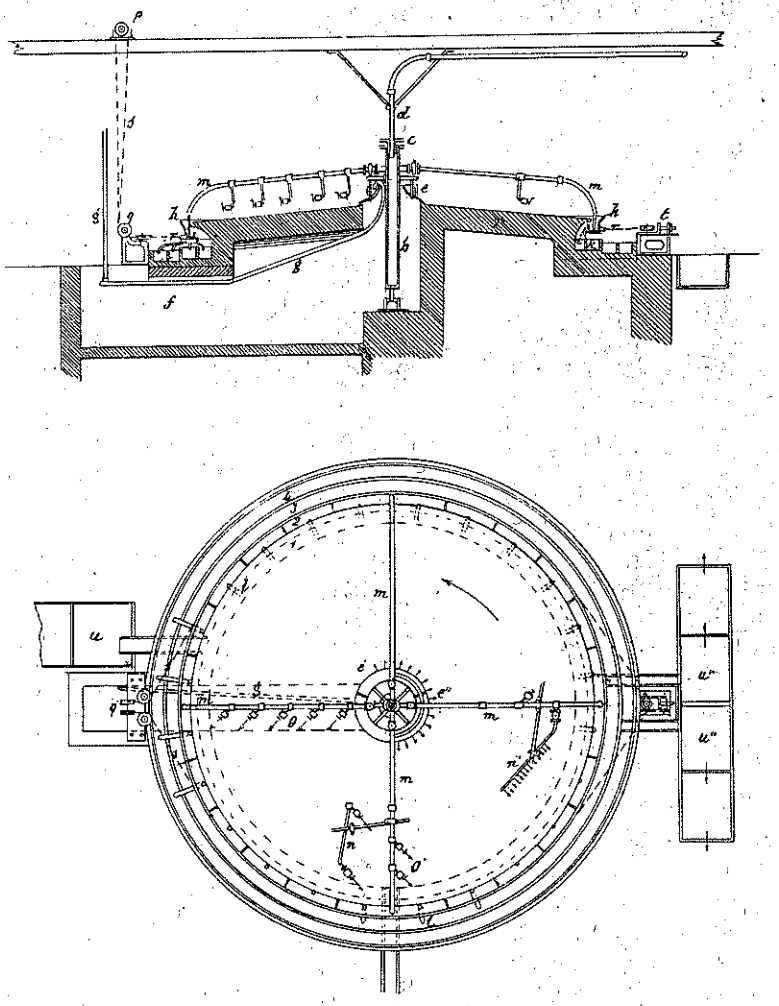
La miglior diluizione della materia solida è quella data da una torbida n cui il peso della materia solida è in proporzione dell'8 al 10 % di quello ell'acqua.

La potenzialità è debole e varia da 250 a 180 kg. di sostanza solida ll'ora.

L'uso delle tavole giranti è al giorno d'oggi quasi limitato ai vecchi mpianti, e in tutti i casi esse non possono convenire che per i veri schlamms

dai quali non si possa trarre partito alcuno sulle altre tavole a oscillazione o a vibrazione che sono attualmente usate per il trattamento dei fini.

Tavola Linkenbach. — La superficie conica di lavoro della tavola è formata da uno strato di cemento di circa 8 mm. di spessore, ben lisciato



Figg. 227 *a* e *b*.

e levigato prima che il cemento abbia fatto presa e che ricopre un mas- siccio di muratura T di pietrame o di calcestruzzo, ovvero composto da uno scheletro di travetti di ferro rivestito di calcestruzzo per uno spessore di 50 mm. circa.

La tavola rappresentata in scala di 1 : 120 nelle figg. 227 *a* e *b* ha 7 m. di diametro.

Un albero verticale *b* porta gli apparecchi di distribuzione, di lavaggio e d'evacuazione dei prodotti. L'albero è vuoto e mediante il pressastoppe *c* è unito al tubo *d* che porta l'acqua pulita.

All'albero *b* è unito il distributore *e* che riceve la torbida direttamente dallo spitzkasten per mezzo del tubo *g* che passa nel canale *f*.

Un canale collettore di lamiera *h h* montato su uno scheletro di ferri d'angolo e sorretto da quattro bracci tubolari *m* (che sono solidamente fissati all'albero cavo con cui il loro interno comunica) gira mediante le piccole rotelle d'appoggio *i* su una rotaia circolare *k* concentrica alla tavola. Ai quattro bracci *m* sono fissati gli spruzzi *n n'* e i robinetti di forma speciale *o o'* per il lavaggio ed evacuazione dei prodotti ricchi. Tanto per gli uni come per gli altri la quantità d'acqua è regolabile mediante valvole o robinetti appositi.

Il movimento alle parti mobili dell'apparecchio è dato dalla puleggia a denti *p* che è sulla trasmissione superiore, mediante la catena continua *s* che si avvolge sulla corona *r* esistente alla periferia del canale circolare collettore ed è opportunamente guidata dalle puleggine di rimando *q*. La tensione della catena *s* può regolarsi mediante il tenditore *t*.

Nella base della muratura è tutt'attorno alla tavola si hanno i quattro canaletti 1, 2, 3, 4 destinati a ricevere i diversi prodotti ed a guidarli alle rispettive casse di raccolta. Nel caso nostro, supponendo di trattare un minerale di galena e blenda, la disposizione della tavola è tale da ottenerne due prodotti ricchi, e il canale 1 riceve gli sterili, il canale 2 riceve i misti che vanno alle casse *u* ed i canali 3, 4 ricevono i due prodotti ricchi che sono raccolti rispettivamente nelle casse *u'* ed *u''*.

Il canale collettore girante è diviso in 24 segmenti di eguale lunghezza ed ogni segmento ha un foro di sortita munito di un tubetto. Questi tubi *l* sono di diversa lunghezza onde poter mandare i prodotti in ciascuno dei canali fissi 1, 2, 3, 4. Undici di essi versano nel canale 1; sei nel canale 3 e quattro nel canale 4.

Il distributore è diviso in due compartimenti, uno *e'* per la distribuzione della torbida e l'altro *e''* per l'acqua di lavaggio. La distribuzione della torbida ha luogo sui $^3/_8$ della periferia del distributore, mentre l'acqua di lavaggio ne sgorga sui $^4/_8$ e si distende in lama sottile sulla superficie conica fissa.

Se quindi noi supponiamo, come si disse, che il minerale da trattare sia un insieme di galena e blenda a ganga quarzosa, il lavoro di separazione e concentrazione avviene sulla tavola nel modo seguente:

La torbida sgorgando dall'orlo del settore *e'* si spande sulla tavola e, come nella tavola girante, mentre le parti più leggere sono trascinate in giù dall'acqua, le parti più dense rimangono indietro formandovi un esile deposito i cui elementi vanno diminuendo di peso dal vertice alla base del cono. Su questo scorre subito dopo il velo d'acqua pulita che viene dal settore *e''* del distributore, il quale dilava le parti meno dense e trascina i grani più grossi e leggeri che vanno a finire nel canale collettore circolare e da questo mediante i tubetti scendono nel canale N. 1 per andare al rifiuto come sterili blendosi.

Arriva immediatamente dopo lo spruzzo *n'* che trascina nel collettore e quindi nel canale N. 2 un misto blendoso che va ad essere raccolto nelle casse di deposito *u*. Seguono i getti d'acqua *o'* che spingono nel collettore e quindi nel canale N. 3 il prodotto blendoso che va alle casse *u'*, seguiti da quelli *n* che mandano nel collettore il misto zinco-piomboso, il quale passa a sua volta nel canale N. 2 e nelle casse dei prodotti misti *u* destinati ad essere tutti assieme rimontati allo spitzkasten per esservi riclassificati e rientrare in circolazione. Ciò che è rimasto sulla tavola è il prodotto ricco di piombo che è spazzato via dal forte getto d'acqua formato dalla fila di robinetti *o*, e che cadendo nel canale N. 4 va ad essere raccolto nelle casse di deposito *u''*.

La torbida — per la rotazione del distributore — si spande senza interruzione sulle zone successive della superficie di lavoro sempre seguita e dilavata dall'acqua del distributore e degli spruzzi, per cui il lavoro è continuo, regolare ed uniforme.

Come nelle tavole giranti, così nelle Linkenbach quelle destinate a trattare i fanghi più tenui e in quantità notevole avranno un diametro maggiore di quelle destinate a concentrare i fanghi costituiti da particelle di maggior diametro. Così se dallo spitzkasten, come suole avvenire quando l'impianto è d'una certa importanza, si ottengono tre categorie di schlamms gradatamente più fini, i diametri delle tavole consigliati dall'inventore sono di metri 6,00, metri 7,00 e metri 8,00 per la prima, seconda e terza categoria di schlamms.

L'inclinazione della tavola diminuisce col diminuire delle particelle tenute in sospensione dalla torbida. L'inclinazione di $^1/_9$ per la prima classe che viene dallo spitzkasten, di $^1/_{10}$ per la seconda e di $^1/_{12}$ per la terza è in generale sufficiente.

Il distributore e tutte le parti mobili dell'apparecchio hanno una velocità tale che un giro intero dura da 2 a 4 minuti, secondo che la separazione delle specie minerali è più o meno facile.

Una tavola Linkenbach può passare in media al minuto 120 litri di torbida nella quale la materia solida sia diluita nella proporzione dell'8 al 10 %, il che corrisponde a una quantità totale di materia solida di 600 a 700 kg. all'ora. Essa non richiede che una forza di $^1/_{10}$ di cavallo-vapore, ma richiede un forte consumo d'acqua che ascende a circa 150 litri al minuto, dei quali 100 dal distributore per il lavaggio e 50 dagli spruzzi per l'evacuazione dei prodotti e dei misti.

Uno dei più seri appunti che si fanno alle tavole Linkenbach, a parte il forte consumo d'acqua e il limitato rendimento in prodotto finito, è quello di essere molto ingombranti.

Tavola a nastro Ferraris. — Il nastro Ferraris realizza le condizioni di lavoro di una tavola dormente ipotetica a sezione crescente e fa quindi un lavoro identico a quello delle tavole giranti e delle Linkenbach.

Una di tali tavole è rappresentata prospetticamente nella fig. 228. Un nastro continuo di caoutchouc della larghezza di m. 0,70 è teso su due tamburi distanti fra loro 4 m. da asse ad asse e muniti di larghe flange onde mantenere a posto il nastro, poichè tamburi e nastro sono inclinati trasversalmente.

La cinghia è animata da un moto di traslazione che le è comunicato dal tamburo di testa mosso da puleggia e disco di frizione, con velocità regolabile e che nei casi ordinari è di m. 0,10 al secondo.

Nel tratto fra i tamburi la cinghia è sorretta da rulli di piccolo diametro onde la superficie di lavoro sia piana quanto è possibile. La torbida arriva da un tubo sulla parte più alta del nastro e all'estremo da cui si svolge il nastro.

L'acqua pulita occorrente è suddivisa in cinque getti, spostabili e regolabili a seconda delle esigenze del lavaggio, ognuno dei quali arriva sulla cinghia un poco più in basso del getto precedente.

L'acqua che sfugge dall'orlo inferiore del nastro in direzione di ogni getto è raccolta in apposita cassetta e così i cinque getti possono dare cinque categorie di prodotti di densità e ricchezza gradatamente crescente.

L'apparecchio può trattare le classi più fine e può servire per ricuperare una parte dei minerali utili che fossero accidentalmente trascinati dall'acqua che accompagna i prodotti delle tavole e dei crivelli. Le particelle di queste classi hanno per lo più grani minori di 40 micromillimetri e difficilmente sarebbero trattenute nei solchi delle tavole oscillanti o vibranti.

A Monteponi una tavola di 4 m. di lunghezza tratta 40 litri al minuto di torbida della classe anzidetta, di un minerale composto di galena, cerussite e calamina con ganga dolomitica e argillosa, consumando circa 60 litri d'acqua pura al minuto.

La quantità massima trattabile è di 240 kg. di materia solida all'ora, ma questa quantità scende a soli 100 kg. quando si trattano dei veri schlamms finissimi.

Un solo apparecchio può anche trattare due o tre classi di schlamms contemporaneamente se la cinghia è lunga due o tre volte il tratto anzidetto, poichè allora le diverse classi arrivano all'alto della cinghia o nastro in tre punti distanti 4 m. circa l'uno dall'altro, formando tre distinte sezioni coi relativi getti d'acqua indipendenti e regolabili per posizione ed erogazione a seconda della classe trattata.

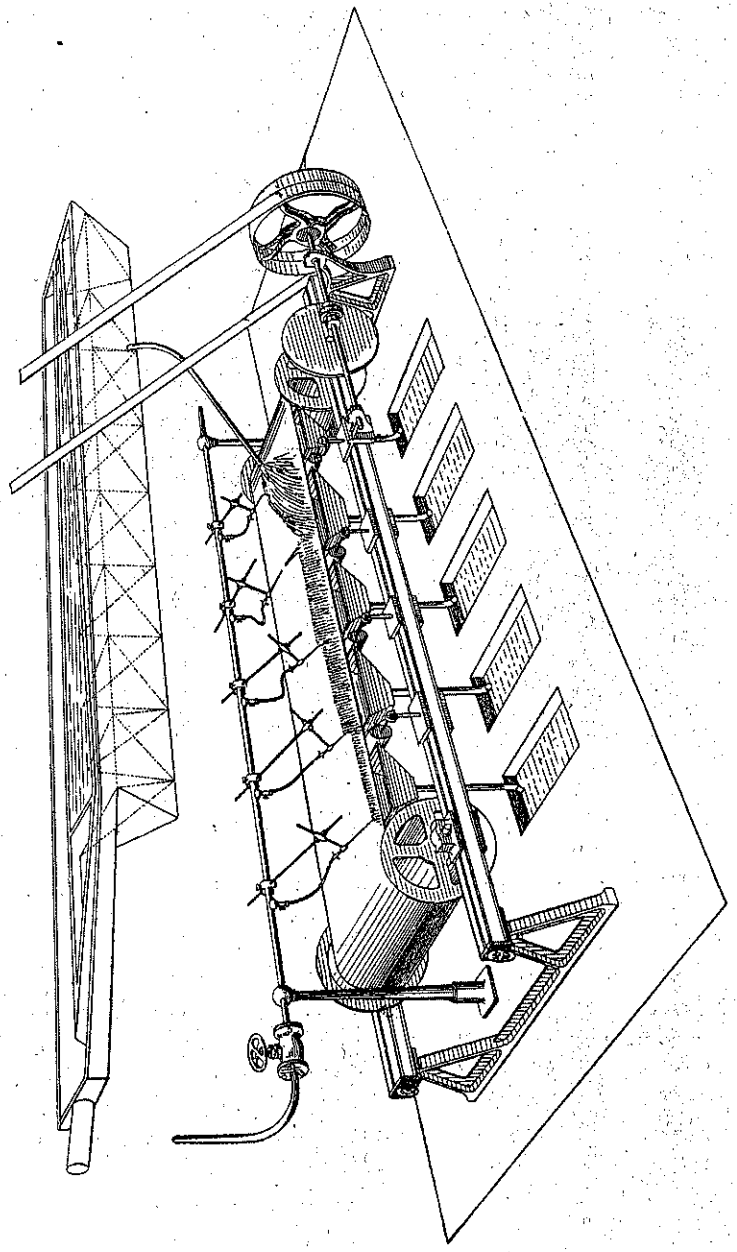


Fig. 228.

La forza richiesta da un nastro Ferraris non arriva ad ½ di cavallo. La cinghia, se ben mantenuta, può durare un paio d'anni.

Tavole Stein Bilharz. — Starebbero, per la disposizione loro, al nastro Ferraris come la tela di Brunton sta alla Frue-Vanner. La cinghia continua ed a leggera inclinazione trasversale si svolge su rulli portati da un telaio mobile il quale riceve una serie di scosse o vibrazioni longitudinali.

La fig. 229 prospettica rappresenta un gruppo di due tavole Stein, modificate dal Bilharz.

Il loro rendimento tuttavia non è di molto superiore a quello dei nastri Ferraris, e se in virtù delle scosse sono ad essi superiori per rendimento e per bontà di prodotto quando vi si trattino delle sabbie finissime,

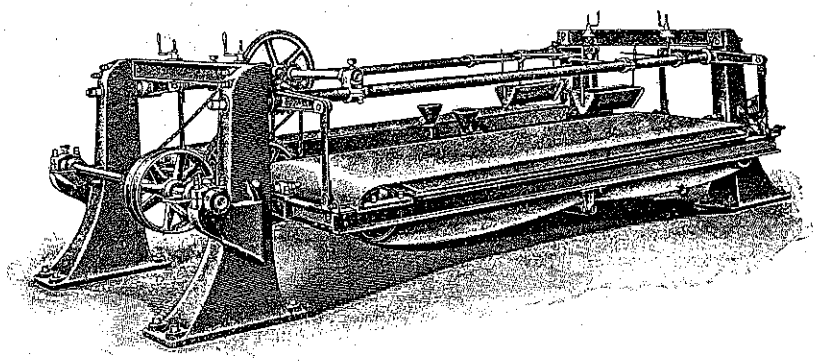


Fig. 229.

divengono meno adatti di quelli per il trattamento degli schlamms, appunto per le scosse stesse che sono tutt'altro che indicate per il depositarsi delle particelle impalpabili. D'altro lato, come apparecchi per il trattamento delle sabbie fini, non possono reggere al paragone delle moderne tavole oscillanti o vibranti. Sono quindi apparecchi che hanno fatto o quasi fatto il loro tempo.

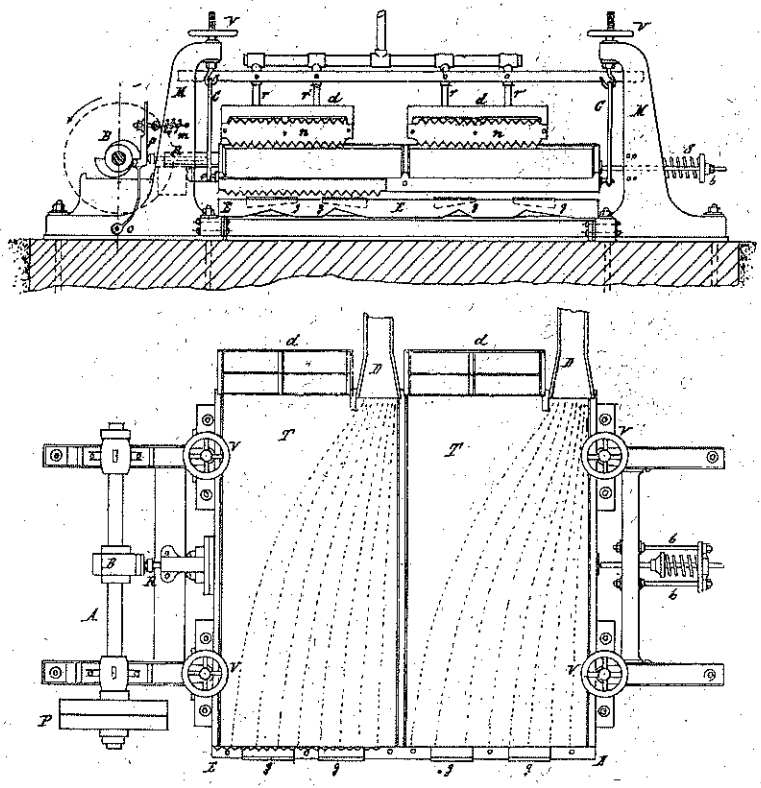
Slime-table di Wilfley. — Consta di una serie di strette tavole dormenti le quali, montate su catene mobili animate da un lento movimento di traslazione, passano colla loro testata sotto un distributore della torbida e poi sotto quello molto lungo dell'acqua pulita, la cui azione lenta e continua dilava il deposito che si forma e trascina via le particelle povere e leggere, lasciando aderire al fondo delle piccole tavole le particelle più pesanti e più ricche le quali sono poi spazzate via da un spruzzo d'acqua opportunamente disposto.

La *Slime-table* ebbe applicazioni in Australia, nel Canadà e negli Stati Uniti d'America specialmente.

Essa trattava da 400 a 500 kg. di materiale all'ora: richiedeva

circa un cavallo di forza ed occupava uno spazio di circa m. 4,20 di lunghezza per m. 2,80 di larghezza.

Tavola Rittinger. — La tavola del Rittinger, che ha preceduto tutte le tavole finora descritte a partire dalle tavole coniche giranti, e che per circa trent'anni fu l'apparecchio ritenuto più perfetto per la concentrazione



Figg. 230 *a* e *b*.

delle sabbie finissime, è sparita del tutto nei nuovi impianti, vinta per bontà di lavoro e per potenzialità dalle più moderne tavole a oscillazione. Se ne trova tuttavia in funzione qualcuna in antichi impianti e giova quindi conoscerla, anche perchè da essa nacquero le tavole oscillanti o vibranti che attualmente la sostituiscono.

La tavola Rittinger realizzava in modo affatto diverso dagli apparecchi finora descritti le condizioni di lavoro della tavola dormente ipotetica a sezione crescente.

Le figg. 230 *a*, *b* e *c* rappresentano in pianta e sezioni una tavola Rittinger doppia alla scala di 1 : 30.

Il piano di lavoro consta di una gran piastra di ghisa *T T* munita di bordi laterali e divisa da un risalto longitudinale in due compartimenti identici aventi la superficie accuratamente tornita e lisciata, e la parte inferiore munita di nervature che ne rinforzano l'insieme.

La tavola è sospesa ai montanti *M* del banco di ghisa mediante i quattro tiranti *C* che si possono allungare od accorciare girando convenientemente i volantini *V*. Si può quindi dare al piano di lavoro l'inclinazione voluta nel senso longitudinale.

L'albero *A*, munito di puleggia fissa e folle *P* onde ricevere il moto per cinghia, porta il bocciuolo *B* a due palmole, le quali — urtando contro la piastra *p* snodata in *o* e regolata dalla molla *m* — comunicano le scosse alla tavola per mezzo del respintore *R*, al quale fa contrasto la grossa molla antagonista *S*, la cui tensione è regolabile allentando o serrando i bolloni *b*.

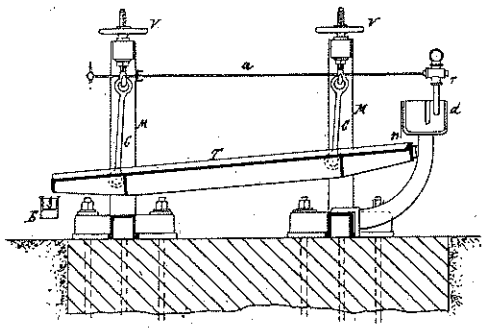


Fig. 230 *c*.

La torbida, che in generale proviene dagli ultimi bocchini del classificatore idraulico o talora anche dal primo spitzkasten, giunge ad ognuna delle tavole per il distributore *D* che la spande uniformemente sulle tavole stesse per una larghezza di 250 mm. circa. Al distributore *D* della torbida fa seguito quello *d* dell'acqua di lavaggio la quale arriva nei suoi due compartimenti mediante i robinetti *r r* la cui apertura può regolarsi con opportune aste *a* dalla parte anteriore dell'apparecchio. Dal distributore *d*, per l'azione della piastra verticale a denti *n*, l'acqua si spande sulla tavola in un velo uniforme e continuo.

Se la tavola fosse immobile, la torbida scenderebbe liberamente lungo la linea di massima pendenza della tavola formando su di essa un deposito di densità decrescente; ma per il rapido succedersi delle scosse gli elementi che sono in sospensione nell'acqua acquistano una forza viva che sarà maggiore per quelli più densi, i quali quindi per inerzia ad ogni arresto della tavola vanno allontanandosi lateralmente verso sinistra da quelli meno densi, mentre tutti tendono ad essere trascinati al basso dalla corrente dell'acqua che scende con velocità uniforme su tutta la larghezza della tavola stessa. In virtù di queste due forze avviene che dopo un piccolo numero di scosse le particelle si classificheranno sulla tavola e verranno

trascinate al basso dalla corrente in striscie più o meno regolari e con traiettorie paraboliche, a partire dall'angolo superiore d'arrivo della torbida fino allo spigolo inferiore della tavola, che esse intersecheranno in punti più o meno vicini all'angolo verso il respintore, secondo che la loro densità è più o meno forte. Le particelle più leggere seguono naturalmente la via più breve descrivendo delle traiettorie che si confondono quasi colla linea di massima pendenza della tavola.

La separazione è rapida, netta ed evidente. Guardando dall'alto l'apparecchio si vedono formarsi le striscie paraboliche diversamente colorate a seconda del minerale predominante e quindi dalla loro disposizione e dal loro aspetto si hanno subito le indicazioni necessarie per regolare convenientemente l'inclinazione della tavola e la quantità dell'acqua di lavaggio onde raggiungere il grado di concentrazione voluto.

Lo sterile, i misti ed i prodotti ricchi scendono nel canale *E* e la separazione di essi si fa mediante i tegoli inclinati e spostabili *g*, che li guidano nel compartimento voluto del canale *E*, dal quale passano alle casse di raccolta in prossimità dell'apparecchio.

Una tavola doppia può trattare in 10 ore di lavoro non più di due tonnellate di minerale diluito in una quantità d'acqua che può variare da cinque a sei volte il peso della sostanza solida.

Le dimensioni delle tavole dipendono dalla materia da trattare, in generale la lunghezza va da 2,50 a 3,00 m., per una larghezza di 1,20 ad 1,50 m. L'inclinazione può variare tra $^1/_{10}$ (sabbie fini) ed $^1/_{16}$ (schlamms).

Il numero delle scosse oscilla fra 150 e 250 e la loro ampiezza, che per le sabbie può ascendere anche a 40 mm., scende a 15 mm. per gli schlamms.

Il consumo d'acqua va dai 20 ai 10 litri al minuto.

La forza richiesta da una tavola doppia è di ½ cavallo.

Il funzionamento di questi apparecchi è delicatissimo. Se la diluizione della torbida ed il suo arrivo non sono più che costanti e regolari; se varia la quantità o la ripartizione dell'acqua di lavaggio; se la velocità non è uniforme, la natura dei prodotti cambia con facilità estrema ed è allora difficile l'ottenere un risultato soddisfacente. La tavola Rittinger richiede inoltre che il materiale da trattare sia ben classificato prima di arrivare alla tavola, senza di che non può dare una buona separazione degli elementi costitutivi.

Tavole oscillanti o vibranti. — Le tavole oscillanti o vibranti derivano, come fu già accennato, dalla tavola Rittinger, ma ne differiscono sia perchè non lavorano per urti, sia perchè, in virtù della frequenza delle pulsazioni o vibrazioni, il trasporto delle particelle (e delle più pesanti sopratutto) sul piano di lavoro nel senso orizzontale o quasi orizzontale è assai rapido in confronto di quello che ha luogo in virtù della pendenza

trasversale del piano stesso. Le traiettorie paraboliche dei grani sono quindi molto allungate e perciò queste tavole sono relativamente strette nel senso della discesa della torbida e molto allungate nel senso del movimento progressivo orizzontale.

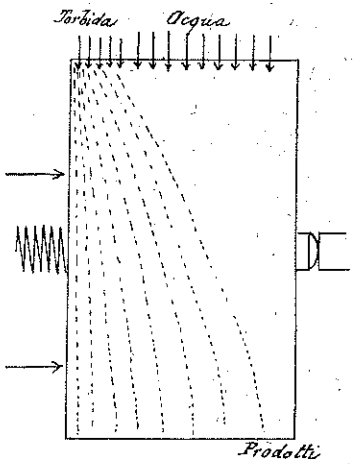


Tavola Rittinger.

Fig. 231.

I due schizzi delle figg. 231 e 232 rendono chiaramente visibili le differenze fra i due tipi di tavole.

Il trasporto dei grani orizzontalmente nelle nuove tavole è reso anche più attivo dal fatto che il piano di lavoro non è liscio come quello della tavola Rittinger, ma è munito di una serie di scanalature che si estendono su quasi tutta la superficie e parallelamente al lato lungo delle tavole che, mentre hanno un'inclinazione trasversale per lo più variabile, hanno pure talora una leggera pendenza nel senso longitudinale.

La tavola è animata da un rapido movimento di va e vieni, con periodo accelerato o di spinta da sinistra a destra e moto ritardato da destra a sinistra. I grani in sospensione nell'acqua che arrivano all'angolo superiore di sinistra sotto l'azione delle rapide pulsazioni della tavola si spostano da sinistra a destra con movimento progressivo, mentre la loro aderenza al piano di lavoro è notevolmente ridotta. La lama liquida che scende trasversalmente lungo il piano stesso ha perciò una maggior presa sui grani e può così spingerli e trascinarli in giù tutti, molto più facilmente, onde se la superficie di lavoro fosse liscia si avrebbero certamente delle forti perdite per trascinamento anche di grani ricchi. Senonchè interviene invece l'azione moderatrice e benefica delle scanalature o solchi longitudinali, che trattenendo meglio i grani più pesanti e rallentandone la discesa li avviano e li fanno avanzare verso l'estremità di sortita dalla tavola. Intanto mentre tutto il materiale che soggiorna nelle scanalature — passando dall'una all'altra in discesa ed avanzando in sospensione e pulsazione continua —

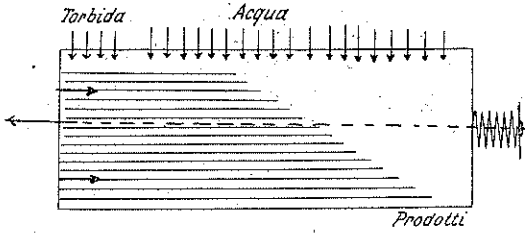


Tavola oscillante

Fig. 232.

è sottoposto ad un più intimo ed efficace lavaggio, la lama liquida che scende uniformemente su tutta la superficie della tavola, essendo ostacolata dalle scanalature stesse, non può trascinar via che le particelle più leggere e, se un qualche grano pesante sfugge insieme allo sterile da un solco, ha la probabilità di essere trattenuto in uno dei solchi seguenti e portato in avanti verso l'estremo della tavola ove si raccolgono i prodotti ricchi. Così il grande sviluppo di queste tavole nel senso longitudinale permettendo che il materiale si sparga su larghe zone, favorisce la separazione della parte ricca dalla sterile.

Le scanalature o solchi inoltre fanno sì che una maggior quantità di minerale può essere trattenuta e trasportata lungo il piano di lavoro ed è perciò che la potenzialità di queste tavole è tanto superiore a quelle delle tavole prima d'ora usate per la concentrazione delle sabbie fini e degli schlamms provenienti dal primo compartimento degli spitzkasten.

Mentre sulla tavola Rittinger è impossibile di trattare con buon esito una torbida non perfettamente classificata, nelle tavole a pulsazione e munite di striature si può spesso giungere alla separazione di due specie minerali anche in una torbida poco o punto classificata. In questo caso i solchi fanno sì che i grani ricchi più grossi sono senz'altro guidati in avanti fino a raggiungere l'estremità della tavola, mentre i grani ricchi più piccoli (e perciò più leggeri) che poterono sfuggire all'azione dei solchi superiori, trovano in quelli inferiori un insieme di particelle meno addensate o più sciolte e quindi essendo abbastanza pesanti in confronto dei grani dai quali sono attorniati possono depositarsi in seno ad essi, ne sono trattenuti e portati avanti fino alla zona dei prodotti ricchi o dei misti.

Tavola Wilfley. — La prima tavola del tipo che abbiamo sommariamente descritto fu la Wilfley che rimonta al 1896 e segnò veramente un progresso notevole nella preparazione meccanica per ciò che riguarda il trattamento delle sabbie medie e fini.

Le figg. 233 *a*, *b* e *c* rappresentano alla scala di 1 : 25 in pianta ed elevazione una di queste macchine come è costruita dalla Wilfley Mining Machinery Company Limited.

Il piano di lavoro ha una forma che molto si approssima a quella di un trapezio. Il lato maggiore ha circa m. 4,80 di lunghezza ed è quello lungo il quale è disposto il distributore *D d* della torbida e dell'acqua di lavaggio. Il lato più corto misura circa m. 4,20. L'altezza massima del quadrilatero (alla testata della tavola) è di m. 1,85 circa, mentre la minima (al piede della tavola) è di soli m. 1,53.

Il tavolato è fatto con striscie strette di legno ben stagionato disposte diagonalmente ed in modo che non si tocchino. Esse sono solidamente fissate sull'intelaiatura sottostante consolidata da nervature d'acciaio che si estendono su tutta la lunghezza della tavola. È così resa difficile qualunque deformazione del piano di lavoro.

Le figg. 230 *a*, *b* e *c* rappresentano in pianta e sezioni una tavola Rittinger doppia alla scala di 1 : 30.

Il piano di lavoro consta di una gran piastra di ghisa *T T* munita di bordi laterali e divisa da un risalto longitudinale in due compartimenti identici aventi la superficie accuratamente tornita e lisciata, e la parte inferiore munita di nervature che ne rinforzano l'insieme.

La tavola è sospesa ai montanti *M* del banco di ghisa mediante i quattro tiranti *C* che si possono allungare od accorciare girando convenientemente i volantini *V*. Si può quindi dare al piano di lavoro l'inclinazione voluta nel senso longitudinale.

L'albero *A*, munito di puleggia fissa e folle *P* onde ricevere il moto per cinghia, porta il bocciuolo *B* a due palmole, le quali — urtando contro la piastra *p* snodata in *o* e regolata dalla molla *m* — comunicano le scosse alla tavola per mezzo del respintore *R*, al quale fa contrasto la grossa molla antagonista *S*, la cui tensione è regolabile allentando o serrando i bolloni *b*.

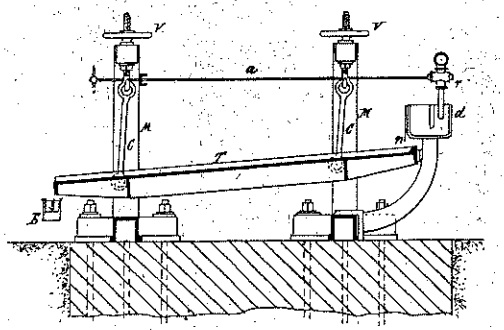


Fig. 230 *c*.

La torbida, che in generale proviene dagli ultimi bocchini del classificatore idraulico o talora anche dal primo spitzkasten, giunge ad ognuna delle tavole per il distributore *D* che la spande uniformemente sulle tavole stesse per una larghezza di 250 mm. circa. Al distributore *D* della torbida fa seguito quello *d* dell'acqua di lavaggio la quale arriva nei suoi due compartimenti mediante i robinetti *r r* la cui apertura può regolarsi con opportune aste *a* dalla parte anteriore dell'apparecchio. Dal distributore *d*, per l'azione della piastra verticale a denti *n*, l'acqua si spande sulla tavola in un velo uniforme e continuo.

Se la tavola fosse immobile, la torbida scenderebbe liberamente lungo la linea di massima pendenza della tavola formando su di essa un deposito di densità decrescente; ma per il rapido succedersi delle scosse gli elementi che sono in sospensione nell'acqua acquistano una forza viva che sarà maggiore per quelli più densi, i quali quindi per inerzia ad ogni arresto della tavola vanno allontanandosi lateralmente verso sinistra da quelli meno densi, mentre tutti tendono ad essere trascinati al basso dalla corrente dell'acqua che scende con velocità uniforme su tutta la larghezza della tavola stessa. In virtù di queste due forze avviene che dopo un piccolo numero di scosse le particelle si classificheranno sulla tavola e verranno trascinate al basso dalla corrente in striscie più o meno regolari e con traiettorie paraboliche, a partire dall'angolo superiore d'arrivo della torbida fino allo spigolo inferiore della tavola, che esse intersecheranno in punti più o meno vicini all'angolo verso il respintore, secondo che la loro densità è più o meno forte. Le particelle più leggere seguono naturalmente la via più breve descrivendo delle traiettorie che si confondono quasi colla linea di massima pendenza della tavola.

La separazione è rapida, netta ed evidente. Guardando dall'alto l'apparecchio si vedono formarsi le striscie paraboliche diversamente colorate a seconda del minerale predominante e quindi dalla loro disposizione e dal loro aspetto si hanno subito le indicazioni necessarie per regolare convenientemente l'inclinazione della tavola e la quantità dell'acqua di lavaggio onde raggiungere il grado di concentrazione voluto.

Lo sterile, i misti ed i prodotti ricchi scendono nel canale *E* e la separazione di essi si fa mediante i tegoli inclinati e spostabili *g*, che li guidano nel compartimento voluto del canale *E*, dal quale passano alle casse di raccolta in prossimità dell'apparecchio.

Una tavola doppia può trattare in 10 ore di lavoro non più di due tonnellate di minerale diluito in una quantità d'acqua che può variare da cinque a sei volte il peso della sostanza solida.

Le dimensioni delle tavole dipendono dalla materia da trattare, in generale la lunghezza va da 2,50 a 3,00 m., per una larghezza di 1,20 ad 1,50 m. L'inclinazione può variare tra $^1/_{10}$ (sabbie fini) ed $^1/_{16}$ (schlamms).

Il numero delle scosse oscilla fra 150 e 250 e la loro ampiezza, che per le sabbie può ascendere anche a 40 mm., scende a 15 mm. per gli schlamms.

Il consumo d'acqua va dai 20 ai 10 litri al minuto.

La forza richiesta da una tavola doppia è di $^1/_2$ cavallo.

Il funzionamento di questi apparecchi è delicatissimo. Se la diluizione della torbida ed il suo arrivo non sono più che costanti e regolari; se varia la quantità o la ripartizione dell'acqua di lavaggio; se la velocità non è uniforme, la natura dei prodotti cambia con facilità estrema ed è allora difficile l'ottenere un risultato soddisfacente. La tavola Rittinger richiede inoltre che il materiale da trattare sia ben classificato prima di arrivare alla tavola, senza di che non può dare una buona separazione degli elementi costitutivi.

Tavole oscillanti o vibranti. — Le tavole oscillanti o vibranti derivano, come fu già accennato, dalla tavola Rittinger, ma ne differiscono sia perchè non lavorano per urti, sia perchè, in virtù della frequenza delle pulsazioni o vibrazioni, il trasporto delle particelle (e delle più pesanti sopratutto) sul piano di lavoro nel senso orizzontale o quasi orizzontale è assai rapido in confronto di quello che ha luogo in virtù della pendenza

La forza richiesta da un nastro Ferraris non arriva ad ½ di cavallo. La cinghia, se ben mantenuta, può durare un paio d'anni.

Tavole Stein Bilharz. — Starebbero, per la disposizione loro, al nastro Ferraris come la tela di Brunton sta alla Frue-Vanner. La cinghia continua ed a leggera inclinazione trasversale si svolge su rulli portati da un telaio mobile il quale riceve una serie di scosse o vibrazioni longitudinali.

La fig. 229 prospettica rappresenta un gruppo di due tavole Stein, modificate dal Bilharz.

Il loro rendimento tuttavia non è di molto superiore a quello dei nastri Ferraris, e se in virtù delle scosse sono ad essi superiori per rendimento e per bontà di prodotto quando vi si trattino delle sabbie finissime,

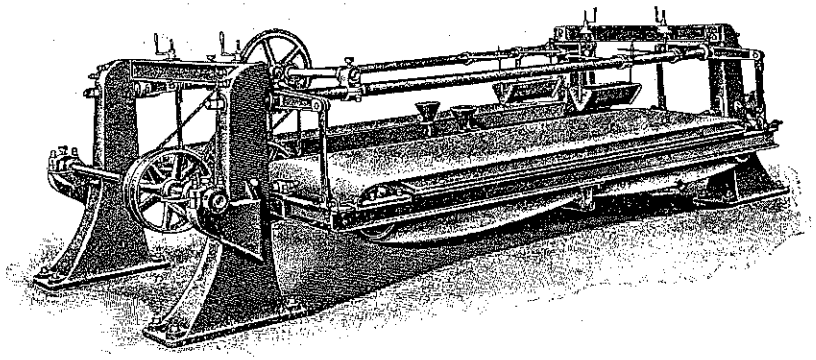


Fig. 229.

divengono meno adatti di quelli per il trattamento degli schlamms, appunto per le scosse stesse che sono tutt'altro che indicate per il depositarsi delle particelle impalpabili. D'altro lato, come apparecchi per il trattamento delle sabbie fini, non possono reggere al paragone delle moderne tavole oscillanti o vibranti. Sono quindi apparecchi che hanno fatto o quasi fatto il loro tempo.

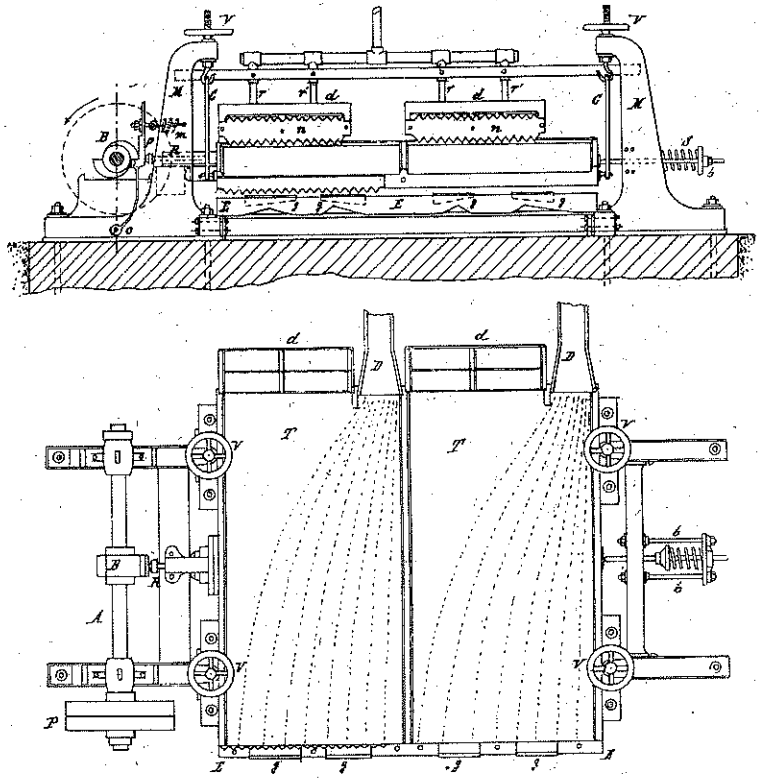
Slime-table di Wilfley. — Consta di una serie di strette tavole dormenti le quali, montate su catene mobili animate da un lento movimento di traslazione, passano colla loro testata sotto un distributore della torbida e poi sotto quello molto lungo dell'acqua pulita, la cui azione lenta e continua dilava il deposito che si forma e trascina via le particelle povere e leggere, lasciando aderire al fondo delle piccole tavole le particelle più pesanti e più ricche le quali sono poi spazzate via da un spruzzo d'acqua opportunamente disposto.

La *Slime-table* ebbe applicazioni in Australia, nel Canadà e negli Stati Uniti d'America specialmente.

Essa trattava da 400 a 500 kg. di materiale all'ora: richiedeva

circa un cavallo di forza ed occupava uno spazio di circa m. 4,20 di lunghezza per m. 2,80 di larghezza.

Tavola Rittinger. — La tavola del Rittinger, che ha preceduto tutte le tavole finora descritte a partire dalle tavole coniche giranti, e che per circa trent'anni fu l'apparecchio ritenuto più perfetto per la concentrazione



Figg. 230 *a* e *b*.

delle sabbie finissime, è sparita del tutto nei nuovi impianti, vinta per bontà di lavoro e per potenzialità dalle più moderne tavole a oscillazione. Se ne trova tuttavia in funzione qualcuna in antichi impianti e giova quindi conoscerla, anche perchè da essa nacquero le tavole oscillanti o vibranti che attualmente la sostituiscono.

La tavola Rittinger realizzava in modo affatto diverso dagli apparecchi finora descritti le condizioni di lavoro della tavola dormente ipotetica a sezione crescente.

Le figg. 230 *a*, *b* e *c* rappresentano in pianta e sezioni una tavola Rittinger doppia alla scala di 1 : 30.

Il piano di lavoro consta di una gran piastra di ghisa *T T* munita di bordi laterali e divisa da un risalto longitudinale in due compartimenti identici aventi la superficie accuratamente tornita e lisciata, e la parte inferiore munita di nervature che ne rinforzano l'insieme.

La tavola è sospesa ai montanti *M* del banco di ghisa mediante i quattro tiranti *C* che si possono allungare od accorciare girando convenientemente i volantini *V*. Si può quindi dare al piano di lavoro l'inclinazione voluta nel senso longitudinale.

L'albero *A*, munito di puleggia fissa e folle *P* onde ricevere il moto per cinghia, porta il bocciuolo *B* a due palmole, le quali — urtando contro la piastra *p* snodata in *o* e regolata dalla molla *m* — comunicano le scosse alla tavola per mezzo del respintore *R*, al quale fa contrasto la grossa molla antagonista *S*, la cui tensione è regolabile allentando o serrando i bolloni *b*.

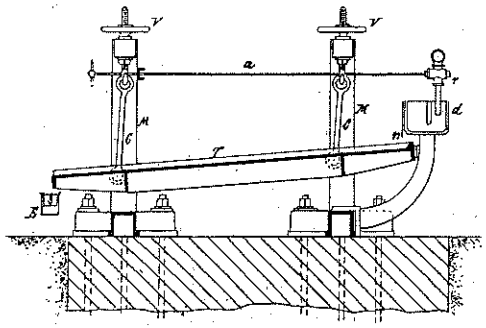


Fig. 230 *c*.

La torbida, che in generale proviene dagli ultimi bocchini del classificatore idraulico o talora anche dal primo spitzkasten, giunge ad ognuna delle tavole per il distributore *D* che la spande uniformemente sulle tavole stesse per una larghezza di 250 mm. circa. Al distributore *D* della torbida fa seguito quello *d* dell'acqua di lavaggio la quale arriva nei suoi due compartimenti mediante i robinetti *r r* la cui apertura può regolarsi con opportune aste *a* dalla parte anteriore dell'apparecchio. Dal distributore *d*, per l'azione della piastra verticale a denti *n*, l'acqua si spande sulla tavola in un velo uniforme e continuo.

Se la tavola fosse immobile, la torbida scenderebbe liberamente lungo la linea di massima pendenza della tavola formando su di essa un deposito di densità decrescente; ma per il rapido succedersi delle scosse gli elementi che sono in sospensione nell'acqua acquistano una forza viva che sarà maggiore per quelli più densi, i quali quindi per inerzia ad ogni arresto della tavola vanno allontanandosi lateralmente verso sinistra da quelli meno densi, mentre tutti tendono ad essere trascinati al basso dalla corrente dell'acqua che scende con velocità uniforme su tutta la larghezza della tavola stessa. In virtù di queste due forze avviene che dopo un piccolo numero di scosse le particelle si classificheranno sulla tavola e verranno

trascinate al basso dalla corrente in striscie più o meno regolari e con traiettorie paraboliche, a partire dall'angolo superiore d'arrivo della torbida fino allo spigolo inferiore della tavola, che esse intersecheranno in punti più o meno vicini all'angolo verso il respintore, secondo che la loro densità è più o meno forte. Le particelle più leggere seguono naturalmente la via più breve descrivendo delle traiettorie che si confondono quasi colla linea di massima pendenza della tavola.

La separazione è rapida, netta ed evidente. Guardando dall'alto l'apparecchio si vedono formarsi le striscie paraboliche diversamente colorate a seconda del minerale predominante e quindi dalla loro disposizione e dal loro aspetto si hanno subito le indicazioni necessarie per regolare convenientemente l'inclinazione della tavola e la quantità dell'acqua di lavaggio onde raggiungere il grado di concentrazione voluto.

Lo sterile, i misti ed i prodotti ricchi scendono nel canale *E* e la separazione di essi si fa mediante i tegoli inclinati e spostabili *g*, che li guidano nel compartimento voluto del canale *E*, dal quale passano alle casse di raccolta in prossimità dell'apparecchio.

Una tavola doppia può trattare in 10 ore di lavoro non più di due tonnellate di minerale diluito in una quantità d'acqua che può variare da cinque a sei volte il peso della sostanza solida.

Le dimensioni delle tavole dipendono dalla materia da trattare, in generale la lunghezza va da 2,50 a 3,00 m., per una larghezza di 1,20 ad 1,50 m. L'inclinazione può variare tra $^1/_{10}$ (sabbie fini) ed $^1/_{16}$ (schlamms).

Il numero delle scosse oscilla fra 150 e 250 e la loro ampiezza, che per le sabbie può ascendere anche a 40 mm., scende a 15 mm. per gli schlamms.

Il consumo d'acqua va dai 20 ai 10 litri al minuto.

La forza richiesta da una tavola doppia è di ½ cavallo.

Il funzionamento di questi apparecchi è delicatissimo. Se la diluizione della torbida ed il suo arrivo non sono più che costanti e regolari; se varia la quantità o la ripartizione dell'acqua di lavaggio; se la velocità non è uniforme, la natura dei prodotti cambia con facilità estrema ed è allora difficile l'ottenere un risultato soddisfacente. La tavola Rittinger richiede inoltre che il materiale da trattare sia ben classificato prima di arrivare alla tavola, senza di che non può dare una buona separazione degli elementi costitutivi.

Tavole oscillanti o vibranti. — Le tavole oscillanti o vibranti derivano, come fu già accennato, dalla tavola Rittinger, ma ne differiscono sia perchè non lavorano per urti, sia perchè, in virtù della frequenza delle pulsazioni o vibrazioni, il trasporto delle particelle (e delle più pesanti sopratutto) sul piano di lavoro nel senso orizzontale o quasi orizzontale è assai rapido in confronto di quello che ha luogo in virtù della pendenza

trasversale del piano stesso. Le traiettorie paraboliche dei grani sono quindi molto allungate e perciò queste tavole sono relativamente strette nel senso della discesa della torbida e molto allungate nel senso del movimento progressivo orizzontale.

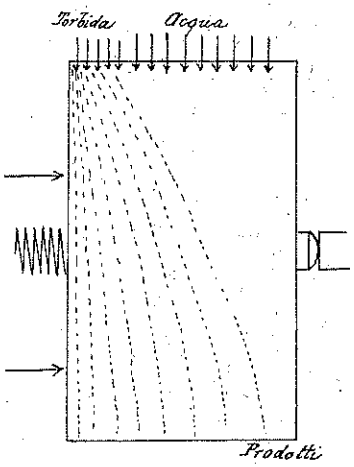


Tavola Rittinger.

Fig. 231.

I due schizzi delle figg. 231 e 232 rendono chiaramente visibili le differenze fra i due tipi di tavole.

Il trasporto dei grani orizzontalmente nelle nuove tavole è reso anche più attivo dal fatto che il piano di lavoro non è liscio come quello della tavola Rittinger, ma è munito di una serie di scanalature che si estendono su quasi tutta la superficie e parallelamente al lato lungo delle tavole che, mentre hanno un'inclinazione trasversale per lo più variabile, hanno pure talora una leggera pendenza nel senso longitudinale.

La tavola è animata da un rapido movimento di va e vieni, con periodo accelerato o di spinta da sinistra a destra e moto ritardato da destra a sinistra. I grani in sospensione nell'acqua che arrivano all'angolo superiore di sinistra sotto l'azione delle rapide pulsazioni della tavola si spostano da sinistra a destra con movimento progressivo, mentre la loro aderenza al piano di lavoro è notevolmente ridotta. La lama liquida che scende trasversalmente lungo il piano stesso ha perciò una maggior presa sui grani e può così spingerli e trascinarli in giù tutti, molto più facilmente, onde se la superficie di lavoro fosse liscia si avrebbero certamente delle forti perdite per trascinamento anche di grani ricchi. Senonchè interviene invece l'azione moderatrice e benefica delle scanalature o solchi longitudinali, che trattenendo meglio i grani più pesanti e rallentandone la discesa li avviano e li fanno avanzare verso l'estremità di sortita dalla tavola. Intanto mentre tutto il materiale che soggiorna nelle scanalature — passando dall'una all'altra in discesa ed avanzando in sospensione e pulsazione continua —

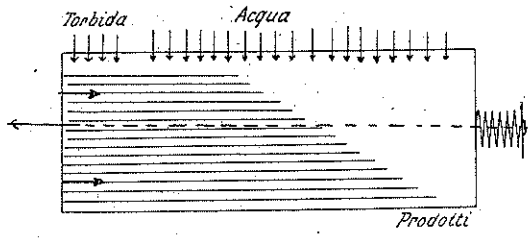


Tavola oscillante

Fig. 232.

è sottoposto ad un più intimo ed efficace lavaggio, la lama liquida che scende uniformemente su tutta la superficie della tavola, essendo ostacolata dalle scanalature stesse, non può trascinar via che le particelle più leggere e, se un qualche grano pesante sfugge insieme allo sterile da un solco, ha la probabilità di essere trattenuto in uno dei solchi seguenti e portato in avanti verso l'estremo della tavola ove si raccolgono i prodotti ricchi. Così il grande sviluppo di queste tavole nel senso longitudinale permettendo che il materiale si sparga su larghe zone, favorisce la separazione della parte ricca dalla sterile.

Le scanalature o solchi inoltre fanno sì che una maggior quantità di minerale può essere trattenuta e trasportata lungo il piano di lavoro ed è perciò che la potenzialità di queste tavole è tanto superiore a quelle delle tavole prima d'ora usate per la concentrazione delle sabbie fini e degli schlamms provenienti dal primo compartimento degli spitzkasten.

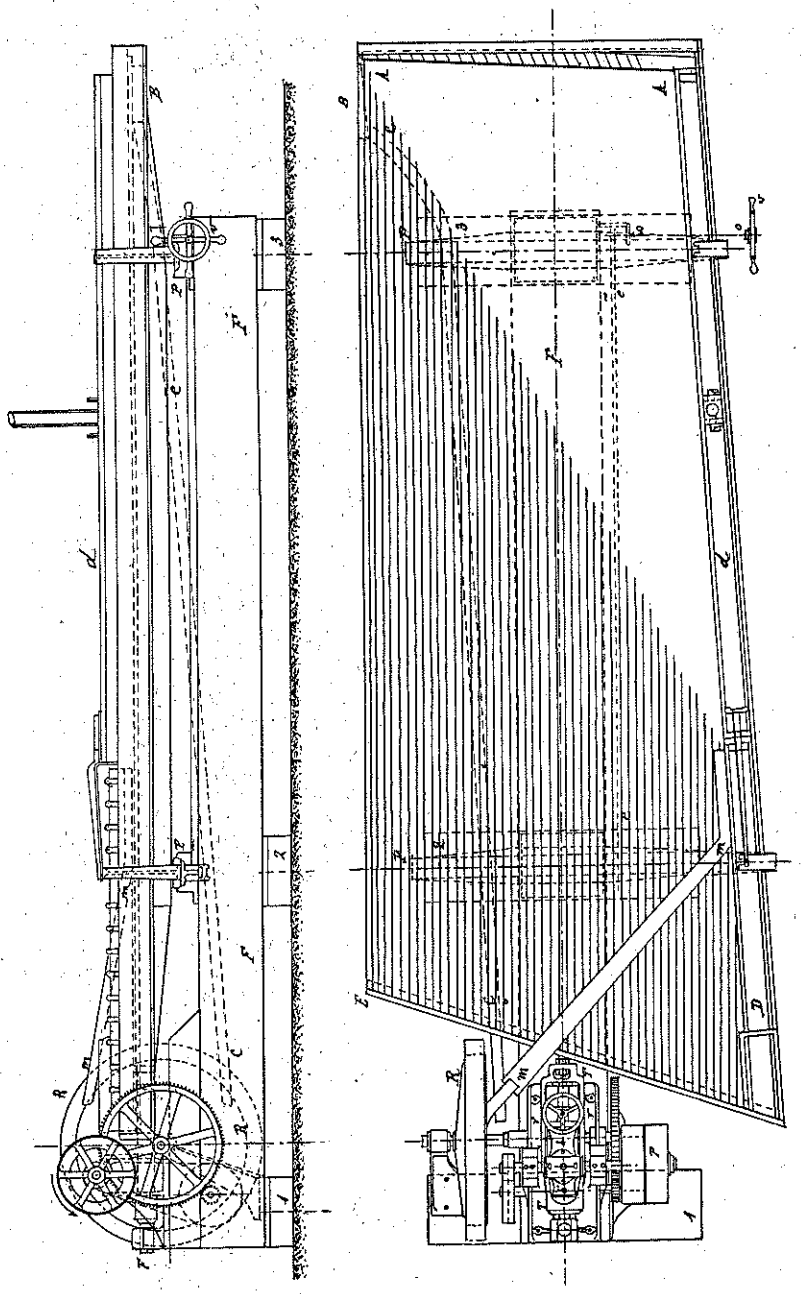
Mentre sulla tavola Rittinger è impossibile di trattare con buon esito una torbida non perfettamente classificata, nelle tavole a pulsazione e munite di striature si può spesso giungere alla separazione di due specie minerali anche in una torbida poco o punto classificata. In questo caso i solchi fanno sì che i grani ricchi più grossi sono senz'altro guidati in avanti fino a raggiungere l'estremità della tavola, mentre i grani ricchi più piccoli (e perciò più leggeri) che poterono sfuggire all'azione dei solchi superiori, trovano in quelli inferiori un insieme di particelle meno addensate o più sciolte e quindi essendo abbastanza pesanti in confronto dei grani dai quali sono attorniati possono depositarsi in seno ad essi, ne sono trattenuti e portati avanti fino alla zona dei prodotti ricchi o dei misti.

Tavola Wilfley. — La prima tavola del tipo che abbiamo sommariamente descritto fu la Wilfley che rimonta al 1896 e segnò veramente un progresso notevole nella preparazione meccanica per ciò che riguarda il trattamento delle sabbie medie e fini.

Le figg. 233 *a*, *b* e *c* rappresentano alla scala di 1 : 25 in pianta ed elevazione una di queste macchine come è costruita dalla Wilfley Mining Machinery Company Limited.

Il piano di lavoro ha una forma che molto si approssima a quella di un trapezio. Il lato maggiore ha circa m. 4,80 di lunghezza ed è quello lungo il quale è disposto il distributore *D d* della torbida e dell'acqua di lavaggio. Il lato più corto misura circa m. 4,20. L'altezza massima del quadrilatero (alla testata della tavola) è di m. 1,85 circa, mentre la minima (al piede della tavola) è di soli m. 1,53.

Il tavolato è fatto con striscie strette di legno ben stagionato disposte diagonalmente ed in modo che non si tocchino. Esse sono solidamente fissate sull'intelaiatura sottostante consolidata da nervature d'acciaio che si estendono su tutta la lunghezza della tavola. È così resa difficile qualunque deformazione del piano di lavoro.



Figg. 233 *a* e *b*.

Sulla superficie del tavolato si fissa un ricoprimento di linoleum sul quale poi si inchiodano delle listine di legno (*riffles*) che finiscono secondo una linea diagonale e che formano una successione di risalti e di avvallamenti a fondo piano. La loro disposizione è stata precedentemente tracciata sul linoleum e le listine (precedentemente bagnate) si collocano cominciando da quelle più lunghe inferiori.

Nei casi ordinari le listine hanno 12 mm. d'altezza per 6 a 7 mm. di larghezza alla testata della tavola, e vanno man mano diminuendo d'altezza fino a finire quasi a zero all'estremo opposto.

La parte più sottile delle liste deve fissarsi con chiodini distanti circa 25 mm. l'uno dall'altro per circa 60 cm.; poi la distanza può essere maggiore.

Le listine distano di 35 mm. l'una dall'altra da asse ad asse.

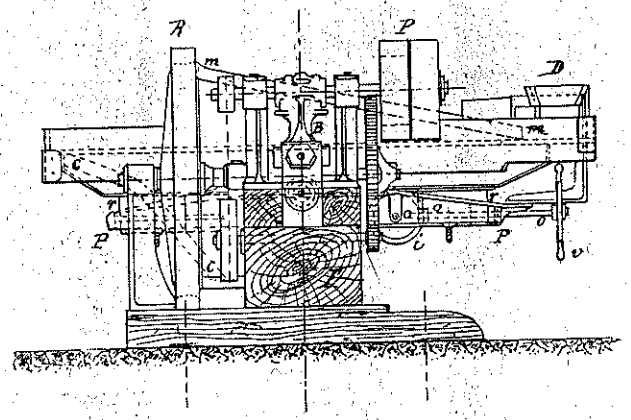


Fig. 233 *c*.

L'apparecchio alimentatore della torbida e dell'acqua di lavaggio si estende su tutto il lato lungo della tavola ed è sorretto da sostegni fissati ai pezzi trasversali di base della tavola stessa. Lo spazio lungo il quale ha luogo l'arrivo della torbida sul piano di lavoro può essere aumentato o diminuito mediante una paratia spostabile, che può mettersi alla distanza voluta dall'angolo della tavola.

L'acqua di lavaggio entra per lo più nell'alimentatore fra due paratie mobili, mediante le quali si può regolare a volontà la quantità d'acqua pulita che si vuol fare arrivare nelle diverse zone della tavola. Tanto la torbida quanto l'acqua di lavaggio scendono sulla tavola da una serie di aperture o fori praticati nella parete del canale d'alimentazione che guarda la sponda del lato lungo della tavola.

All'angolo inferiore opposto a quello d'arrivo della torbida è fissata una piccola grondaia *B* che è collocata sotto lo spigolo della tavola in modo da poter ricevere i misti, i quali mediante il lungo canale inclinato *c c* sono guidati fino alla ruota elevatrice *R* ovvero sono raccolti altrimenti per essere ripassati su altro apparecchio. Nel primo caso, questi misti elevati dalla ruota tornano sulla tavola lungo un canale di lamiera di

acciaio *m n*, il quale mette capo ad una cassetta d'alimentazione posta poco prima della fine delle *riffles*. Il prodotto concentrato abbandona la tavola nel tratto inferiore del lato corto *A A* della tavola stessa ed è raccolto in apposito canale che lo guida nella cassa di deposito.

Gli sterili trascinati in giù dalla corrente generale arrivano fino all'orlo del lato inferiore *A E* e cadono in un canale sottostante d'evacuazione.

L'intero apparecchio ha per base un grosso trave longitudinale *F F* di legno bollonato a tre brevi suole di legno 1, 2, 3, disposte in modo da non impedire l'accesso alla parte inferiore della tavola per la pulizia e per la visita delle parti sottostanti. Esse servono per fissare tutto l'insieme mediante bolloni sui blocchi di fondazione in muratura o sulle travature.

Per sorreggere la tavola, sul trave longitudinale ed a distanza di 80 cm. circa dalla testa e dal piede del piano di lavoro, sono fissati due sopporti di ghisa di forma e disposizione convenienti per ricevere i due traversoni *P P* che reggono la tavola e permettono di regolarne l'inclinazione trasversale. I due traversoni, che sono vuoti ed hanno sezione a forma di U, portano a distanza di circa un metro l'uno dall'altro e simmetricamente disposti rispetto all'asse longitudinale della tavola due appoggi a tegoli oscillanti *r r*, sui quali mediante pezzi riportati si adagia l'intelaiatura della tavola stessa, la quale ha quindi quattro appoggi mobili, portati due a due da uno stesso traversone e sui quali essa può liberamente oscillare.

L'asta *o o*, munita di volantino *v*, termina con un rocchetto che ingrana con una ruota conica *i* fissata all'estremo della lunga sbarra *e e* la quale va da un traversone all'altro e che porta in coincidenza di ognuno di questi una palmola di conveniente curvatura onde penetrando nel vuoto del traversone possa agire sull'appoggio del tegolino oscillante. Girando quindi il volantino *v* girano le palmole e queste agendo egualmente e contemporaneamente sui due appoggi dei tegoli oscillanti, che sono dalla parte del lato lungo della tavola, obbligano questi e con essi il piano di lavoro ad assumere l'inclinazione voluta.

Alla testata della tavola e rigidamente fissato al trave longitudinale *F F* si ha il supporto dell'apparato motore.

Il meccanismo di esso, che è un'applicazione del movimento del frantoio Blake, è schematicamente rappresentato in sezione nella fig. 234 la quale, è bene notarlo, non lo rappresenta esattamente, ma è tuttavia sufficiente a dare un'idea chiara del suo modo di funzionare.

Girando l'albero a gomito *O*, il blocco di spinta *B* si alza e si abbassa e con esso si alzano e si abbassano i due pezzi riportati *a a* che premono contro le piastrine o tegoli di spinta *b b'*, la prima delle quali si appoggia al pezzo *a* riportato sul cuneo *D* aderente e scorrevole sull'appendice *N* del banco.

La seconda, *b*, poggia invece contro il pezzo *a'* riportato all'interno

del telaio mobile *T*. Questo telaio è guidato all'indietro dall'asta *F* che penetra in un occhio del banco di ghisa, e sul davanti da due piastre riportate *r r* onde assicurare il moto rettilineo. Esso porta inferiormente un'appendice *G* per l'appoggio della molla antagonista *M*, la cui tensione si può regolare mediante il bollone *I*. Il collegamento della tavola col telaio è formato da un'asta *E* che da una parte si espande in una larga piastra *e* solidamente fissata alla tavola, mentre dall'altra che è filettata penetra a giuoco libero in un occhio praticato all'estremo del telaio *T* ed è assicurata ad esso con due dadi, uno interno e l'altro esterno. Questa disposizione fa sì che il movimento del telaio è trasmesso alla tavola senza impedire a questa di girare per assumere l'inclinazione trasversale che si ritiene opportuna.

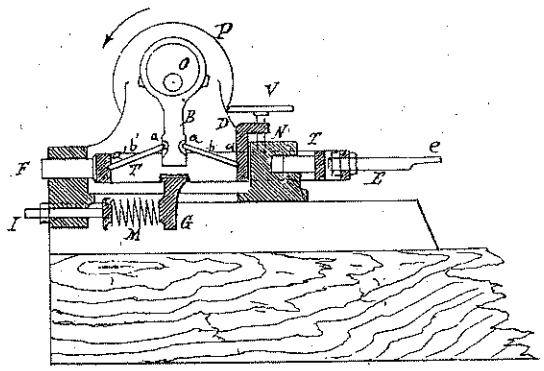


Fig. 234.

Scendendo il blocco *B* entra in azione la leva a ginocchiera e mentre la piastrina *b* preme contro l'appoggio fisso *A*, l'altra *b'* preme contro l'altro appoggio *a'* obbligando il telaio e con esso la tavola a spostarsi da destra a sinistra e comprimendo la molla antagonista *M*, la quale quando il blocco *B* risale respinge vivamente il telaio e la tavola da sinistra a destra. Girando quindi l'albero di moto circolare continuo la tavola si muove oscillando sui tegoli d'appoggio con una successione di periodi di moto accelerato da sinistra a destra e di moto ritardato da destra a sinistra e quindi le particelle che arrivano coll'acqua sulla tavola del distributore sono sollecitate a spostarsi da sinistra a destra.

La tensione della molla non deve essere che quella strettamente necessaria per assicurare un buon contatto fra le parti in moto.

L'ampiezza della corsa si può variare agendo sul volantino *V*, col quale si comanda il pezzo scorrevole *D* che porta l'appoggio fisso. Abbassando questo l'ampiezza del colpo aumenta e la scossa diventa più energica. La corsa varia in generale fra un massimo di 25 mm. per le sabbie più grossolane ed un minimo di 15 mm. per le sabbie finissime.

La velocità è di 240 a 260 pulsazioni al minuto.

La forza motrice occorrente è di circa un cavallo vapore ed il consumo d'acqua può oscillare fra i 15 ed i 25 litri al minuto.

La capacità o potenzialità della tavola Wilfley varia assai a seconda

dei materiali che le si vogliono far trattare. Può salire anche ad oltre una tonnellata all'ora per i grani, secondo la natura e ricchezza loro, e scendere a 400 kg. per le sabbie finissime.

Quando si mette in marcia la tavola si regola la tensione della molla allentandola prima fino a che si senta un po' di colpo e quindi si va serrando lentamente il bollone finchè il colpo non si sente più.

Per cominciare il lavoro si dà alla tavola una leggera inclinazione trasversale. Si fa arrivare l'acqua pulita regolandola in modo che il velo sottile copra tutta la superficie della tavola, meno la parte che è sotto il distributore della torbida.

Facendo allora arrivare sul piano di lavoro la torbida da trattare, si modifica se occorre la corsa iniziale data alla tavola finchè i grani avanzano con velocità conveniente. Quando i prodotti concentrati cominciano ad arrivare all'estremo della tavola si aumenta o si diminuisce l'inclinazione trasversale di essa quanto occorre onde far sì che il prodotto finito ed i grani misti avanzino o retrocedano fino a cadere nel punto voluto per la loro evacuazione.

Quando si vuole che il ripasso dei misti avvenga sulla stessa tavola questi materiali sono rimontati all'altezza conveniente dalla ruota elevatrice. Il movimento di questa è preso all'estremo dell'albero motore a gomito e mediante cinghia è trasmesso ad un piccolo contralbero che traversa il trave di base al disotto del supporto e che mediante rocchetto ed ingranaggio dà il moto all'albero che porta la ruota elevatrice.

Il meritato successo della tavola Wilfley diede origine ad una serie di apparecchi fondati sullo stesso principio, ma che si discostano più o meno dalla Wilfley sia nell'apparato motore, sia nella disposizione del piano di lavoro, sia nella costruzione ed appoggio del piano stesso. Ne è qui il caso di seguirne la lunga serie, potendosi dire che al giorno d'oggi quasi ogni Casa costruttrice ha un suo tipo preferito di tavola oscillante. Diremo solo che in alcune al movimento del tipo del frantoio è sostituito quello a glifo differenziale; in altre il movimento di va e vieni si ottiene per la differente tensione di due molle; in altre ancora per palmole di forma conveniente, ecc. I solchi sono ottenuti talora, come nella Wilfley, con stecche riportate; talaltra sono ottenuti intagliando il piano di lavoro: talvolta essi hanno forma rettangolare, talaltra quella di un V.

In alcune tavole, come si vide per la Wilfley, si ha una parte striata ed una zona liscia di lavaggio: in alcune altre tutta la superficie di lavoro è striata, ossia i solchi si estendono da un capo all'altro della tavola.

Il più delle volte i solchi corrono parallelamente al lato inferiore di evacuazione degli sterili, ossia si mantengono orizzontali o quasi; ma si hanno dei tipi di tavole nei quali essi sono leggermente montanti verso l'arrivo dell'acqua di lavaggio il che fa sì che i prodotti ed i misti vengono portati più avanti.

La tavola è talora appoggiata su aste oscillanti; talora ne è invece sorretta: talaltra scorre su rulli a sfere.

Il distributore è ora unito alla tavola, ora indipendente da essa e l'acqua di lavaggio è qualche volta data alla tavola, anzichè per canale, da uno o più tubi forati convenientemente disposti.

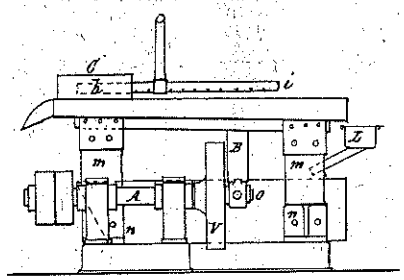
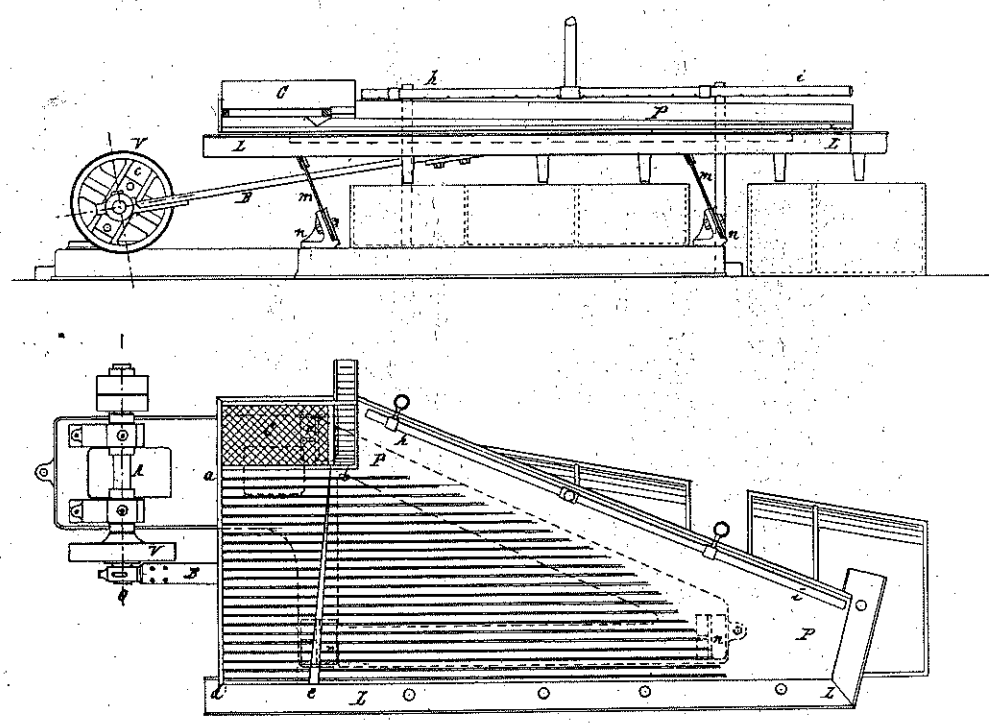


Fig. 235 *a*.

Tavola Ferraris. — La tavola Ferraris che data dal 1898 si fonda anch'essa sul principio della tavola Rittinger, ed il suo moto, che è identico a quello dei vibrovagli, sostituisce perfettamente e con vantaggio la scossa laterale di quell'apparecchio (vedi figg. 235 *a*, *b* e *c* alla scala di $^1/_{40}$). Essa si compone di un piano di lavoro *P* formato da strette liste di legno esattamente congiunte e solidamente fissate ad un quadro di ferro d'angolo il quale è sorretto da tre molle *m* a stecche di faggio o di fras-



Figg. 235 *b* e *c*.

sino le quali — mediante squadre di ghisa *n* — sono unite al banco di ghisa di fondazione e stanno non verticali, ma inclinate di un angolo di circa 70° verso il lato dove trovasi l'asse motore *A*.

Quest'albero porta da un lato le due pulegge fissa e folle e dall'altro un disco o volano *V* munito di coulisse *c* nella quale può scorrere il pezzo d'acciaio che porta il perno *o* della testa della biella, e che permette di variare l'eccentricità del perno stesso e quindi la corsa della tavola.

La biella *B* è di legno e comunica alla tavola un movimento di va e vieni nella direzione della lunghezza della tavola che è disposta orizzontalmente o quasi in questo senso e leggermente inclinata nel senso trasversale quanto basta perchè l'acqua e gli sterili tendano a scorrere verso il lato lungo inferiore.

La pendenza delle molle fa sì che nell'oscillare la tavola sale e scende, come il piano di un vibrovaglio, normalmente all'asse delle molle. I piccoli grani sono quindi come lanciati da sinistra a destra nel movimento in avanti della tavola, la quale nel periodo del moto di ritorno sfugge quasi sotto i grani che vanno depositandosi, il che fa sì che i grani stessi, mentre avanzano progressivamente dal principio alla fine della tavola, si mantengono in una agitazione continua in seno alla torbida e quindi sono più indipendenti, più sciolti gli uni dagli altri e quindi più liberi di separarsi per densità e di prestarsi meglio all'azione del velo liquido che scende trasversalmente e che compie il lavaggio.

La torbida da trattarsi sulla tavola e che proviene da idrovagli o da altri apparecchi classificatori viene condotta ad una cassetta *C* posta all'angolo superiore della tavola dalla parte dell'asse motore e questa cassetta ha il fondo di tela metallica a fori convenienti ed a pochi centimetri sopra la tavola alla quale è fissata e colla quale oscilla eliminando così i grani troppo grossi che eventualmente potevano trovarsi nella torbida e distribuendo questa uniformemente sul piano di lavoro.

La zona *a b d e* della tavola al sommo della quale ha luogo l'alimentazione ha un'inclinazione trasversale minore di quella generale del piano di lavoro *P* onde diminuire le perdite di grani per trascinamento in questa zona dove la corrente è più rapida, pure consentendo all'acqua fangosa di scorrere liberamente ma lentamente fino all'orlo inferiore d'evacuazione. Tanto questa parte rialzata quanto il resto del piano *P* hanno una serie di lunghi solchi a sezione semicircolare, la cui profondità va diminuendo gradatamente dalla testata all'estremo opposto fino a zero. La linea dei solchi termina secondo una curva parabolica oltre la quale si ha una zona liscia di lavaggio.

Un tubo forato *h i* disposto sul lato lungo superiore al di là del distributore della torbida, produce il velo d'acqua che copre la tavola scorrendo uniformemente nel senso trasversale, deviando i grani dalla loro traiettoria rettilinea orizzontale tanto più quanto minore è la densità loro e facendoli in fine cadere fuori dell'orlo inferiore tanto più lontani dalla testata quanto maggiore è la loro densità.

Si hanno quindi lungo l'orlo inferiore una successione di prodotti e cioè, procedendo da sinistra a destra, anzitutto acque fangose con argilla in sospensione; poi grani sterili; quindi dei minerali o dei misti di densità sempre crescente e finalmente il prodotto di densità massima. Col dare più o meno acqua dal tubo forato si può regolare la traiettoria di quest'ultimo prodotto in modo che essa sia quasi esattamente diagonale alla tavola, utilizzando così tutta la larghezza di essa.

I diversi prodotti cadono in un canale di ferro munito di tubetti corrispondenti a diverse cassette di raccolta e la loro separazione si compie mediante tegolini inclinati e spostabili sui bordi del canale collettore *L L* in modo identico a quanto fu detto descrivendo la tavola Rittinger.

I dati principali del tipo di tavola Ferraris ora descritto, e che per la costruzione e dimensioni sue non può trattare vantaggiosamente che i grani inferiori ad 1 mm., sono i seguenti:

Lunghezza della tavola	m. 2,80
Larghezza della tavola	m. 1,40÷0,50
Oscillazioni al 1′	350
Ampiezza delle oscillazioni	da 12 a 18 mm.
Acqua al 1′	da 10 a 20 litri
Forza in HP	½
Peso secco di materiale trattato all'ora	da 200 a 400 kg.

La Casa Fried. Krupp Grusonwerk proprietaria del brevetto Ferraris ha modificato la tavola su descritta allo scopo di renderla atta al trattamento delle sabbie grossolane fino al diametro di 2 mm. dandole la disposizione indicata nella fig. 236 che ne dà una vista prospettica.

Il piano di lavoro ha forma rettangolare e consiste in un quadro speciale di ferro con traverse di legno sulle quali sono vitate le liste di tavola vicinissime le une alle altre, ma non a contatto onde impedire ogni deformazione.

Su questo tavolato è ben teso e fissato un ricoprimento di linoleum sul quale si inchiodano nel senso della lunghezza e ad intervalli eguali delle listine di legno le quali all'estremo opposto alla testata della tavola terminano secondo una linea obliqua rispetto al lato lungo anteriore.

Il quadro di ferro che porta il piano di lavoro è unito a snodo mediante robuste cerniere, e col suo lato lungo anteriore, al lato lungo di un telaio rettangolare sottostante che è orizzontale e che è sorretto per mezzo di squadre riportate da quattro molle a stecche di faggio o di frassino.

Data l'unione a cerniera del piano di lavoro e del telaio che lo regge

si può variare l'inclinazione trasversale del primo mediante cunei mobili a coulisse, convenientemente disposti lungo il lato posteriore del telaio orizzontale, collegati fra loro da un'asta comune e manovrabili, anche mentre l'apparecchio funziona, coll'agire su di un manubrio.

L'albero motore porta all'estremo le due pulegge fissa e folle e nel mezzo un volano. I cuscinetti dell'asse motore e le squadre che serrano l'estremo inferiore delle due molle dalla parte della testata della tavola sono fissati su di un banco comune, mentre le due molle dell'estremo opposto poggiano sopra una placca di fondazione speciale.

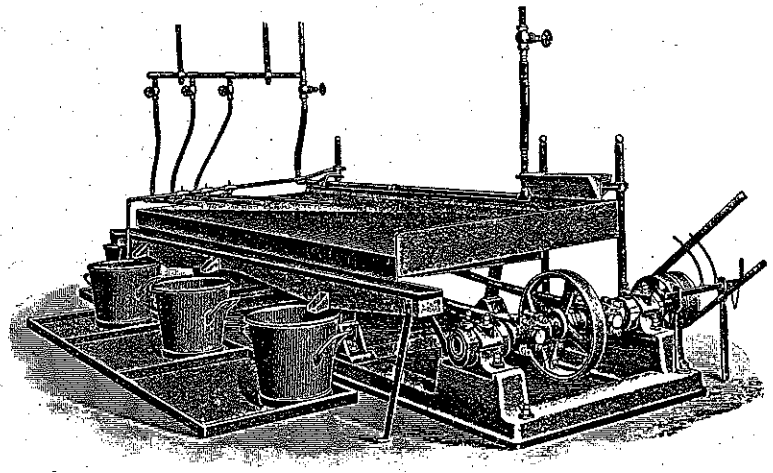


Fig. 236.

L'asse motore mediante due eccentrici e bielle a lame sovrapposte dà il moto di va e vieni al telaio ed alla tavola inclinata che gli è unita.

Verso l'angolo più alto della tavola e dalla parte dell'asse motore, fissato su due colonnine è il distributore della torbida. L'acqua di lavaggio è data da un tubo a forellini disposto lungo il lato posteriore della tavola ed all'estremo di essa mediante tre piccoli tubi a fori finissimi. Questi tubetti possono assumere la posizione ed inclinazione che si desidera ed ognuno di essi è munito di una valvola per regolare a volontà la violenza dello spruzzo.

La separazione dei grani avviene nel solito modo. La torbida che dal distributore arriva sul piano di lavoro è dilavata dall'acqua che viene dal tubo forato longitudinale e sotto l'azione combinata del velo liquido discendente, dell'inclinazione del piano e delle pulsazioni che si succedono rapidamente i grani si muovono avanzando sotto forma di onde e seguendo delle traiettorie paraboliche. I grani più leggeri e più voluminosi spinti dall'acqua passano al disopra delle listine, scendono fino allo spigolo inferiore della tavola e sono raccolti in un lungo canale collettore che può avere diversi compartimenti. Il miscuglio dei grani più densi percorre invece i solchi dividendosi lungo il percorso in diversi prodotti a seconda della loro densità e questi sortendo dai solchi e continuando il loro cammino verso l'estremo della tavola nella parte liscia di essa sono gli uni dagli altri separati e guidati dai piccoli spruzzi d'estremità a cadere nel canale collettore che è disposto lungo il lato corto opposto alla testata dell'apparecchio e che è anch'esso diviso in compartimenti.

I dati principali di questo concentratore sono i seguenti:

Lunghezza della tavola	m. 3,50
Larghezza della tavola	m. 1,50
Pulsazioni al 1′	350
Ampiezza delle oscillazioni	da 16 a 20 mm.
Acqua al minuto	da 50 a 75 litri
Forza in HP	3/4
Peso secco del materiale trattato all'ora	da 400 a 600 kg.

Tavola Wright. — Una buona tavola semplice, efficace e che praticamente fornisce un buon lavoro è la tavola Wright rappresentata nelle figg. 237 *a*, *b* e *c* (costruttore Società Pomini, Castellanza). È una

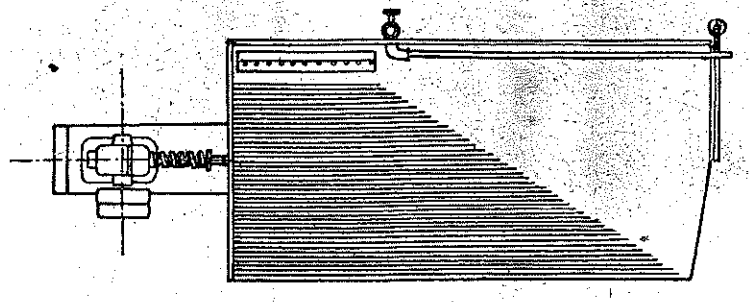


Fig. 237 *a*.

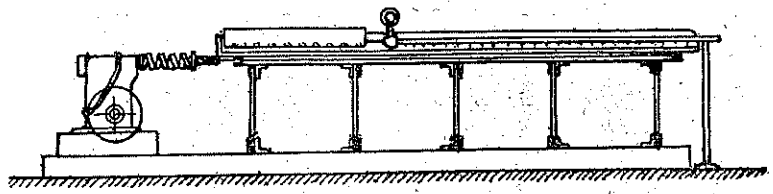


Fig. 237 *b*.

tavola del tipo Ferraris (dimensioni 3,20 × 1,60), che è sorretta da quattro o cinque stecche di frassino di ben 38 o 40 centimetri di larghezza, solidamente fissata in basso ai travi di base ed in alto ai robusti ferri d'angolo

dello stretto telaio longitudinale rinforzato su cui si fissa il tavolato del piano di lavoro. Il ricoprimento della tavola è fatto con linoleum sul quale si inchiodano delle listine di legno per formare le riffles o entro il quale vengono incavate le riffles stesse (a seconda dei casi) parallelamente al lato lungo della tavola o con leggera inclinazione montante.

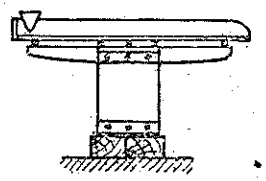


Fig. 237 *c*.

L'apparato motore è del genere di quello della Wilfley ma rovesciato onde l'eccentrico lavora chiuso in un carter e la molla è esterna e comandata direttamente in alto dal grosso tirante di ferro tondo che collega la tavola con l'apparato motore. Questo tirante corre lungo l'asse del telaio, facendo da perno e dando rigidità a tutto l'insieme.

L'apparecchio riunisce quindi i pregi della tavola Ferraris e quelli che le vengono dal movimento differenziale e che ne aumentano la potenzialità e le buone caratteristiche per un conveniente lavoro di concentrazione.

Un'altra tavola potente per il trattamento di sabbie grossolane, de-

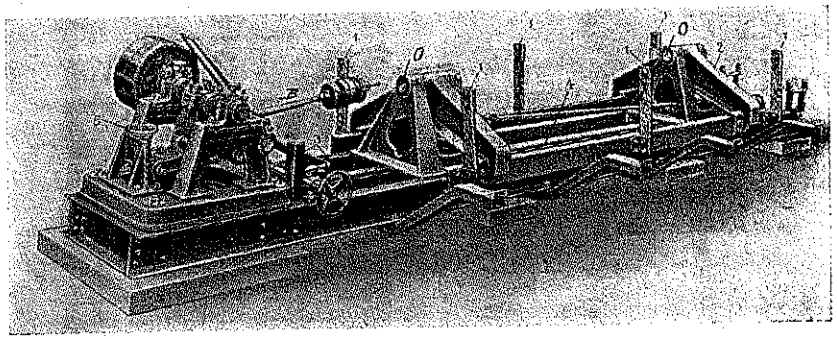


Fig. 238.

rivata anche essa da due apparecchi tipici Wilfley-Ferraris è quella costruita dalla Casa Humbold sotto la denominazione di *tavola a lancio*. La fig. 238 rappresenta quest'apparecchio supposto tolto il piano di lavoro, il quale quando è montato è sorretto dalle stecche o molle di frassino (1) e si collega all'apparato motore mediante la biella *B*.

L'apparato motore è del tipo a ginocchiera ed è tale per cui nell'andata la velocità della tavola aumenta gradatamente ed il ritorno avviene bruscamente ed a velocità maggiore. La corsa e l'intensità del movimento differenziale sono regolabili in marcia con l'agire sul volantino (5). L'inclinazione trasversale si può variare anche durante il lavoro: servono perciò i due solidi bilancieri (2) che portano le molle o stecche di frassino (1)

e che sono comandati e fatti girare sulle imperniature *O* mediante la leva (4) col volantino a vite (3).

Il piano di lavoro completamente occupato dalle riffles ha forma trapezia ed è ricoperto al solito da linoleum nel quale le riffles sono talora incavate o talaltra (specie per le sabbie grossolane) sono ottenute al solito con l'inchiodare al linoleum dei listelli in modo da avere delle disposizioni di riffles adatte per i diversi casi.

Questa tavola è costruita in due modelli il primo dei quali è più indicato per le sabbie fini e l'altro è riservato alle sabbie grossolane fino ad elementi di 3 mm.

Dimens. del piano di lavoro .	mm.	3700 × 1700 × 1400	4650 × 1800 × 1500
Vibrazioni al minuto		220	240
Capac. oraria (secondo mater.)	kg.	500 ÷ 1500	1800 ÷ 3000
Consumo di acqua chiara . .	litri	50	80

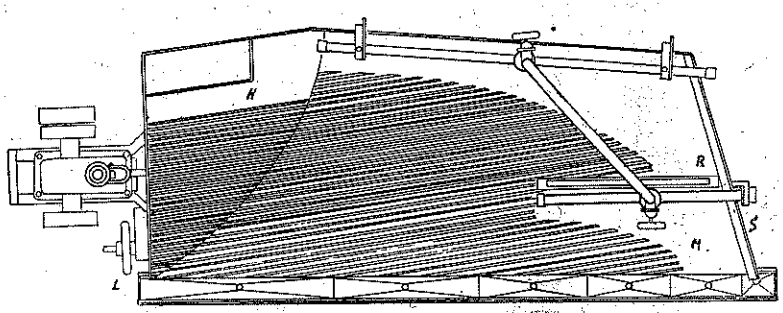


Fig. 239 *a*.

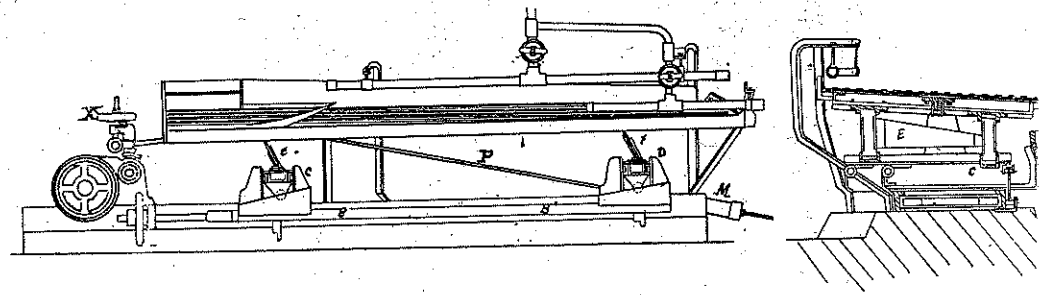


Fig. 239 *b* e *c*.

Tavola Fossati. — Le figg. 239 *a*, *b* e *c* rappresentano questa tavola che funziona nel recente impianto per il lavaggio di minerali di stagno a Monte Valerio (Toscana) in modo soddisfacente.

Il suo piano di lavoro (di 3 a 4 metri di lunghezza, a seconda dei casi) montato su intelaiatura metallica è solido e indeformabile. Ha forma tra-

pezoidale e (come nella tavola originaria Deister-Overstrom e nella Butchart) le sue scanalature sono oblique rispetto all'asse del movimento, disposizione questa che da diversi anni l'esperienza ha indicato essere favorevole all'eliminazione dello sterile e quindi ad una buona concentrazione.

Il telaio della tavola è sorretto da una coppia di guide o tegoli *E F* che poggiano su due supporti *C D* i quali, solidali fra loro possono prendere un leggero movimento di rotazione mediante cerniere fissate al telaio di base, il che dà la possibilità di modificare anche in marcia l'inclinazione del piano di lavoro agendo sul volantino *L*.

Il settore *H* del piano di lavoro, colla sua inclinazione minore di quella del piano generale, si oppone al trascinamento dei grani in quel primo tratto della tavola ed elimina un eccesso d'acqua sempre nocivo.

Il cursore *R* che ha la stessa direzione dell'asse del movimento, avvia il prodotto finito, nell'apposito compartimento del canale *S* di raccolta.

Date le caratteristiche della tavola è possibile il disporre alla sua estremità inferiore un settore per il ripasso dei misti con un secondo tubo di innaffiamento.

L'apparato motore è costituito da un eccentrico che comanda una leva a squadra nel cui lato verticale può scorrere il pezzo d'attacco colla tavola mentre questa a sua volta (mediante l'asta *P*) è collegata alla molla antagonista *M* che compressa nel periodo di movimento retrogrado si distende nell'avanzata favorendone il moto accelerato. Agendo sul volantino *X* si può modificare anche in marcia la corsa della tavola.

Tavola Deister-Overstrom. — Esaminando il piano di lavoro di una tavola Wilfley si vede che si divide in quattro zone (fig. 240): *L* zona di eliminazione dei limi, *S* zona di evacuazione degli sterili, *B* zona dei misti e *A* zona di raccolta dei concentrati. Ed è interessante l'osservare che il materiale della torbida nel suo viaggio attraverso il piano di lavoro si dispone obliquamente nell'avanzata secondo la risultante delle due forze dalle quali è sollecitato.

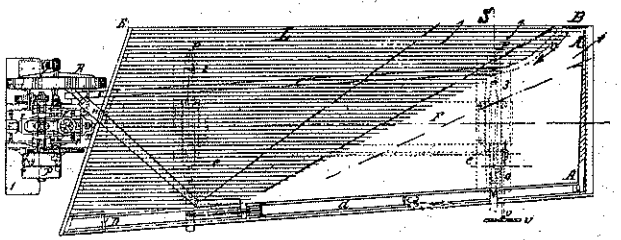


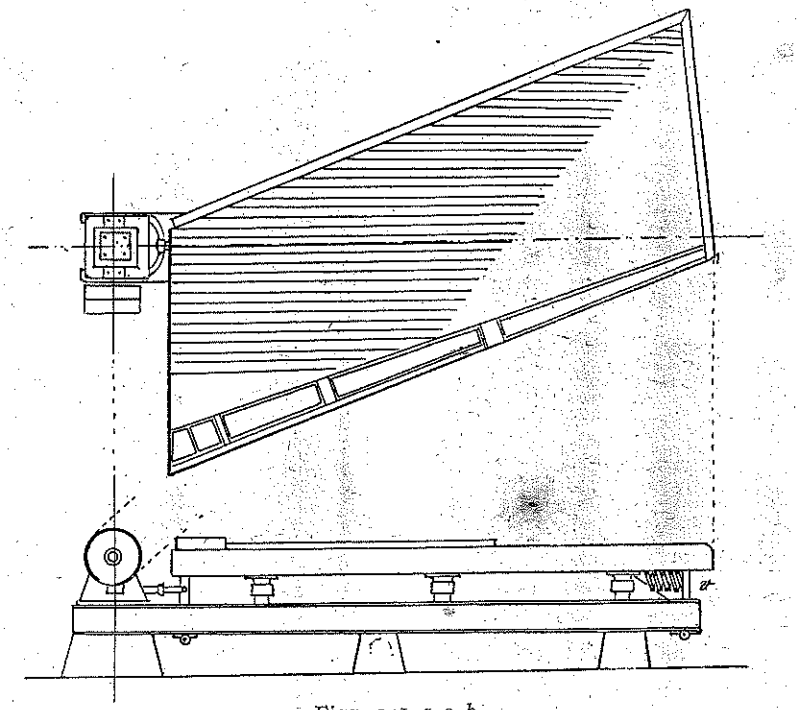
Fig. 240.

Più profonde sono le riffles, più si mantiene addensata la torbida e minore è l'angolo di obliquità dell'avanzata della torbida stessa. L'opposto avviene per zone a riffles basse, poichè queste permettono il più facile espandersi della torbida su un campo più largo.

Tenendo conto di questi fatti e nell'intento di meglio utilizzare il piano di lavoro, la cui area nella Wilfley è in parte inutilizzata, fu costruita la tavola « Deister-Overstrom ».

La *tavola Deister-Overstrom* è schematicamente rappresentata nelle figg. 241 *a* e *b*.

Il piano di lavoro ha la forma romboidale allungata con il lato corto verso la testata della tavola normale alla direzione del movimento che



Figg. 241 *a* e *b*.

avviene presso a poco secondo la diagonale del quadrilatero. Le riffles sono parallele a tale direzione.

Come nella Wilfley, ma con diverso dispositivo, l'inclinazione della tavola nel senso trasversale può essere variata durante la marcia.

L'apparato motore differisce da quello della tavola Wilfley ed è schematicamente rappresentato in sezione nella fig. 242.

L'albero motore *A* è nella sua parte mediana tornito eccentricamente (eccentricità *O*) onde con la biella *B* agisce sul perno *P* che mediante il tirante *T* comanda in *D* l'oscillazione del braccio *G* imperniato in *L* e che superiormente agisce in *R* sull'arresto *S* sottostante al piano della tavola il cui movimento è in relazione con una molla antagonista *v* (fig. 241 *b*),

posta sotto il piano di lavoro ed all'estremità di esso verso l'uscita dei concentrati. Il perno P mediante il pezzo I a doppio tegolo (è munito di scatola di grasso) contrasta col perno Q, che può subire degli spostamenti verticalmente dato che il pezzo E che lo porta può slittare sulla parte fissa verticale del banco e ciò agendo sulla vite V con la quale si può quindi fare variare l'intensità e l'ampiezza della scossa anche in marcia, come avviene nell'apparato motore della Wilfley.

Il numero delle vibrazioni varia secondo i casi tra 240 e 270 al minuto. La corsa oscilla per lo più tra 15 e 23 mm.

La forma della tavola e la disposizione delle riffles oltre all'aumentare (a parità di lunghezza e larghezza media) l'area effettiva di lavoro, trae partito dell'avanzata obliqua del materiale della torbida alla quale fu dianzi accennato, onde possono essere adottate delle riffles meno profonde il che fa sì che la torbida vi scorra formando un letto meno addensato, favorendo il lavoro di concentrazione e l'eliminazione dello sterile, per cui la quantità di veri misti da ritrattare è spesso notevolmente ridotta.

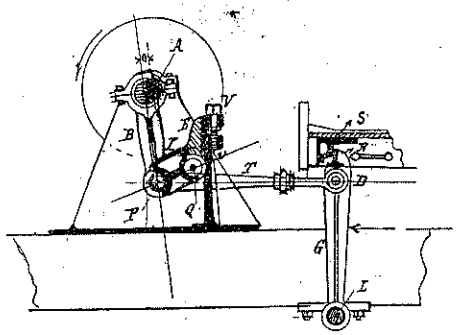


Fig. 242.

La forma e disposizione delle riffles è quella indicata nella fig. 241 *a*. Per il trattamento dei limi invece il piano di lavoro prende la forma della fig. 243, dove il piano di concentrazione è diviso in diverse zone da riffles di maggior larghezza verso la testata della tavola che vanno però rastremandosi e riducendosi man mano che si avvicinano alla zona liscia di lavaggio.

Le dimensioni del piano di lavoro di una tavola Deister-Overstrom per sabbie è di metri 4,20 × 2 ed ha una capacità di oltre 1 tonn. all'ora. Anche per quella destinata al trattamento dei limi (fino oltre 60 mesh) le dimensioni del piano di lavoro non mutano, ma la capacità si riduce a 5 o 600 kg. all'ora. La forza richiesta è di circa 1 HP.

Sono ottimi apparecchi e molti diffusi negli impianti moderni.

Tavola Butchart. — È una delle derivate della tavola Wilfley. Dello stesso tipo ne è l'apparato motore e la forma generale del piano di lavoro; il quale però è completamente occupato dalle riffles (fig. 244) la cui disposizione e forma ne differisce inoltre sostanzialmente, costituendo la caratteristica speciale dell'apparecchio al quale impartisce una maggiore potenzialità ed ottime qualifiche per la bontà del lavaggio.

Dall'alimentatore A (che fa parte del piano oscillante) la torbida scende espandendosi nella zona di deposito $a\ b\ c\ d$ dove avviene l'eliminazione delle acque fangose e delle parti più leggere. Gli elementi più densi vanno stratificandosi mentre avanzano entro le riffles, fino a penetrare lungo la linea diagonale $a\ b$ nella così detta zona di concentrazione $a\ b\ e\ f$. Qui la massa già preparata nella zona precedente incontra la corrente d'acqua chiara che scende in direzione opposta e che trascina con sè gli elementi degli strati superiori più leggeri, mentre gli elementi più densi, dato il loro maggiore peso, continuano la loro via risalendo le riffles fino a penetrare nell'ultima zona $e\ f\ m\ n$ che corrisponderebbe al piano liscio di lavaggio della Wilfley.

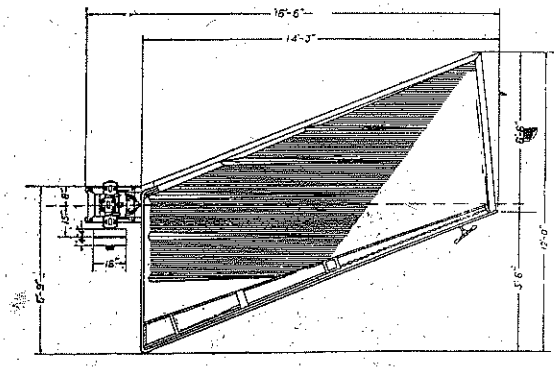


Fig. 243.

Per il fatto che nella zona di concentrazione $a\ b\ e\ f$ le riffles si espandono e non sono parallele al senso di oscillazione della tavola, ma rimontano leggermente verso il lato superiore di questa, si produce un'agitazione speciale che favorisce il depositarsi delle parti più dense e specialmente il liberarsi e lo scorrere via dei grani leggeri.

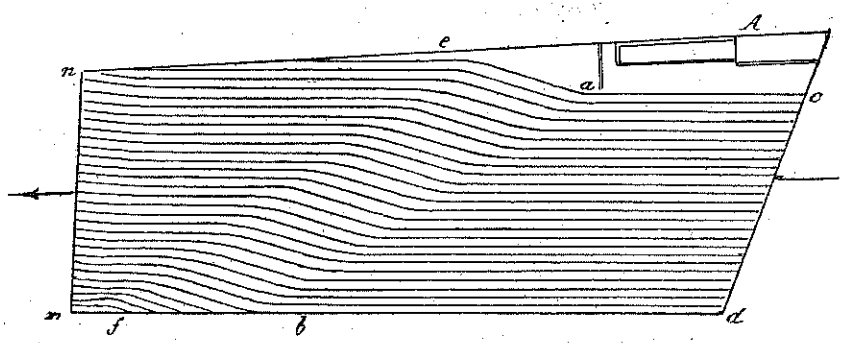


Fig. 244.

Tutta la massa così libera o quasi dalle sabbie sterili penetra nella zona $e\ f\ m\ n$ sensibilmente concentrata, ed avanzando e gradatamente percorrendo le riffles, si libera dei misti che sono raccolti verso l'estremo angolo inferiore della tavola, mentre i concentrati ricchi superando un'ultima inflessione delle riffles verso il lato superiore della tavola, vengono opportunamente raccolti lungo il lato $m\ n$.

Dato il suo modo di lavorare questa tavola permette la concentrazione della torbida senza classificazione preventiva o tutto al più dopo il suo semplice sfangamento che può farsi con un classificatore a draga o con un classificatore Dorr o altrimenti.

La capacità della tavola è così di molto aumentata tantochè dei quantitativi di oltre 3 tonn. all'ora sono talora raggiungibili con buoni rendimenti anche per torbide a grani fino a 3 mm.

All'aumento della potenzialità della tavola contribuisce naturalmente il fatto che tutta l'area del piano di lavoro è completamente utilizzata.

È attualmente uno degli apparecchi più diffusi negli impianti moderni.

Tavola Deister-Plat-O. — La fig. 245 dà una vista prospettica dell'apparecchio, di costruzione recentissima ed il cui uso va diffondendosi

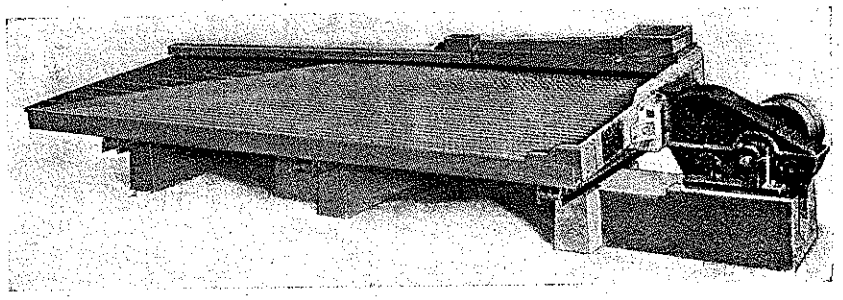


Fig. 245.

nei nuovi impianti (costruttori Deister Machine Company Fort-Wayne. Ind. U. S. A.), mentre la fig. 246 ne indica la disposizione del piano di lavoro che, insieme allo speciale apparato motore, costituiscono le caratteristiche del nuovo concentratore.

Il lavoro di lavaggio avviene in due aree parallele *C D* ed *E F* ed a diverso livello l'una dall'altra (fig. 247) e si compie precisamente in una vasta *zona di stratificazione e di prima concentrazione*, immediatamente sottostante all'alimentazione *A* della torbida, in un piano montante *C E* detto *piano di resistenza* le cui riffles guidano il materiale nel piano liscio di ultima concentrazione.

La differenza di livello tra il piano superiore di lavaggio e quello della prima zona varia fra 5 e 10 mm.

Le liste formanti le riffles hanno la forma e disposizione della fig. 248, ovvero quella della fig. 249 o ancora in casi speciali si adottano delle liste più larghe e scanalate con solchi a V come è indicato nella fig. 250.

Si ricorda che nel funzionamento di una tavola di concentrazione la risultante della forza agente longitudinalmente lungo le riffles e di quella trasversale dovuta alla corrente d'acqua che scende lungo il pendìo della

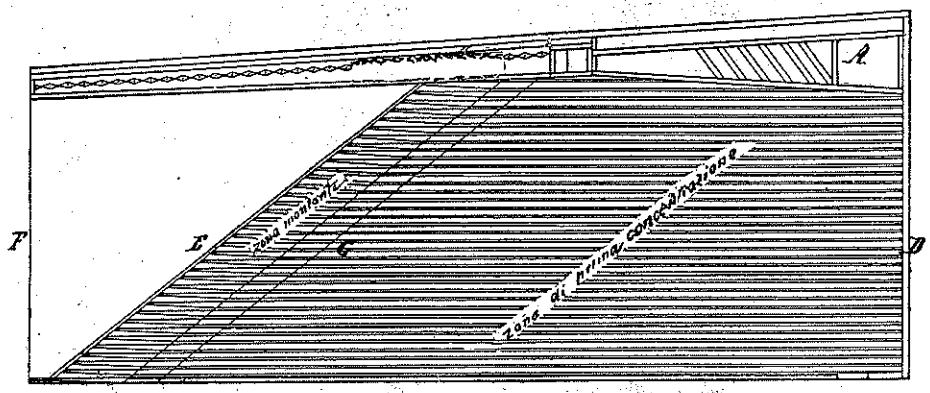


Fig. 246.

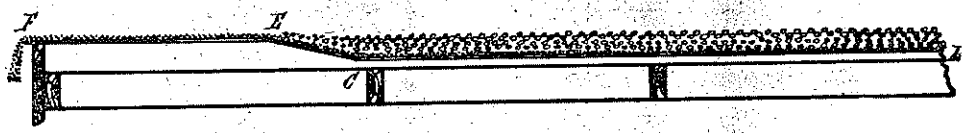
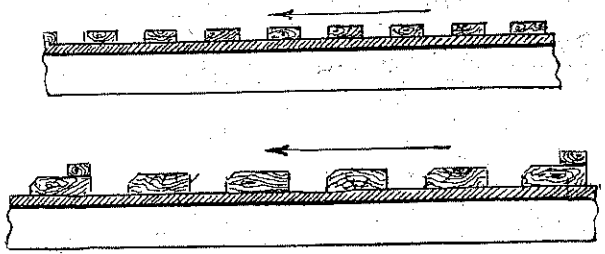


Fig. 247

tavola, induce nel materiale una certa tendenza ad avanzare addensandosi entro le riffles lungo una linea obliqua. È secondo questa linea obliqua che è stata disposta la zona di resistenza la quale forzando la torbida a



Figg. 248 e 249.

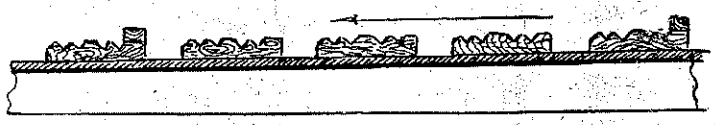
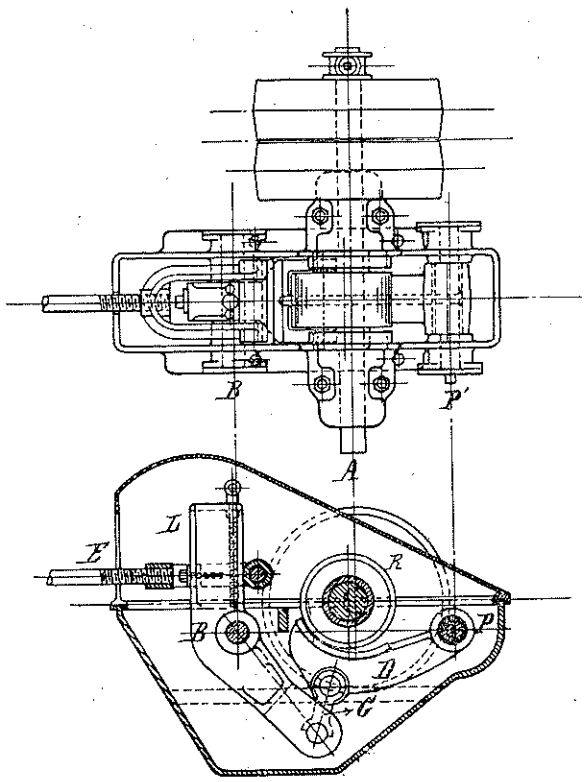


Fig. 250.

risalire il piano inclinato, agita ed apre il letto già in parte concentrato entro le riffles nella zona precedente e favorisce l'eliminazione delle particelle sterili che si portano alla superficie.

Un'altra considerazione ha guidato nella disposizione ed ampiezza delle riffles. Posto che le scanalature o riffles comprese fra le liste deviano e guidano non solo il minerale, ma anche le sabbie sterili che gli sono mescolate, più sarà grande l'area totale dei canali (entro certi limiti), e maggiore sarà la percentuale di sabbia sterile trascinata in avanti e più sarà denso il letto che cammina nella linea obliqua di avanzata. Fu d'altra parte constatato quando il materiale è ad elementi grossolani che esso ubbidisce più facilmente alle oscillazioni differenziali del piano della tavola e si muove tanto rapidamente entro le riffles che un'efficace eliminazione della sabbia sterile per lavaggio non può avvenire che forzando l'inclinazione del piano di lavoro.



Figg. 251 e 252.

Facendo alquanto larghe le listine e piuttosto strette le riffles avviene, pare, un'eliminazione più efficace dai solchi delle sabbie sterili che si espandono in un esile letto sul piano di lavaggio, invece di accumularsi nelle riffles lungo la linea obliqua d'avanzata.

Le liste limitanti le riffles sono nella nuova tavola (come si disse) delle striscie piuttosto ampie di legno piane o corrugate, distanziate sul piano della tavola in modo da lasciare fra loro dei canali piuttosto stretti, destinati a trascinare quasi il solo minerale, con conseguente spostamento dello sterile. Questo spostamento della ganga permette al letto della torbida di scorrere rapidamente e di assumere un quasi uniforme spessore sull'area della zona primaria di concentrazione della tavola.

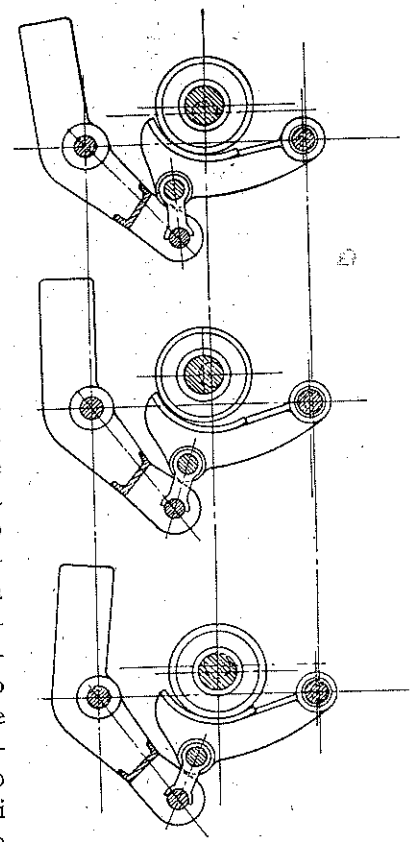
Ne consegue uno stratificarsi del minerale e della ganga in un insieme più sciolto, invece di un addensamento in una massa (poco favorevole

alla concentrazione) che si sposta obliquamente attraverso il piano della tavola, come avviene spesso quando questa è munita di listine alte e strette con spazi relativamente ampi fra loro.

L'apparato motore differisce notevolmente da quelli delle tavole precedentemente esaminate. L'organo principale ne è l'albero a gomito A (eccentricità 23 a 25 mm.). Esso gira in due cuscinetti che fanno parte integrale della custodia o carter e porta esternamente ad un estremo le pulegge fisse e folle e internamente un rullo R che gira folle (figg. 251 e 252).

L'altro organo è composto di tre parti: una leva a due bracci L imperniata sull'alberetto B: un braccio D oscillante col suo occhio d'estremità sulla parte eccentrica di un perno P, e una bielletta o tegolo C, che collega a snodo la leva L ed il braccio D, come si vede nelle figure.

Nella posizione della fig. 253 *a* la tavola è al suo punto di partenza, ossia in momento istantaneo di riposo. La rotazione dell'albero A, in virtù anche della reazione della molla di estremità che tende a richiamare la tavola verso sinistra (ossia verso la sortita dei concentrati) mette successivamente la leva L ed il braccio D nelle posizioni indicate nelle figg. 253 *b* e *c*, producendo l'avanzata della tavola con moto progressivamente accelerato. La fine brusca della corsa ed il brusco rovesciamento del senso del movimento generano l'avanzata dei grani giacenti sulla tavola e sulla quale essi ricadono mentre la tavola retrocede di moto ritardato comprimendo la molla d'estremità.


Figg. 253 *a*, *b* e *c*.

L'alberetto P nella parte che fa da perno all'oscillazione del braccio D ha una marcata eccentricità rispetto all'asse dei due cuscinetti in cui girano i suoi estremi, eccentricità che può essere mantenuta fissa al grado voluto, e che può essere aumentata o diminuita anche durante la marcia agendo con un'apposita chiave sull'estremità P del perno che sporge dalla custodia dell'apparato motore.

Variando l'eccentricità dell'alberetto P il braccio D può subire degli

spostamenti in avanti e indietro producendo un aumento o una diminuzione dell'intensità della scossa a seconda che l'eccentricità è rivolta verso la tavola o verso l'esterno. Mutando poi l'eccentricità dell'albero principale, e le lunghezze delle leve e dei bracci, l'intensità della scossa può essere variata e adattata a qualunque caso pratico.

La lunghezza della corsa si può variare facendo scorrere in su e in giù la biella *E* che unisce l'apparato motore al telaio della tavola, entro le due feritoie esistenti nel ramo superiore della leva *L* e nel pezzo di attacco del telaio della tavola stessa. Mandando e fissando più in alto la biella *E* la corsa aumenta.

La parte inferiore della base e custodia dell'apparato motore funziona come un carter che è riempito d'olio fino al livello dei perni *P* e *B*. I cuscinetti dell'albero principale hanno lubrificazione ad anelli.

Un dispositivo molto semplice permette di aumentare o diminuire anche durante la marcia, l'inclinazione della tavola nel senso trasversale.

La sottostruttura solidissima e rinforzata ricorda quella del piano di lavoro della Wilfley. La tavola è fatta per lo più con legno di cipresso: la copertura è di linoleum e le liste per le riffles sono per lo più di legno duro.

Questo concentratore è costruito in tre tipi:

	Capacità tonn.	Giri	Corsa mm.
Per grani fino a 4 mm. (Rougher)	2÷5	250	20÷25
Per sabbie fini fino a mm. 0,60 (Sand-table)	1÷2	275	18÷22
Per schlamms fino a 80 mesh (Slime-table)	½÷1	290	15÷18

La tavola assorbe da $^3/_4$ a 1,5 HP e richiede da 20 a 30 litri d'acqua al minuto. È bene che la torbida non contenga più del 35 % di sostanza solida.

Tavola Kraut. — Questo ottimo apparecchio (costruito in Italia dalla Società Italiana Ernesto Breda di Milano) è rappresentato nel suo insieme in veduta prospettica dalla fig. 254 ed è reputata fra le migliori per la sua efficienza dovuta in massima parte al suo apparato motore, di recente perfezionato.

Il complesso della tavola è, come si vede, montato su due lungheroni mediante i quali tutta la macchina è fissata con bolloni di fondazione su tre blocchi di cemento: disposizione questa comodissima in ogni circostanza.

L'apparato motore è rappresentato in sezione nella fig. 255 e, come si vede, ricorda un po' quello della prima tavola Deister-Overstrom, ma molto perfezionato e completato dalla sua unione diretta alla molla antagonista e dall'essere tutto il suo insieme compatto rinchiuso in un carter nel quale il tutto lavora nell'olio e che è rigidamente fissato con bolloni

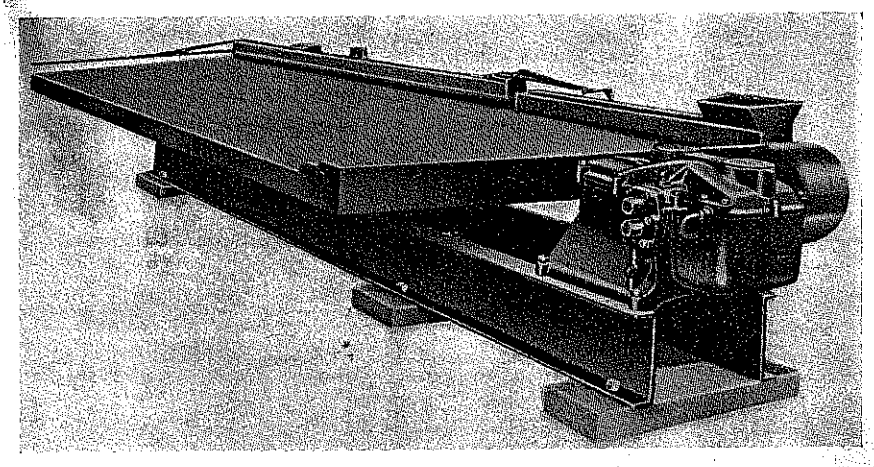


Fig. 254.

ai longheroni di base. I cuscinetti dell'albero a gomito, il blocco di spinta ed il pezzo di collegamento sono lubrificati a pressione mediante pompa speciale azionata da una delle estremità dell'albero motore.

Sul coperchio del carter esistono due aperture, una delle quali rende accessibile la molla e l'altra permette di regolare l'ampiezza delle oscillazioni.

Nella fig. 256 è tolta la tavola di lavoro e vi si vedono i quattro mezzi cuscinetti entro i quali durante la marcia, slittano quattro corrispondenti appoggi esistenti nella parte inferiore del telaio metallico del piano di lavoro.

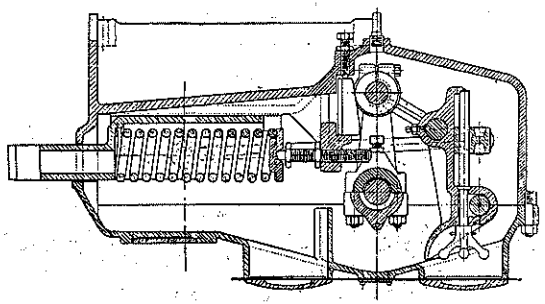


Fig. 255.

Ognuna delle due coppie di cuscinetti-slitta *O* è portata da un giogo *G* solidale con un settore che penetra in una guida sottostante che ha fondo circolare corrispondente alla curva dell'orlo inferiore del settore. Girando il volantino *V* si può imprimere (mediante gli opportuni ruotismi) una leggera rotazione — anche durante la marcia — ai due gioghi, collegati dall'asta *A* variando così l'inclinazione della tavola.

Il piano di lavoro in legno su leggera ma solida armatura metallica, è indeformabile e ricoperto di linoleum sul quale i listelli formanti le sca-

nalature sono fissati con intervalli e disposizioni adatte alla natura del minerale da concentrare.

La cassetta d'alimentazione è unita alla tavola, mentre il canale distributore dell'acqua è indipendente ed è sorretto dai bracci *b*.

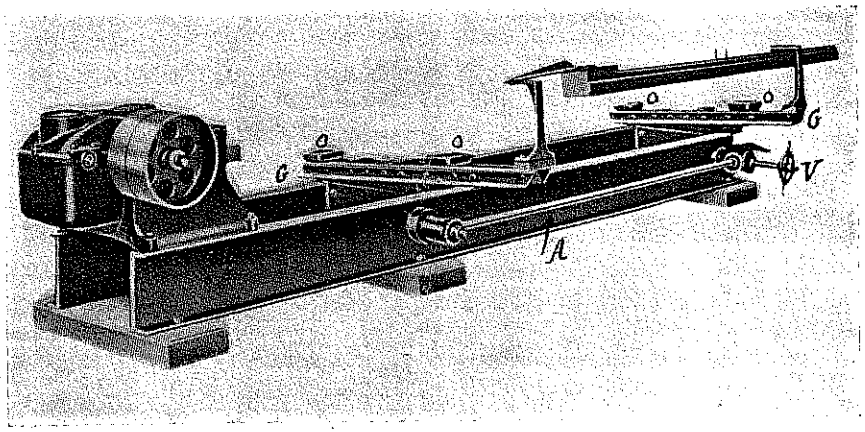


Fig. 256.

Tavola Fraser e Chalmers. — Di costruzione recentissima, questa macchina è a funzionamento elettromagnetico ed il suo apparato motore (salvo opportune modificazioni dell'interruttore in relazione col lavoro da compiere) è del genere e natura del vibratore descritto nel Capitolo VIII a proposito del vaglio vibrante.

La nuova tavola è rappresentata in veduta prospettica nella fig. 257 e, come si vede, il suo piano di lavoro è sorretto da una serie di stecche o molle piuttosto corte e fissate ai lungheroni del telaio di base.

La sua corsa e la natura delle scosse è regolabile anche in marcia, agendo su un volantino non visibile nella figura.

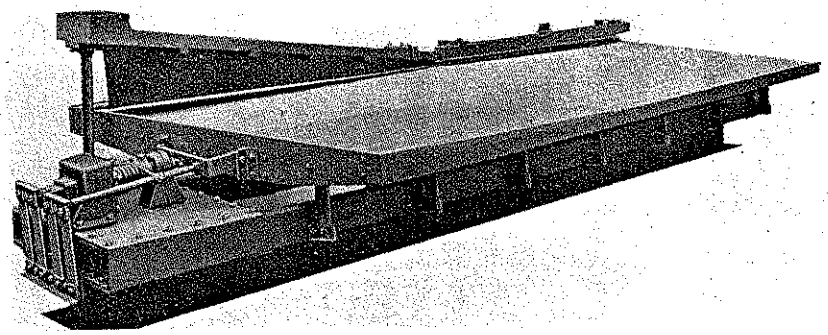


Fig. 257.

Mancando ancora altri dettagli in merito, si può tuttavia fin d'ora prevedere che, dato il principio al quale essa si informa, e l'alta velocità con corse molto ridotte che essa consente di realizzare con tutta sicurezza, questa tavola potrà rendere dei segnalati servizi per la concentrazione delle classi finissime.

Tavola Sanna a più piani. — Le tavole per il trattamento delle sabbie fini e degli schlamms sopra descritte sono formate da un piano unico di lavoro e quindi il trattamento di tutta la torbida che le alimenta avviene sotto il regime di un solo angolo d'inclinazione.

Ora per quanto possa essere accurata una classificazione per equivalenza essa non è mai perfetta e l'esperienza insegna che il materiale fino che esce da uno qualunque dei classificatori idraulici contiene per trascinamento diverse classi di grani ciascuna delle quali, perchè le particelle di materia utile potessero isolarsi dalla massa sterile e dai grani misti, richiederebbe un regime speciale di funzionamento della tavola che le riceve.

Gli è perciò che in una tavola qualunque ad un solo piano accade inevitabilmente che dei grani ricchi fini sono trascinati dal velo d'acqua trasversale cogli sterili, costituendo una vera perdita, ed altri pure essendo portati avanti in virtù dei solchi o striature longitudinali del piano di lavoro, non arrivano all'estremo della tavola ma vanno nella categoria dei misti i quali richiedono di essere ripassati su altro apparecchio, o che sono riportati sullo stesso piano di lavoro mediante una piccola ruota elevatrice: sistema questo di discutibile efficacia, poichè la stessa categoria di grani rientra sotto lo stesso regime di trattamento che ad essa ha dato origine.

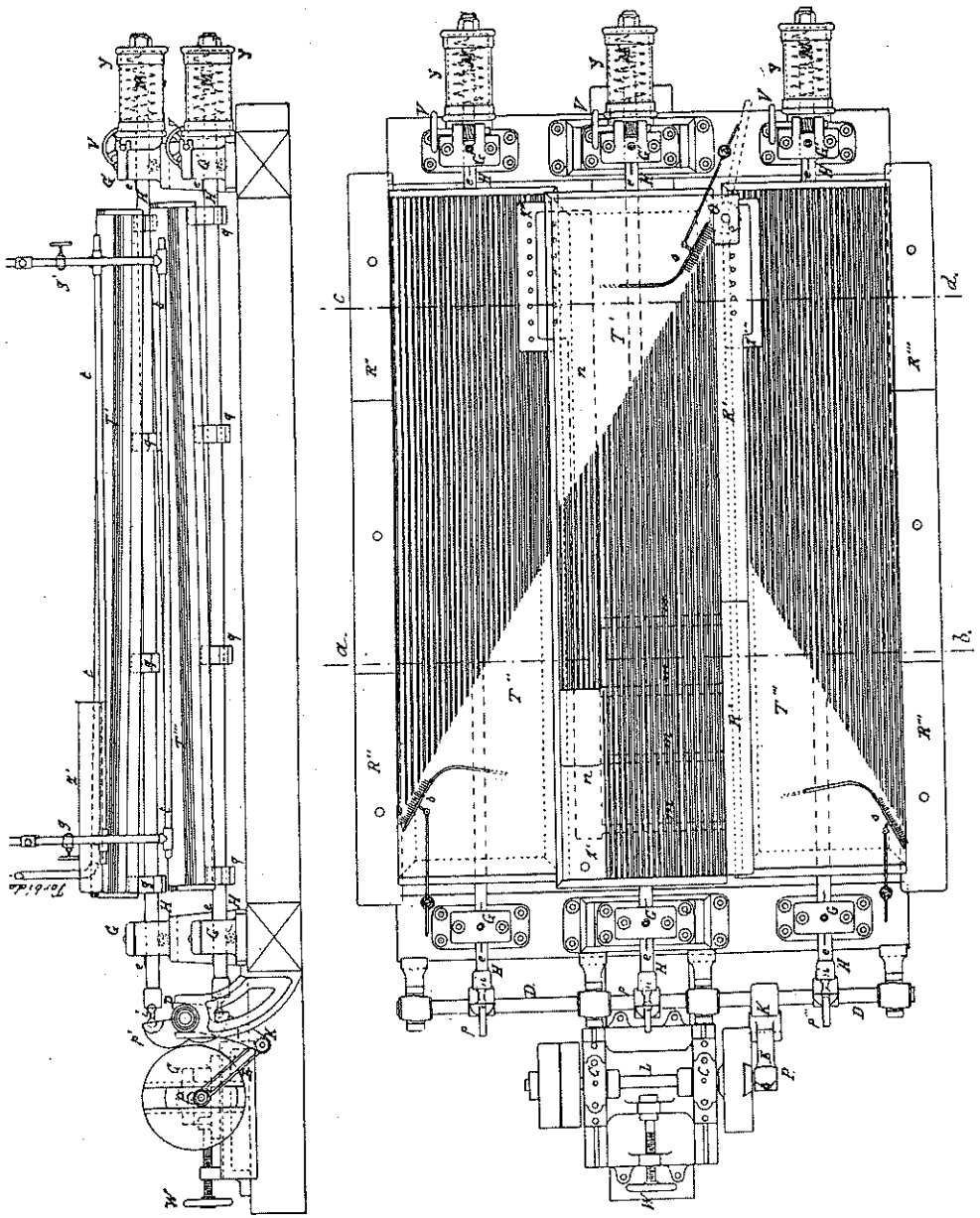
La *tavola compound*, o tavola a più elementi indipendenti, fu ideata allo scopo di diminuire quanto è possibile gli inconvenienti accennati, sottoponendo la torbida ad un trattamento progressivo e più razionale.

Essa malgrado ciò non ebbe che qualche applicazione localizzata e la si vuole ricordare tuttavia appunto per il principio che la informa e che potrebbe esser ripreso in considerazione.

L'apparecchio, come si vede dalle figg. 258 *a* e *b* che la rappresentano in pianta ed elevazione, è composto di tre tavole indipendenti di circa m. 2,50 di lunghezza per m. 0,70 di larghezza, delle quali la centrale è ad un livello più alto delle altre due.

Un'intelaiatura formata da un grosso trave longitudinale e da due traverse, solidamente uniti, formano la base di tutto l'apparecchio, che può essere facilmente fissato su travatura e su fondazione in muratura.

Alla testata del trave longitudinale è fissato l'apparato motore a glifo ed a corsa variabile che comunica il moto differenziale all'albero *D*, il quale mediante tre palmole *p* con unione a snodo sferico, comanda le tre aste *H* che portano le tavole *T*.



Figg. 258 *a* e *b*.

Le aste slittano in movimento di va e vieni in cuscinetti girevoli entro i supporti *G G'*, dei quali questi ultimi (*G'*) hanno dispositivo speciale a vite perpetua che consente la variazione d'inclinazione indipendente di ogni tavola, agendo sui volantini *v*. I supporti portano anche l'appoggio delle molle antagoniste che mantengono serrato il contatto fra le aste e le palmole.

La disposizione delle palmole è tale per cui, mentre la tavola superiore *T'* avanza con moto ritardato le altre due retrocedono con moto ritardato e viceversa. Data la frequenza delle oscillazioni (da 280 a 350 al minuto) i grani che dal suo distributore arrivano alla tavola, convenientemente inclinata, avanzano e mentre i più densi raggiungono l'estremo della tavola e sono evacuati, il resto della torbida da opportune grondaie comandate dalle tavole stesse portano il misto relativamente ricco alla tavola *T''* ed il resto alla tavola *T'''* ed ognuna di esse dà un proprio prodotto.

All'estremo di ognuna delle tavole un finissimo spruzzo d'acqua spostabile ed inclinabile a volontà permette di isolare e guidare alla evacuazione il prodotto ottenibile.

Si dà ad ognuna delle tavole le quantità d'acqua che meglio si confanno alla natura del minerale che riceve il che è facile data l'indipendenza delle tre tavole.

CAPITOLO DODICESIMO

CONCENTRAZIONE DEI MINERALI PER FLUTTUAZIONE (1)

È noto che la maggior parte dei solfuri metallici ridotti in esili particelle, hanno una gran tendenza a galleggiare sull'acqua, il che nella concentrazione dei minerali con procedimenti gravimetrici è fonte di perdite — spesso assai notevoli — di metallo per trascinamento.

I trattamenti dei minerali per fluttuazione utilizzando invece tale fenomeno lo provocano, lo attivano (arrivando a produrlo anche in minerali lapidei), onde arrivare alla separazione, per successivi galleggiamenti, degli elementi di minerali complessi.

Si vorrebbe far risalire i primi accenni a rudimentali tentativi di trattamenti per galleggiamento agli ultimi anni del secolo scorso: ma effettivamente solo all'inizio di questo secolo il fenomeno cominciò ad avere applicazioni industriali, che andarono progressivamente e rapidamente perfezionandosi e diffondendosi, in proporzioni tali che ora può dirsi che attualmente circa l'85 % dei minerali scavati nel mondo sono sottoposti per il loro arricchimento a trattamenti di fluttuazione.

È pertanto interessante ed istruttivo il seguirne l'evoluzione e lo sviluppo.

Il Potter nel 1891 e quasi contemporaneamente il Delprat avendo

(1) Nella grande *Enciclopedia* del TRECCANI, ha avuto la sua sanzione il vocabolo *fluttuazione*, adottato da chi scrive nel 1911 insieme al verbo *fluttuare* (italianissimi entrambi) in sostituzione dei due vocaboli *flottare* e *flottazione*, vero neologismo il primo e termine puramente marinaresco l'altro, introdotti non si sa come nella nostra lingua e — per consuetudine invalsa — ancora largamente in uso attualmente. Il verbo *flottare* infatti non si trova in nessuno dei vocabolari italiani, quali quelli del Fanfani, del Pedrocchi, del Melzi ed in quello del Tommaseo, il quale specifica inoltre chiaramente la equivalenza del termine *fluttuazione* al galleggiare ondeggiante di un corpo sull'acqua, includente cioè i due termini del galleggiamento e del moto, che contraddistinguono il comportamento delle schiume galleggianti nelle *celle di fluttuazione*.

osservato che questa tendenza delle particelle a galleggiare era di molto aumentata quando esse sono messe in una soluzione acida diluita, ne dedussero un metodo affatto nuovo di trattamento per certi solfuri e specialmente per la separazione della blenda dalle sostanze a cui può essere commista.

Il principio su cui si fondava il nuovo processo può enunciarsi in questi termini:

Quando certi solfuri metallici (e qualche altra specie minerale) ridotti in grani abbastanza fini e non troppo discosti nel volume loro sono immessi in una soluzione acida diluita si formano delle bollicine di gas le quali aderendo alle particelle di solfuro, e non a quelle delle matrici, producono l'ascensione delle prime in seno al liquido mentre le altre cadono al fondo del vaso. Se si scalda la soluzione acida la forza ascensionale delle particelle aumenta.

Quando poi le particelle ricche arrivano alla superficie del liquido, a poco a poco le bollicine del gas, che quasi le avvolgevano e davano loro l'impulso a salire, vanno scoppiando ed i piccoli grani e le lamelle si depositano.

Se quindi la superficie superiore del liquido assume la forma di una corrente orizzontale continua che trascini la particelle in sospensione e che vada ad espandersi in una cassa di deposito, si potranno raccogliere i solfuri ricchi e la separazione sarà fatta.

L'azione della soluzione sulle diverse sostanze varia col variare dell'adesione di esse rispetto al liquido. Le sostanze che — come la blenda, la molibdenite, la stibina, le piriti, la galena (purchè finemente macinata), ecc... — hanno una debole adesione, non sono bagnate dal liquido acido e sono quindi facilmente spinte in su dalle bollicine gassose. Le ganghe invece che hanno forte adesione col liquido sono da esso bagnate e cadono.

Si ritenne dapprima che il gas che si produceva durante l'operazione fosse dell'idrogeno solforato proveniente dall'attacco dei solfuri; ma le ricerche fatte al riguardo dal prof. Huntington hanno poi dimostrato che il gas che si sviluppa non è dell'idrogeno solforato ma dell'anidride carbonica la quale proviene in parte dall'attacco della calcite (se questa è una delle ganghe) ed in parte dall'attacco di tenuissime patine di carbonati i quali si producono per alterazione superficiale delle particelle dei solfuri.

Nel processo Potter si usava una soluzione dal 2 al 10 % di acido solforico: nel processo Delprat una soluzione di solfato acido di potassio (SO_4KH). In entrambi i casi si operava a caldo con temperatura di circa 100° nel primo metodo e di circa 88° nel secondo.

L'apparecchio praticamente usato dal Potter per il trattamento delle blende era uno spitzkasten a più compartimenti, foderato di piombo e nel quale la soluzione acida calda arrivava verso il fondo: le così dette *schiume*, che contenevano talora l'80 % dello zinco del minerale, sfiora-

vano ed erano trascinate via nelle casse di raccolta, mentre lo sterile affondava ed era evacuato.

Il concentrato zincifero era in certi casi ancora arricchito su tavole.

Il materiale trattato era composto di grani minori di ½ mm.

Il consumo d'acido ascendeva a circa 15 kg. per tonnellata.

L'apparecchio Delprat constava di un *separatore* o spitzkasten a due punte o tasche *C* e *D* (fig. 259) di legno che era rivestito di piombo. La prima tasca *C* è a fondo chiuso; la seconda è più profonda ed ha un tappo speciale che consente di regolare l'evacuazione dei rifiuti. La soluzione acida pre-

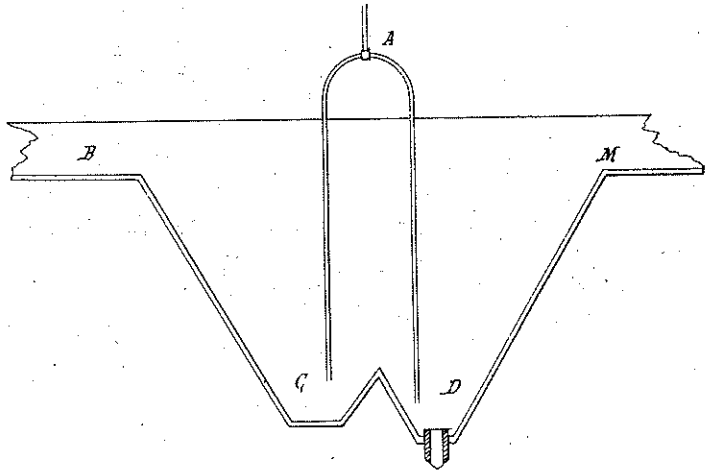


Fig. 259.

viamente scaldata mediante vapor d'acqua, arrivava nell'apparecchio dal tubo biforcato *A* fin quasi al fondo, mentre la torbida a grani minori di ½ mm. giungeva in modo continuo da *B*. La tasca *C* — che era vuotata di tanto in tanto — serviva per trattenere i grani più grossi o pesanti che fossero eventualmente mescolati col materiale da trattare. Gli sterili sortivano dal tappo forato della seconda tasca *D* per essere automaticamente portati via. L'efflusso della soluzione acida era regolato in modo da produrre in *M* la corrente necessaria per portar via le *schiume* e guidarle in appositi bacini di decantazione, dove le particelle ricche si liberavano dal gas e si depositavano. Il deposito era in seguito lavato ripetutamente per eliminare i solfati. Una di queste casse trattava circa 2 tonnellate all'ora.

La più importante applicazione pratica di questo nuovo processo di concentrazione fu quella fatta alla Proprietary, una delle più importanti miniere della regione di Broken-Hill (Australia) per completare il trattamento meccanico in due grandi impianti capaci di elaborare 2000 tonnellate

al giorno di un minerale misto molto argentifero formato da un miscuglio assai intimo di solfuri di piombo e zinco con pirite, calcopirite e ganghe di granati, calcite, siderose, rhodonite (carbonato di manganese) e rhocrisite (silicato di manganese).

Quasi contemporaneamente alla scoperta dell'azione favorevole al galleggiamento delle particelle dei solfuri metallici, prodotta dal mettere queste ultime in una soluzione acida, nasceva un altro processo per fluttua-

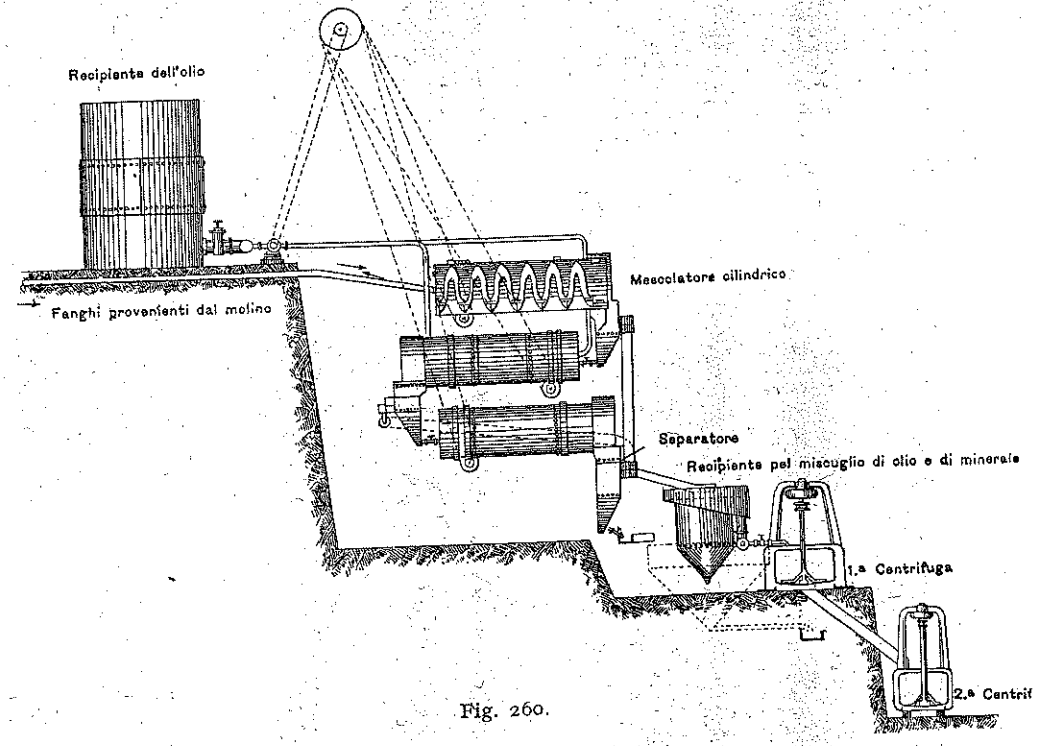


Fig. 260.

zione basato sul fatto che gli olii e specialmente gli olii pesanti aderiscono alla maggior parte dei solfuri metallici triturati finissimi favorendone il galleggiamento, mentre non si attaccano nè ai silicati, nè al quarzo, nè alla baritina, nè alla calcite, nè al ferro spatico, ecc.

La scoperta del principio ora esposto fu dovuta ad un caso fortunato successo in una laveria che era stata costruita presso Dolgelley (contea di Galles) onde trattare i minerali di rame della miniera di Glasdir, e che dava pessimi risultati specialmente perchè, avendo le piriti una gran tendenza a ridursi colla macinazione in lamelle esilissime si avevano delle perdite enormi per trascinamento di queste coll'acqua. Un giorno essendosi ingorgato in quella laveria uno spitzkasten ed avendovi un operaio per

strapparlo immersa la mano che in quel momento egli aveva unta d'olio, la ritrasse completamente coperta di piccole lamelle di pirite: questo fatto nuovo attirò l'attenzione di F. E. Elmore il quale studiando il fenomeno con svariate e ripetute esperienze, potè stabilire in modo certo la proprietà che hanno le sostanze grasse, e specialmente gli olii minerali, di aderire alle lamelle di molti solfuri e non a quelle delle ganghe.

Ne nacque subito il primo processo Elmore che fu applicato tosto a Glasdir-mine in un impianto capace di trattare 50 tonnellate al giorno e la cui disposizione generale è indicata in sezione nella fig. 260.

Il materiale cuprifero era prima frantumato e ridotto in grani minori di 1 mm. per successivo passaggio in cilindri e molini Huntington. La torbida attraversava quindi una serie di tre rimescolatori cilindrici muniti di spirale interna di trasporto e di cassette elevatrici per innalzare e far ricadere il materiale onde portar bene a contatto le particelle della torbida coll'olio pesante che mediante un tubo si faceva arrivare nel primo rimescolatore in quantità sufficiente da un recipiente sovrastante.

Il liquido coll'olio passava quindi in spitzkasten nei quali l'olio colle particelle metalliche da esso bagnate sfuggivano dallo sfioratore, mentre l'acqua e le matrici venivano evacuate dal bacino di fondo.

L'olio col minerale — dopo separazione in altro recipiente apposito da un po' di liquido e sterile che lo aveva seguito nella sortita dallo spitzkasten — era ripreso da due apparecchi successivi speciali a forza centrifuga, nei quali per la forte velocità di rotazione l'olio scolava fuori dalla parte alta dell'apparecchio e cadeva in un recipiente dal quale una piccola pompa lo rimandava al recipiente superiore per rientrare in circolazione. Le piriti invece si depositavano sul fondo e sulle pareti della centrifuga dalla quale si toglievano di tanto in tanto in pochi minuti con una corrente d'acqua. Il consumo d'olio saliva spesso a circa 10 litri per tonnellata.

Mentre il materiale trattato aveva un tenore medio di:

Cu = da 1 a 1,5 %
Ag = da 20 a 30 gr. per tonn.
Au = 2,5 gr. per tonn.

il prodotto ottenuto aveva il tenore medio seguente:

Cu = 10 %
Ag = 250 gr. per tonn.
Au = 25 gr. per tonn.

Il nuovo processo, perfezionandosi sempre più arrivò al sistema di fluttuazione a vuoto (Vacuum-Flotation-Process) nel quale erano com-

binati gli effetti delle due scoperte del Potter e di Elmore con l'azione aspirante di una atmosfera rarefatta.

Il nuovo processo Elmore si basava quindi sui seguenti principii:

1° Se in un miscuglio convenientemente agitato d'acqua e di minerale, costituito da solfuri metallici e ganghe finamente triturato, si fa arrivare dell'olio, questo aderisce alle particelle metalliche e ne favorisce il

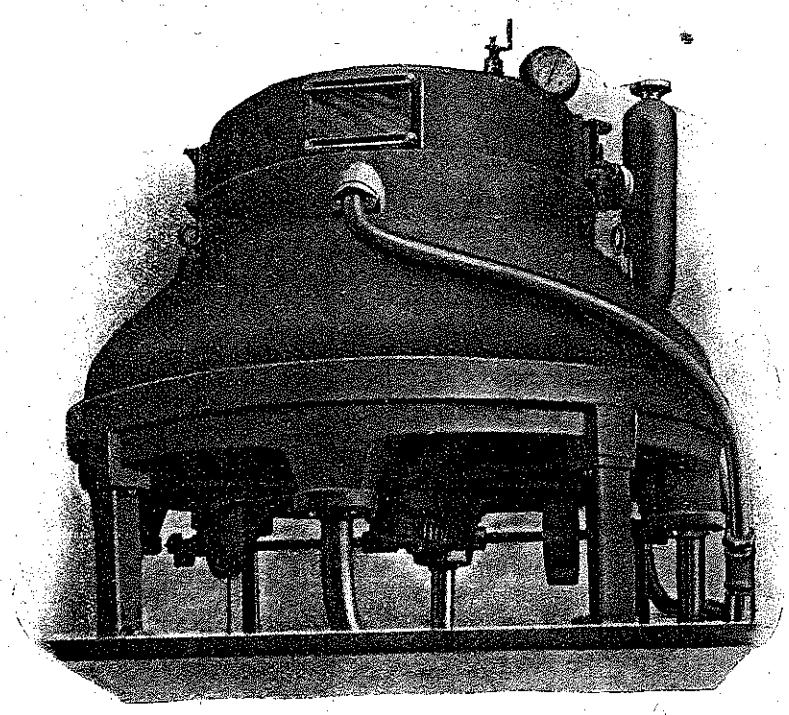


Fig. 261.

galleggiamento, mentre non ha nessuna azione sulle ganghe rocciose che non bagna.

2° Quando la superficie di un liquido è sottoposta ad una pressione minore di quella dell'atmosfera l'aria ed i gas che sono disciolti nel liquido se ne sviluppano in tutto o in gran parte.

Le parti essenziali dell'apparato che doveva applicare questi principii erano adunque: il *rimescolatore* per preparare l'emulsione oleosa e, se occorre, leggermente acida, ed il *separatore* o apparecchio nel quale le parti rocciose possano depositarsi e separarsi dalle particelle metalliche, le quali per contro tendendo a galleggiare si elevavano aiutate in questo moto ascendente dal vuoto che si produceva nel separatore stesso.

Il *separatore* è rappresentato chiaramente dalla fig. 261 che ne dà una veduta prospettica e dalla fig. 262 che ne è una sezione schematica.

La torbida convenientemente preparata saliva mediante il tubo T nell'interno ed al centro del separatore e lo riempiva chiamatavi dal vuoto che in esso era praticato mediante una pompa il cui tubo aspirante g era al sommo della campana. Nell'interno di questa e sul fondo leggermente conico di essa, giravano dei bracci dentati L ai quali il movimento era dato da una vite perpetua ed ingranaggio M dall'alberetto esistente all'esterno ed al disotto della campana. Il movimento di questi bracci mentre rimescolando il materiale che tende a depositarsi facilitava il liberarsi delle particelle metalliche stesse che fossero ancora impigliate fra i grani sterili, permettendo loro di risalire, tendeva al tempo stesso a spingere la parte sterile verso i tubi di sortita a, che (ordinariamente in numero di tre) erano ripartiti sul fondo del canale circolare esistente alla periferia della base del cono.

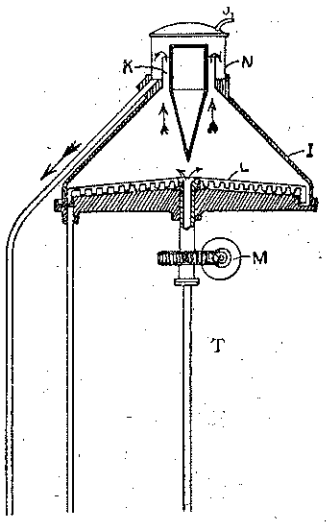


Fig. 262.

La quantità totale di torbida che esciva dai tubi a essendo un po' minore di quella che arrivava nella campana dal tubo adduttore T, la superficie del liquido sulla quale galleggiavano le particelle metalliche e le bollicine di gas che se ne staccavano sgorgava attorno al bordo anulare K e andava via in corrente continua mediante due tubi v diametralmente opposti — ma che si riunivano in uno solo — trascinando con sè nella cassa di deposito le particelle metalliche.

Il tubo adduttore T aveva una lunghezza di 8 a 10 metri, mentre quelli di evacuazione erano un po' più lunghi e le loro estremità si addentravano sotto il livello dell'acqua contenuta nelle casse di deposito, formando così giunto idraulico. Ne risultava che il tubo d'arrivo da un lato e quelli di evacuazione dall'altro formavano rispettivamente il braccio corto ed il braccio lungo di un sifone, onde se l'alimentazione della torbida era regolare si aveva una evacuazione continua, automatica e gratuita, nè occorreva per tutto l'insieme che la tenue forza motrice (da 2 a 2,5 cavalli) richiesta dal rimescolatore, dai bracci mobili del separatore e dalla pompa adibita a mantenere il vuoto nella campana.

Mentre il rimescolatore era per lo più di legno, il separatore era di metallo ma l'involucro che avvolgeva la corona anulare K d'evacuazione

dei concentrati era munito nella parte superiore di finestre di vetro spesso, le quali permettevano di sorvegliarne l'andamento. Un vacuometro controllava di continuo il vuoto che la pompa produceva nella campana.

L'apparecchio non richiedeva fondazioni o travature straordinarie d'appoggio, poichè i bracci dell'agitatore non facevano che una o due rivoluzioni al minuto. L'albero del rimescolatore ne faceva 30 a 40.

Un *separatore* come quello della fig. 260, di circa m. 1,50 di diametro era capace di trattare circa tonn. 1,5 di materiale all'ora.

La quantità d'olio occorrente oscillava dai 2 ai 5 kg. per tonnellata trattata a seconda della natura del materiale.

Il Vacuum-Flotation-Process ebbe a suo tempo parecchi ed importanti applicazioni specialmente a Broken-Hill in vasti impianti per la concentrazione dei misti poveri (tailings) di blenda e galena; in Svezia (a Saxberget) per misti blendosi; a Tywamhaile Mine (Inghilterra), a Sectiljelma (Norvegia), a Delcoath Mine (Cornovaglia), a Telemarken (Norvegia), per minerali di rame, ecc.

Quasi contemporaneamente al Vacuum-Flotation-Process (1904), qualche applicazione fu fatta di un altro procedimento inventato dal Macquisten, che eliminando qualunque agente fisico o chimico otteneva nel suo apparecchio la fluttuazione dei solfuri metallici su una massa d'acqua mentre le ganghe andavano a fondo, in virtù del diverso modo di reagire dei solfuri stessi e delle ganghe contro la tensione superficiale del liquido ed in virtù dei fenomeni di capillarità che si producono nel contatto fra solidi e liquidi.

È noto che gli atomi delle varie sostanze non sono che aggruppamenti di cariche elettriche elementari: l'atomo sarebbe costituito da un nucleo centrale contenente la carica positiva del sistema, e circondato da uno sciame di elettroni dal cui numero e dalla cui disposizione dipendono gran parte delle proprietà fisico-chimiche degli elementi.

Essi aggruppandosi fra di loro genererebbero le molecole che riunendosi senza toccarsi formerebbero i corpi costituiti dunque da masse elettromagnetiche onde si arriva così al concetto dell'unità della materia, della quale gli elettroni sarebbero gli elementi costitutivi primordiali.

In virtù della natura stessa degli atomi che le costituiscono fra le molecole o particelle elementari dei corpi si esercitano adunque delle attrazioni che agiscono solo a distanze piccolissime e che sono le cosidette forze molecolari, comprendenti la coesione e la adesione.

La prima si esercita fra le molecole di uno stesso corpo e da essa dipendono i tre stati di aggregazione dei corpi, la seconda si esercita fra le molecole di corpi diversi posti ad intimo contatto fra loro.

Due lastre di vetro da specchio, per esempio, l'una all'altra sovrapposte possono talmente aderire da lasciarsi piuttosto rompere che separarsi, e l'aderenza fra i due solidi non è da attribuirsi alla pressione atmo-

sferica perchè si verifica anche nel vuoto. I corpi immersi nell'acqua si ricoprono di un velo liquido in virtù dell'adesione. E fra i solidi ed i gas ha luogo la stessa adesione che si produce fra solidi e liquidi: infatti se si immergono una lastra di vetro e una lamina di metallo nell'acqua si vedono comparire alla loro superficie delle bolle d'aria: siccome in questo caso l'acqua non penetra nei pori della lastra e della lamiera, queste bolle non potrebbero provenire da aria contenuta nei pori e scacciata dall'acqua; quindi esse non possono essere dovute che ad un velo d'aria che ricopriva la lastra e la lamiera e la ricopriva (la bagnava) a guisa di un liquido.

Consideriamo una molecola in un corpo qualunque. La sua azione si estenderà efficacemente solo per una distanza piccolissima e la zona circostante entro la quale tale azione si esplica può chiamarsi la *sua sfera di attività molecolare* e comprenderà tutte le molecole che sono da essa influenzate e che la influenzano. Ne nasce una serie di forze attrattive che agendo in tutti i sensi si elidono nell'interno del corpo. Ma per le molecole che sono alla superficie una parte delle azioni efficaci viene a mancare, onde ne risulta una forza verso l'esterno, comune a tutte le masse di sostanze solide, liquide e forse anche gassose, che agisce alla loro superficie, che è parallela a questa e che tende a resistere alla rottura della superficie stessa della massa.

Il fenomeno è più chiaro e manifesto in un liquido. La sua superficie esposta all'aria ha una maggiore coesione delle molecole che il resto della massa liquida, poichè le molecole interne della massa si attraggono fra loro in tutti i sensi, mentre quelle della superficie non hanno attrazione dall'esterno onde si serrano maggiormente fra loro formando una specie di velo protettore, come se lo strato superficiale fosse costituito da una sottile membrana elastica tenuta in tensione e che oppone una certa resistenza a lasciarsi penetrare da particelle di piccolo volume.

A questa forza fu dato il nome di *tensione superficiale* e si manifesta in diversi fatti assai comuni. Così empiendo un bicchiere fino all'orlo, si forma, prima che il liquido ne cada, una superficie convessa più alta degli orli del vaso. Un ago sottile da cucire può galleggiare sull'acqua ad onta del suo peso specifico, purchè vi sia posato dolcemente e quando esso cade al fondo si vede che è prima la punta che scende perforando quella specie di strato o velo resistente dovuto alla tensione superficiale.

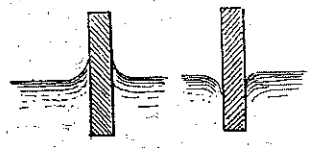
Se si immerge un pennello nell'acqua si vedono i suoi peli separarsi, mentre aderiscono fra loro quando lo si estrae dall'acqua: la membrana elastica superficiale tesa li circonda e li serra.

La tensione superficiale varia a seconda del liquido e del fluido che sono messi a contatto. Così la tensione superficiale fra acqua ed aria si riduce di più del 50 % se l'acqua viene inquinata dall'olio e anche se si eleva la sua temperatura.

Lo studio dei fenomeni ora ricordati, combinato con quello dei fenomeni capillari aiutano a farsi un'idea del come agiscono in certi casi le forze di adesione e di coesione che inducono a fare galleggiare ed a sommergersi le particelle di piccolo volume di diverse sostanze.

Gli effetti della capillarità sono assai svariati, ma in tutti i casi sono dovuti alla reciproca attrazione delle molecole del liquido ed a quella che si esercita fra queste molecole e quelle dei corpi solidi.

Tale è il fenomeno che qui si ricorda. Allorchè si immerge un corpo in un liquido di natura tale che lo possa bagnare, il liquido si solleva intorno al corpo solido, e la sua superficie cessando di essere orizzontale, prende una forma concava come lo mostra la fig. 263 *a*. Se al contrario il corpo immerso non è bagnato dal liquido, il liquido invece di elevarsi, si deprime e la sua superficie prende una forma convessa intorno al corpo immerso, come lo mostra la fig. 263 *b*.



Figg. 263 *a* e *b*.

Nel primo caso è l'acqua che sale, ossia che tenderebbe a fare immergere il corpo; nel secondo caso è l'acqua che va in giù e che tende a fare star su il corpo. Ora supponiamo di avere due minerali tali che siano in parte sommersi in un liquido, per il quale essi abbiano una diversa adesione; naturalmente il liquido tenderà ad innalzarsi a contatto della particella aderente (ossia bagnata) che andrà a fondo vincendo la tensione superficiale del liquido; mentre l'altra particella non aderente (ossia non bagnata) non avrà la stessa sorte e potrà galleggiare; a meno che la sua massa non sia tale da farle vincere la tensione superficiale del liquido.

Su questi fenomeni di attrazione o repulsione dovuti all'estrinsecarsi delle forze molecolari, per cui le particelle dei solfuri tendono a galleggiare sull'acqua, mentre quelle delle ganghe vincendo la tensione superficiale del liquido affondano, il Macquisten basò appunto la costruzione del suo apparecchio che è formato dall'insieme di diversi elementi come quello schematicamente rappresentato nella fig. 264.

Un tubo orizzontale di ghisa *A* di circa m. 1,80 di lunghezza e di m. 0,30 di diametro poggia su due supporti a collare *B*. Da un lato è chiuso da un fondo che non ha che un foro centrale per l'entrata del tubo che deve introdurre la torbida nell'apparecchio. All'altro estremo è aperto ed il tubo penetra nella cassa *C* di raccolta; il giunto fra questa ed il tubo è a tenuta d'acqua (come un premistoppa), ma permette al tubo di girare, mosso a 30 giri al minuto da una piccola cinghia che può agire sulla superficie stessa del tamburo. La superficie interna del tubo ha un solco elicoidale a passo di 35 mm. circa che funziona come da coclea e che mentre fa progredire la torbida verso l'uscita del tubo dà l'opportunità alle particelle dei solfuri di venire alla superficie dell'acqua e di galleggiarvi fino a giungere nella cassetta *C*. Questa nella parete opposta al tubo ha una

bocca di uscita *D*, il cui sfioratore *a* è quello che regola il livello dell'acqua nell'apparecchio e che si tiene in generale di 70 ad 80 mm. più alto della generatrice inferiore interna del tubo.

Sboccando la torbida nella cassetta *C* il velo liquido che porta in sospensione le particelle metalliche, sormonta la soglia *a* e va alle casse di deposito dove i solfuri a poco a poco si depositano, mentre il resto della torbida esce dal foro inferiore *F* e siccome essa non è abbastanza impoverita, va ordinariamente ad alimentare un secondo tubo messo in serie col precedente.

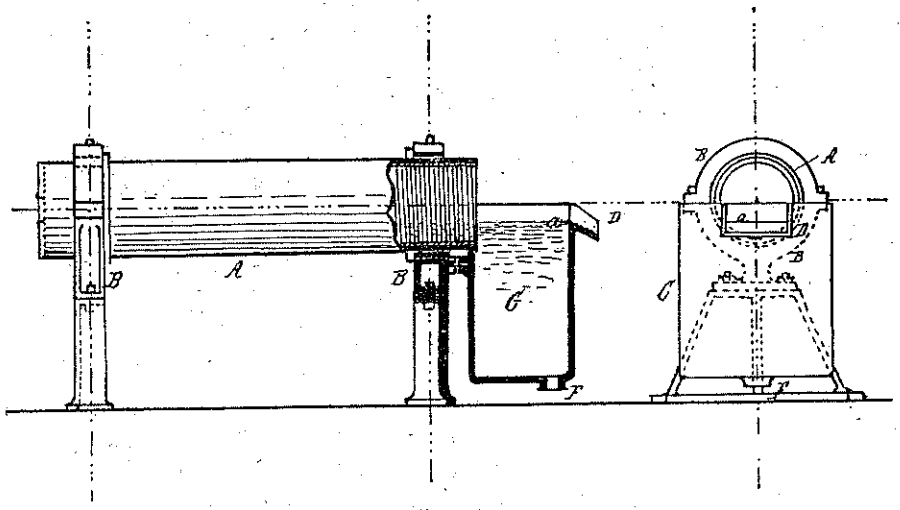


Fig. 264.

Una di queste coppie può trattare da 200 a 300 kg. all'ora e possono disporsi in batterie di parecchie coppie, per trattare le quantità occorrenti.

L'uso del concentratore Macquisten non si diffuse specialmente per il fatto che in esso i veri limi non possono essere arricchiti e se lasciati nella torbida vanno in parte ad inquinare i prodotti ed in parte ad arricchire gli sterili, mentre negli altri sistemi moderni di trattamento per fluttuazione, i limi anzichè nuocere giovano e sono anzi quasi necessari per ottenere un migliore rendimento. Nè migliore fortuna industriale ebbero il concentratore Wood, basato sugli stessi principii suesposti, ed il concentratore De-Bavy che tendeva a rendere più facile il galleggiamento delle particelle metalliche cercando di munirle di un velo di anidride carbonica, gaseificando la torbida prima di esporla alla fluttuazione.

I moderni sistemi di fluttuazione sono caratterizzati dai seguenti fatti:

Quando si fa arrivare una corrente di bollicine di aria o di gas in seno ad un torbida composta da minerali grezzi finemente macinati e

convenientemente diluiti nell'acqua, ed alla quale sia stata aggiunta una piccola quantità di olii speciali, od una piccola quantità di certi acidi o sali od alcali, o un miscuglio di questi con olio, le esili particelle dei solfuri metallici per agitazione della torbida sono spinte in su dalle bollicine di aria o gas, alle quali aderiscono: queste unendosi, raggruppandosi ed addensandosi formano una spuma che incorpora e trascina le particelle dei solfuri, mentre le particelle di ganga che non erano state unte dall'olio non ascendono alla superficie del liquido, ma restano nella massa della torbida così impoverita, o cadono a fondo.

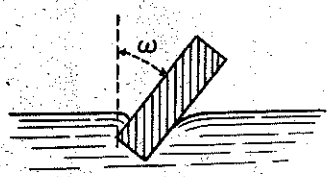


Fig. 265.

Oltre i fenomeni dovuti alla tensione superficiale ed alla capillarità, entrano in giuoco negli attuali processi di fluttuazione altri fattori che vi assumono una notevole importanza.

Se si considera una particella di minerale o di ganga *che si trovi in stato di semi immersione*, alla superficie di un liquido, come nella fig. 265, il Fahrenweld chiamò *angolo di contatto* l'angolo che la faccia superiore della particella fa colla verticale.

Più la sostanza è facilmente bagnata dal liquido, più è acuto l'angolo di contatto e meno facilmente potrà galleggiare.

Il concetto e la definizione dell'angolo di contatto diventano tuttavia più completi e più rigorosi ove (come indica il Taggart) si consideri che fra i tre elementi o fasi (aria solido ed acqua) vengono a trovarsi aderenti nella torbida, e precisamente nelle loro superfici limitrofe si estrinsecano fenomeni molecolari complessi con sviluppo di energie di varie grandezze.

Considerando quindi una goccia di un liquido, per esempio l'acqua, che si adagia su una superficie solida e specie se metallica, si vede che essa assume la forma più o meno sferica (fig. 266).

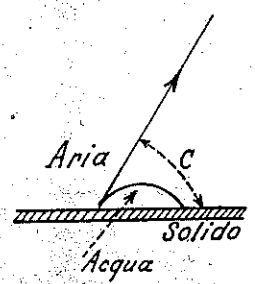


Fig. 266.

L'angolo *c* tra la superficie del solido e la tangente alla curva della goccia, condotta nel punto di contatto col solido è l'*angolo di contatto*.

Questo angolo è in relazione stretta colla natura della superficie delle particelle che si vorrebbero far galleggiare. Così per esempio, di due lamelle di un solfuro metallico, una a superficie brillante e l'altra a superficie appannata da ossidazione, la prima potrà esser fatta galleggiare facilmente, mentre l'altra difficilmente galleggerà, perchè il suo stato superficiale ne ha modificato l'angolo di contatto che è diventato più acuto.

A dare un'idea più precisa del variare della fluttuabilità in dipendenza dell'angolo di contatto, il Taggart fa osservare che quando — come

avviene usualmente nel procedimento di fluttuazione — si hanno tre elementi in contatto (particella solida, acqua ed aria) entra in giuoco un sistema di forze quale è indicato nella fig. 267.

L'equilibrio di queste tre forze sarà raggiunto quando si verifichi l'equazione:

$$T_{SL} = T_{GS} + T_{GL} \cos \theta$$

onde:

$$\cos \theta = \frac{T_{SL} - T_{GS}}{T_{GL}}$$

dove T_{GS}, T_{GL}, T_{LS} rappresentano rispettivamente la tensione superficiale o interfacciale che si estrinseca ai tre contatti: aria-solido, aria-liquido, e solido-liquido.

Da questa espressione si deduce che col crescere del valore della tensione fra solido e liquido rispetto al valore di quella fra aria e solido, il valore dell'angolo di contatto diminuisce; il che indica che l'angolo di contatto misura la tendenza che può avere un dato fluido a sostituirne un altro sulla superficie di una particella di minerale o di ganga.

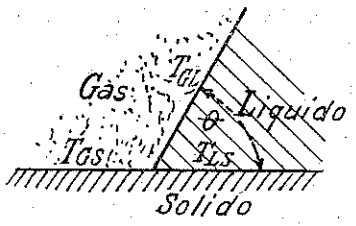


Fig. 267.

Dallo studio degli angoli dei contatti acqua-aria, olio-aria ed olio-acqua, con i minerali più usuali, il Taggart potè dedurre che in generale l'angolo di contatto aria-acqua è minore per le ganghe che per i solfuri metallici; e che l'angolo di contatto aria-olio è minore per i solfuri metallici che per le ganghe.

Ne consegue che l'acqua tende a portare più energicamente l'aria sulle superfici oleate che su quelle che non lo sono; che l'olio tende a sostituirsi all'acqua sulla superficie dei solfuri e che l'acqua tende scacciare l'olio dalla superficie delle particelle di ganga.

Perchè una bolla d'aria possa spostare l'acqua dalla superficie del minerale è necessario che si formi al triplice punto di contatto minerale acqua-aria un angolo di contatto diverso da zero. Quanto maggiore sarà quest'angolo tanto maggiore sarà il grado di fluttuabilità del minerale al quale esso si riferisce.

Il metodo per misurare l'angolo di contatto, adottato dai prof. Wark e Cox dell'Università di Melbourne, consiste nel proiettare su un vetro appannato l'ombra di una bolla d'aria addossata alla superficie di un minerale immerso nel mezzo liquido in riposo, con aggiunta o no di reattivi di fluttuazione. Essi poterono così misurare con uno o due gradi d'approssimazione l'angolo di contatto, dando così modo di determinare l'attitudine a galleggiare delle diverse sostanze minerali.

Una particella più pesante dell'acqua può galleggiare purchè sia sufficientemente tenue, di forma adatta e purchè sia rivestita da una patina (da un velo) che le facciano assumere un angolo di contatto tale da permettere il galleggiamento.

Ora avendo constatato che un dato velo (solido, liquido o gassoso) ricoprente la superficie di una particella può favorirne o meno il galleggiamento, è logico il dedurne essere quel velo (ossia lo stato superficiale della particella) il movente che genera l'angolo di contatto più o meno favorevole al galleggiamento. Ne consegue che una modificazione allo stato superficiale di una particella di minerale, sia causale, sia provocata ad arte, ne modifica la fluttuabilità: del che si trae partito, come verrà detto più oltre, nei processi correnti di fluttuazione.

Fu inoltre sperimentalmente stabilito che una carica elettrica può modificare talmente la tensione superficiale tra solido e liquido e quindi l'angolo di contatto di una data particella da permetterne il galleggiamento che altrimenti non sarebbe avvenuto, mentre per contro una modificazione nella tensione interfacciale genera una variazione di potenziale sensibile.

D'altra parte nella torbida sottoposta a trattamento di fluttuazione si trovano in sospensione particelle di minerali e ganghe dello stesso ordine di grandezza di molti colloidi ed esse come questi si comportano. Ed è bene il ricordare che le soluzioni colloidali hanno un loro caratteristico comportamento elettrico, onde, mentre le particelle di alcune sostanze assumono lo stato elettrico positivo, quelle di altre sostanze assumono stato elettrico negativo, tanto che se commiste producono fenomeni di attrazioni e repulsioni producendo anche talora precipitazioni. E ancora, l'esperienza avrebbe dimostrato che non è possibile ottenere fluttuazione che per minerali che siano buoni conduttori (o la cui superficie sia stata resa tale) mentre le ganghe non lo sono.

Tutte le considerazioni e fatti precedentemente esposti fanno intravvedere lo stretto legame di dipendenza fra il fenomeno della fluttuazione con fenomeni elettrici, che parvero anzi esserne la causa principale, e già da tempo il Callow, per spiegare i fenomeni che avvengono nella fluttuazione, avanzava e patrocinava una sua teoria elettrica che può essere così riassunta.

In seno alla torbida violentemente agitata e per il conseguente sfregamento, sia il liquido, sia le particelle solide, siano le goccioline d'olio e le bollicine gassose assumono uno stato elettrico proprio a ciascuno di essi e tale da dare luogo a fenomeni di attrazioni e repulsioni svariate.

Intanto esperienze concludenti avrebbero dimostrato che quando una particella solida è in sospensione nell'acqua, questa forma attorno alla particella una superficie di contatto che possiede una carica elettrica il cui valore e polarità dipendono dalla natura della superficie della particella

stessa e da quella del liquido in cui è sospesa. Fu pure dimostrato che le particelle fluttuanti hanno cariche positive, mentre quelle non fluttuabili hanno stato elettrico negativo, che assumono pure le bollicine gassose e le goccioline d'olio.

Per ciò che riguarda le particelle solide si deve notare che le loro cariche elettriche sono certamente deboli in paragone al loro peso, onde sebbene con cariche di nome contrario, difficilmente una particella di solfuro potrà aderire ad una particella di ganga, dato anche che le due particelle non possono avere che un raro e limitato contatto, potendo le correnti interne del liquido facilmente separarle. Invece le goccioline d'olio e le bollicine d'aria o di gas, quasi imponderabili e che furono respinte dalle particelle di ganga, le quali hanno identico stato elettrico negativo, possono aderire alle particelle di solfuro che hanno stato elettrico positivo.

Questa parve al Callow una delle cause principali per cui i minerali fluttuabili, aderendo alle bollicine d'aria che riunendosi vanno a formare le schiume, vengono su nel liquido dal quale sono eliminate come sterili.

Gli effetti però che da tali cause possono derivare sono talora ostacolati o talora favoriti da altri fenomeni che si svolgono in seno alla torbida e dei quali si tratterà esaminando il modo di svolgersi della fluttuazione negli apparecchi o celle che passiamo ad esaminare.

I capostipiti dei moderni procedimenti di fluttuazione, alla quale gli inglesi e gli americani dànno l'appellativo di *froth-flotation* che noi traduciamo *fluttuazione spumante*, sono rappresentati dagli apparecchi della « The Minerals Separation », nei quali predomina l'agitazione della torbida con mezzi meccanici, e dall'apparecchio pneumatico del Callow, nel quale predomina l'azione di compenetrazione di correnti gassose iniettate e diffuse in seno alla torbida. All'uno o all'altro di questi tipi più o meno felicemente modificati, od alla combinazione dei due sistemi si possono riferire gli apparecchi offerti all'industria dai costruttori americani ed europei.

Fin dal 1901 un italiano, Alcide Froment di Traversella, otteneva il brevetto per un suo sistema che sintetizza la fluttuazione schiumosa.

Egli infatti così esponeva il suo trovato:

« Quando una piccola quantità di olio ed acido è agitata nell'acqua con del minerale fino, le particelle di solfuri si oliano ed aderiscono alle bollicine gassose, facendo una schiuma che galleggia; mentre la ganga non è oliata, non aderisce alle bollicine e va giù ».

Froment aggiungeva alla torbida un po' di calcite, onde sotto l'azione dell'acido otteneva un maggiore sviluppo di bollicine.

Questo brevetto passava nel 1903 alla « Mineral Separation » che lo sviluppò e gli diede quell'applicazione industriale che per i successivi stadi e perfezionamenti portò la concentrazione dei minerali per fluttuazione in prima linea, fra i metodi usati per l'estrazione di molti minerali dalle loro ganghe.

Siccome il modo di comportarsi dei minerali sottoposti a fluttuazione è variabilissimo, sia quanto alla possibilità o meno di farli galleggiare, sia riguardo alle qualità e quantità di olii od altri reagenti necessari a produrre galleggiamento e formazione di schiume convenienti, occorre caso per caso uno studio preventivo e delle prove in apparecchi a tal uopo costruiti e che permettono appunto di rendersi conto se ed in quali condizioni il problema possa particolarmente essere affrontato.

In generale gli esperimenti si fanno con apparecchi che riproducono in piccola scala le macchine usate industrialmente ed anzi ogni impianto di fluttuazione dovrebbe avere un apparecchio di prova corrispondente alle macchine funzionanti per la produzione, onde controllare e studiare le migliori norme per la concentrazione, per la scelta e miscela degli olii, per il regime di agitazione, ecc.

È interessante il notare che — ove l'operatore sia provetto e buon osservatore — i risultati che si ottengono con l'uso di questi apparecchi in piccola scala corrispondono assai bene a quelli che poi si verificano nel lavoro corrente. Come rendimento e grado di concentrazione è frequente il caso che questi ultimi siano leggermente superiori ai risultati sperimentali.

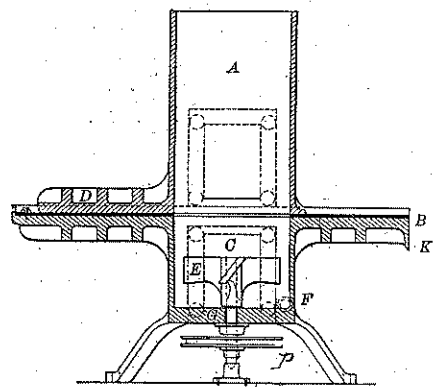


Fig. 268.

Un buon apparecchio di prova è quello dell'Hoover, che la « Mineral Separation » costruisce e che permette di fare degli assaggi su circa 400 gr. di minerale e con risultati molto prossimi a quelli che poi si ottengono col trattamento industriale (fig. 268).

La macchinetta consta di due parti *A* e *C* sovrapposte, scorrevoli la prima sulla seconda, munita di apposite guide e colle faccie a contatto accuratamente piallate e lisciate. Una lastra di gomma *B* è inserita fra le due parti e rende la chiusura perfettamente stagna.

La sezione interna è quadrata ed il lato ne è di circa 20 cm.

La parte superiore ha una coda *D*, che impedisce il disperdimento del liquido quando la parte superiore si fa scorrere per togliere la schiuma.

Un'apertura chiusa da lastra di cristallo in ciascuna delle due parti permette all'operatore di sorvegliare il procedere dell'operazione nell'interno dell'apparecchio.

L'agitatore E ha quattro braccia ad angolo retto. L'asse che mette in movimento l'agitatore attraversa il fondo G della parte inferiore dell'apparecchio ed è munito di premistoppa perchè la tenuta sia perfetta.

In F vi è un robinetto di scarico che serve per l'evacuazione dello sterile. Le braccia dell'agitatore sono lunghe 5 cm. circa a partire dal centro dell'asse e nel loro movimento descrivono, pertanto, un circolo di circa 10 cm. di diametro; restano quindi fra le pareti del recipiente e le estremità delle braccia dei vuoti di circa 5 cm. La velocità normale dell'agitatore è di circa 1500 giri al minuto, ed il moto viene dato per mezzo di un rotismo qualunque alla puleggia P, molto comodo quando si possa ricorrere ad un motorino elettrico.

Si opera come segue: Si introducono nell'apparecchio 1500 centimetri cubi d'acqua scaldata a 75° circa e con questa quantità il livello d'acqua sarà a circa 12 mm. sopra la soglia della feritoia superiore; si introducono 400 grammi del minerale da saggiare macinato a 60 mesh (mm. 0,21) e più fino se del caso; si aggiunge dell'olio minerale denso in ragione di 500÷600 gr. per tonnellata di minerale e se occorre il quantitativo di acido dipendente dalla natura del minerale stesso. Si mette in moto l'apparecchio e lo si mantiene in velocità per circa 5 minuti, indi si arresta per circa mezzo minuto.

Dalle feritoie si può vedere che il liquido è diventato lattiginoso a causa della grande quantità di gas ed aria che ha emulsionato; si osserverà che la schiuma si porta alla superficie mentre la ganga va rapidamente a depositarsi al fondo del compartimento.

Si fa scorrere la parte superiore dell'apparecchio nelle sue guide laterali e da K si raccoglierà in un recipiente la schiuma con una piccola parte di liquido; e dal robinetto F si toglierà il resto del liquido con la ganga, aiutando l'eliminazione dello sterile con un getto d'acqua.

Dopo di ciò esso è pronto per una nuova operazione. La parte di liquido contenente la schiuma ricca si metterà sopra un filtro e mediante lo spruzzo di una *pissette* da laboratorio si scioglierà la schiuma ed avverrà la filtrazione.

Apparecchi della Minerals Separation. — Nella pratica industriale l'apparecchio o cella è in generale costruito come è rappresentato in sezione nella fig. 269, tutto in legno, eccettuate le parti relative al movimento.

È superfluo il descrivere minutamente l'apparecchio essendo evidente il suo modo di funzionare dopo quanto è stato detto riguardo al piccolo apparecchio di laboratorio.

Occorre però aggiungere che dalla camera di agitazione A (in cui arrivano a getto continuo e nelle proporzioni volute acqua, olio ed acido), la mescolanza passa per il foro g alla camera di riposo e selezione G.

La schiuma sfiora trascinando con sè i solfuri incorporati mentre ciò che va a fondo (misti o sterili) può sortire dal foro e ed essere eliminato per mezzo del canale f; o passare in una cella successiva mediante il tubo T, la cui apertura è regolabile mediante una valvola V, comandata con asta e volantino. La torbida è allora aspirata nella camera A di agitazione dal movimento delle eliche agitatrici.

Se occorresse operare a caldo si può introdurre nella camera A un getto di vapore a bassa pressione in modo da tenere la temperatura del liquido al punto che la pratica avrà indicato più adatto.

Per molti minerali non occorre il riscaldamento e per altri non è nemmeno necessaria l'aggiunta d'acido. L'acido solforico diventa indispensabile quando il tenore in CaO del minerale supera il 3 % circa; in questo caso occorre neutralizzare l'eccesso di CaO.

Qualche minerale non ha bisogno del riscaldamento e nemmeno di aggiunta d'acido, in altri come in certi minerali blendosi speciali la calce è in quantità tale da domandare tanto acido, che il trattamento, ad onta del suo forte rendimento, cessa di essere economico.

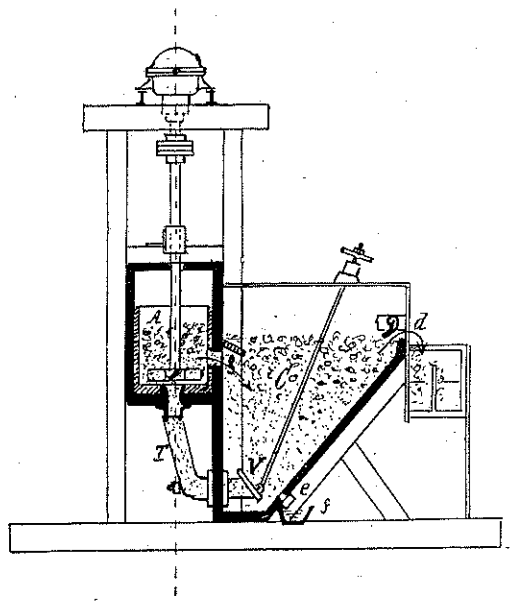


Fig. 269.

L'apparecchio della « Minerals Separation » qui considerato si compone per lo più d'una batteria di 8 compartimenti (v. fig. 270 e fig. schematica 271) e di una più piccola a due compartimenti. Il movimento agli agitatori, invece che a mezzo di pulegge, è dato da un albero $a\,b$ (fig. 270), ai singoli alberi verticali per mezzo di ingranaggi conici. La velocità degli agitatori è, come per il piccolo apparecchio descritto precedentemente, di 1500 giri al minuto.

Gli agitatori sono costruiti ad elica per modo che l'agitatore b dello scompartimento 2 aspiri dallo scompartimento a_1: quello dello scompartimento 3 dalla camera a_2 e così di seguito assicurando il passaggio regolare della miscela da uno scompartimento all'altro fino alla camera a_8 dalla quale si evacuano gli sterili, che risultano poverissimi.

Talora le schiume che sfiorano dagli scompartimenti a_1 e a_2 vanno

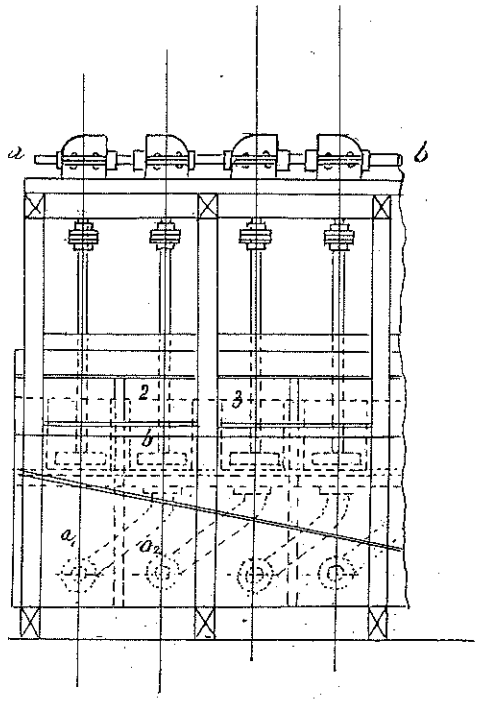


Fig. 270.

alla produzione, quelle degli altri sei si riuniscono in un canale e vengono portate per un successivo arricchimento all'apparecchio *B* a due scompartimenti.

In quest'ultimo apparecchio le schiume che sfiorano dalle due camere di riposo *d d* vanno alla produzione ed i rifiuti sono rimessi in circolazione nel grande apparecchio *A*.

Con questo sistema si è arrivati a rendimenti in metallo superiori all'80 % per la blenda e per la galena e di oltre il 95 % per i minerali solforati di rame.

Gli apparecchi per la fluttuazione si costruiscono di differenti dimensioni; se ne hanno capaci di trattare da 5 tonn. fino a 20 tonn. all'ora nel modello più potente.

Un impianto di fluttuazione è generalmente costituito da un frantoio a mascella, seguito da molini a palle cilindriche o molini conici Harlinge (ora molto usati), proporzionati alla potenzialità dell'impianto, e la un addensatore di fanghi (generalmente del tipo Dorr), a fine di eliminare l'eccesso di acqua quando la quantità che se ne è adoperato per la macinazione supera tre volte il peso del materiale macinato.

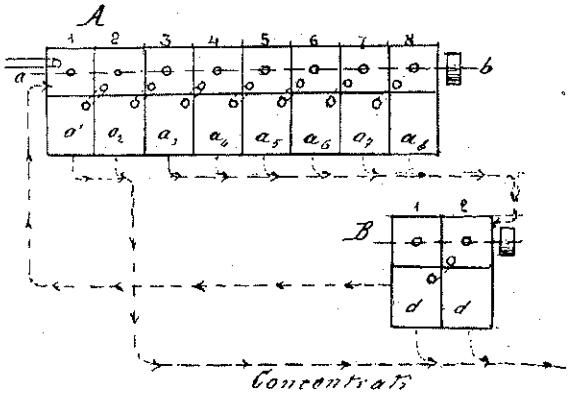


Fig. 271.

Dall'addensatore la torbida viene portata all'apparecchio di fluttuazione, mescolandovi l'olio e altri reattivi nelle debite proporzioni.

Quando la quantità d'acqua adoperata per la macinazione è in proporzione minore di quella suindicata, l'addensatore diviene inutile e lo si elimina.

La « Minerals Separation » interponeva talora fra l'ultimo molino e l'addensatore, o fra l'addensatore e l'apparecchio di fluttuazione, un classificatore a corrente ascensionale speciale per correggere le imperfezioni della macinazione, eliminando così grani troppo grossi che sarebbero causa di perdita, se ricchi o misti, perchè sarebbero trascinati negli sterili.

Questo dispositivo diventa superfluo, se la macinazione avviene a ciclo chiuso, come fu indicato a suo tempo.

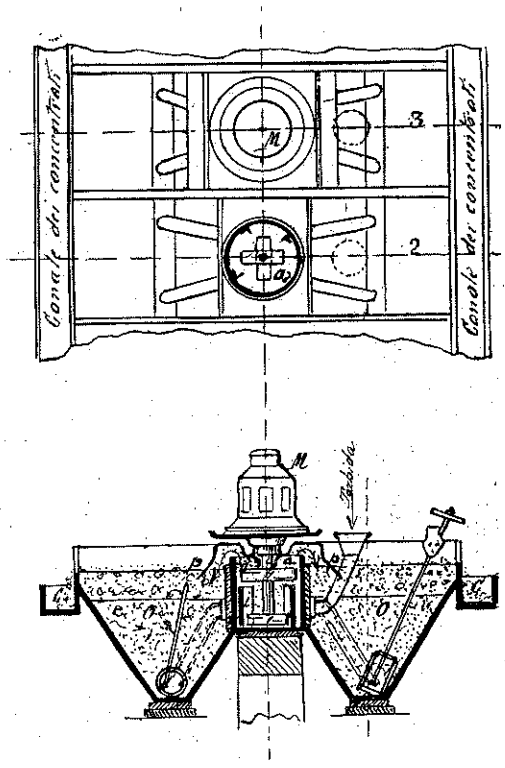
Il processo per fluttuazione della « Minerals Separation » fu largamente impiegato nelle miniere di rame dell'America del Nord e nelle miniere di piombo e zinco dell'Australia, e si è diffuso rapidamente anche in Europa.

I tre principali tipi di macchine per fluttuazione della « Minerals Separation », sono caratterizzati dal diametro dell'agitatore che è di 30÷45 e 60 cm.

Le potenzialità vanno dalle 50, alle 300 e 600 tonn. in ventiquattro ore, per minerale siliceo (non argilloso) in torbida contenente 25 % di materia solida.

La capacità diminuisce col diminuire della quantità di materia solida ed è circa proporzionale all'aumento di volume della torbida.

La forza occorrente per ogni agitatore è di 2÷3, 3÷5 e 6÷9 HP per le tre dimensioni indicate dell'apparecchio, in dipendenza del tonnellaggio passato e della velocità periferica dell'agitatore che va dai 500 ai 600 metri al minuto.



Figg. 272 *a* e *b*.

Concentratore Janney. — Al tipo di apparecchi a semplice agitazione appartiene anche il concentratore Janney. La cella (fig. 272 *b*) consiste in un compartimento d'agitazione *a* che serve due compartimenti di con-

centrazione *O*. L'albero è mosso direttamente da un motore elettrico *M* di 10 HP.

Esso mette in moto due propulsori con bracci inclinati a 45°. La camera d'agitazione è cilindrica ed ha sulle pareti 4 ferri d'angolo sporgenti che si estendono fino a metà dell'altezza fra il fondo e l'orlo superiore della camera. Il propulsore inferiore ha le braccia più corte dell'altro, per mantenere puliti i ferri d'angolo. L'alimentazione avviene sul fianco della camera di agitazione e presso il fondo mediante un tubo che porta la torbida a conveniente diluizione, e la torbida dopo l'agitazione si divide nei due compartimenti laterali, passando sotto due paratie inclinate *p* poco sotto il livello della torbida. In generale diverse celle (2.. 3..) sono messe in serie come nella fig. 272 *a*.

Lo sterile del primo compartimento passa mediante apertura regolabile a mezzo di volantino nel compartimento della cellula successiva.

La serie è in generale preceduta da un paio di compartimenti di semplice agitazione, detti *emulsionatori*, nei quali si immette l'olio ed, ove occorrano, i reagenti speciali.

Da 5 a 20 celle riunite e precedute da compartimenti emulsionatori costituiscono un'unità o batteria.

Un'unità a 16 celle di 60 cm. (diametro della camera di agitazione), che ha i propulsori alti di 50 cm. e i bassi di 35 cm., può trattare da 200 a 300 tonn. in 24 ore di sabbie cuprifere a ganga quarzosa e con densità di torbida di 25 % di parte solida, dipendendo la capacità dell'insieme dalla densità della torbida, dal numero e diametro delle celle e dalla natura del materiale che se argilloso diminuisce la potenzialità dell'apparecchio, che richiede circa 10 HP per cella.

Separatori con agitazione per forza centrifuga. — Il tipo è rappresentato dalla cella Ruth, che nella disposizione generale ricorda la macchina della « Minerals Separation ». Qui però l'albero è cavo e fa da condotto d'aria al propulsore che è un disco nel quale sono praticati dei canaletti aperti in basso e con diramazioni rivolte in alto, verso la periferia per l'aspirazione e circolazione della torbida e dei canali radiali che lanciano entro la camera di agitazione ed in seno alla torbida l'aria che giunge dall'albero cavo.

Non ebbe che limitata applicazione benchè ne sia stato vantato il funzionamento, la potenzialità ed il rendimento.

Appartengono alla stessa categoria di apparecchi l'Hebbard e la cella Groch.

Separatore pneumatico del Callow. — È il capostipite degli apparecchi ad aria compressa, che modificato nei dettagli da diversi valenti costruttori dà luogo ad altre macchine che vanno sempre più diffondendosi nella pratica corrente.

La cella del Callow rappresentata negli schizzi delle figg. 273 *a* e *b*,

consta di un recipiente rettangolare *A* munito di fondo poroso e pendente.

Le sue dimensioni più comuni sono: lunghezza da m. 2,50 a m. 2,70; larghezza 60 a 75 cm.; profondità circa 45 cm. all'entrata e m. 1,20 all'estremo opposto.

Il fondo poroso *F F* è formato da tre o quattro strati di tessuto di canapa sorretto e fissato ad una lamiera metallica forata posta al disopra della così detta camera d'aria. Questa è ordinariamente divisa in otto compartimenti *c*, muniti ognuno di tubazione speciale d'arrivo dell'aria compressa che viene dalla tubazione principale *T*: questa ripartizione permette di convenientemente regolare la distribuzione dell'aria compressa

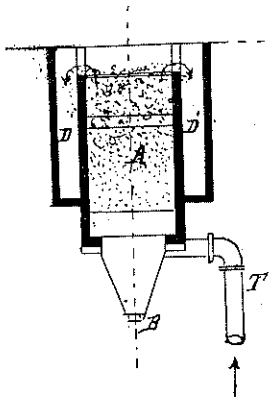


Fig. 273 *b*.

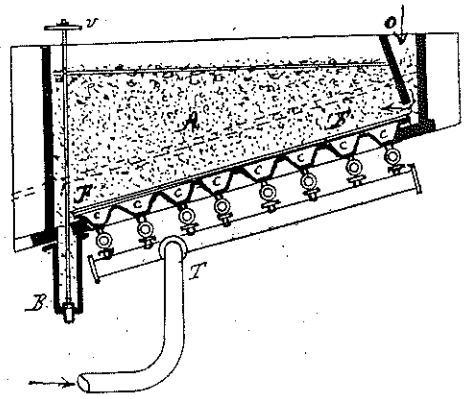


Fig. 273 *a*.

nelle diverse zone della cella, mantenendovi una fluidità uniforme della massa ed impedendo addensamenti nocivi al buon rendimento.

Il minerale diluito nella voluta proporzione d'acqua arriva nella cella in *O* dietro il diaframma d'entrata e verso il fondo ed è sottoposto alla azione dell'aria compressa che finemente ripartita attraverso al fondo poroso forma la massa di bollicine che generano il galleggiamento delle particelle fluttuabili nelle schiume che galleggiando sfiorano in due canali laterali *D D'*, mentre la parte che non giunge allo sfioratore (sterili o misti, secondo i casi) ha la sua uscita da un tubo *B* d'estremità che si apre al fondo della cassa e la cui apertura è chiusa da una valvola della quale si regola l'apertura dall'alto, mediante apposita asta con volantino *v*.

La potenzialità della cella di m. 2,70 va da tonn. 1,5 a 4 all'ora, corrispondendo la portata minore ad un minerale alquanto argilloso ed a torbida a debole percentuale solida e l'altra ad una torbida di minerale non fangoso ed a 25 % di materia solida.

Il consumo dell'aria compressa (la cui pressione è ordinariamente di

atm. ⅓ a ¼) varia tra 15 e 35 litri d'aria libera al minuto per decimetro quadrato di fondo poroso. Energia: 0,70 a 0,85 KVO.

Nelle loro applicazioni industriali, le cellule del Callow, o derivate, sono per lo più accoppiate in parallelo con opportune disposizioni per ridurre al minimo lo spazio occupato.

In diverse laverie furono provati, invece dei tessuti, per il diaframma poroso, dei mattoni e del calcestruzzo, che pare abbia fatto buona prova in diversi casi. Si tratta di un calcestruzzo poroso speciale che richiede una confezione accuratissima, ma che è di lunga durata ed effettivamente economica.

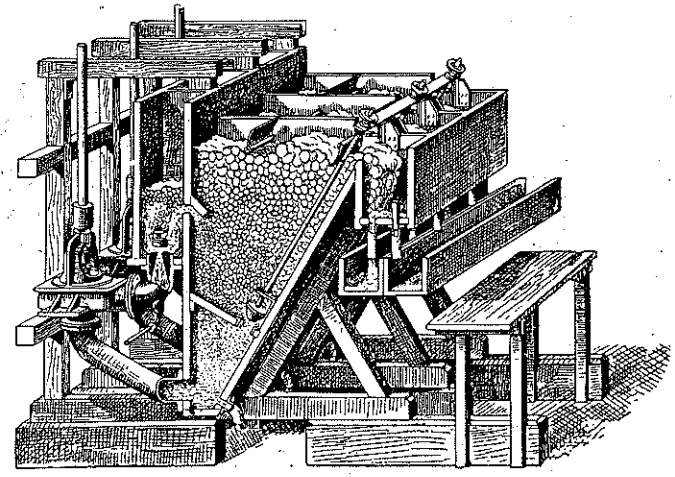


Fig. 274.

Al tipo dell'apparecchio del Callow appartiene la « The Inspiration Machine », in uso in diversi grandi impianti americani.

Concentratori di tipo misto – Concentratore Humboldt. — Risulta dall'aggiunta di un getto d'aria compressa al fondo della cella della « Mirals Separation ». La fig. 274 rappresenta in sezione la cella opportunamente modificata e resa di azione più energica dalla Casa Humboldt.

In una camera esterna di miscela si aggiungono gli olii e, occorrendo, i reagenti alla torbida, che da apposita condotta viene guidata all'aspirazione della prima cella della batteria. L'apparecchio d'areazione consta di un orifizio attraverso il quale passa la torbida e di un ugello interno adduttore che dà il getto d'aria compressa che si diffonde nella torbida stessa. Questo insieme di torbida e d'aria va ad infrangersi contro una piastra, onde il miscuglio diventa perfetto, ottenendosi una intima saturazione della torbida che si completa nel primo compartimento della cella, per passare nella camera di concentrazione e selezione.

Le bollicine cariche di particelle di minerale fluttuabile galleggiano formando alla superficie una schiuma di concentrato più o meno densa che sfiora, favorita da palmole lentamente giranti, nel canale di scarico.

La torbida impoverita, ma non esausta esce dal fondo della camera di selezione da un'apertura regolabile mediante valvole comandabili dall'alto e passa per aspirazione nella seconda cella dove lo stesso processo si ripete e così via di cella in cella.

La fig. 275 dà una vista d'insieme di una batteria di 8 cellule come quelle dianzi descritte.

Il consumo d'aria per tonn. e per ora si calcola di 30 m^3 d'aria libera aspirata.

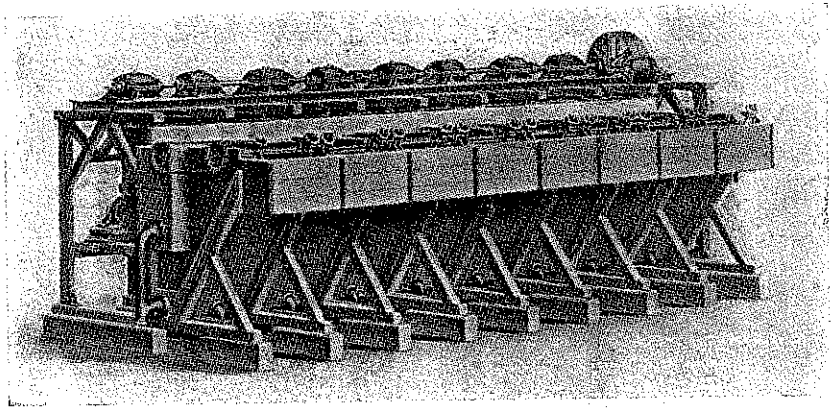


Fig. 275.

Naturalmente la qualità degli olii, dei reagenti, il dettaglio del funzionamento dell'apparecchio, il numero e dimensione delle celle non può essere stabilito che di volta in volta in base ad esperimenti da farsi sui minerali da concentrare.

Concentratore misto Janney (The Janney mechanical-air machine). — Questa macchina risulta dal collocare delle coppe per l'aria compressa (sul genere di quelle della cella del Callow) al fondo dei due compartimenti di un apparecchio Janney ad agitazione semplice con relativa modificazione della forma e disposizione di tali compartimenti, come è indicato nello schizzo della fig. 276.

Inalterato resta il sistema dell'agitazione con relativo motore elettrico. Le tre cassette d'aria di ogni compartimento di selezione sono alimentate da apposite tubazioni con aria compressa a circa 3 atmosfere.

Due o più macchine lavorano in serie e la prima di esse è preceduta da emulsionatore, a meno che i reagenti non vengano aggiunti direttamente nel molino macinatore.

La torbida giunge nella camera di agitazione mediante il tubo B, verso il fondo in a e, spinta in su dai propulsori, entra nei due compartimenti di concentrazione al disopra delle coppe c dove si satura di bollicine d'aria formando le schiume che sfiorano dagli orli della camera di selezione.

La torbida impoverita in parte rientra in circolazione dal tubo b mentre il resto passa sfiorando dalla cassa o nel canale di scarico che guida alla cella seguente od al rifiuto.

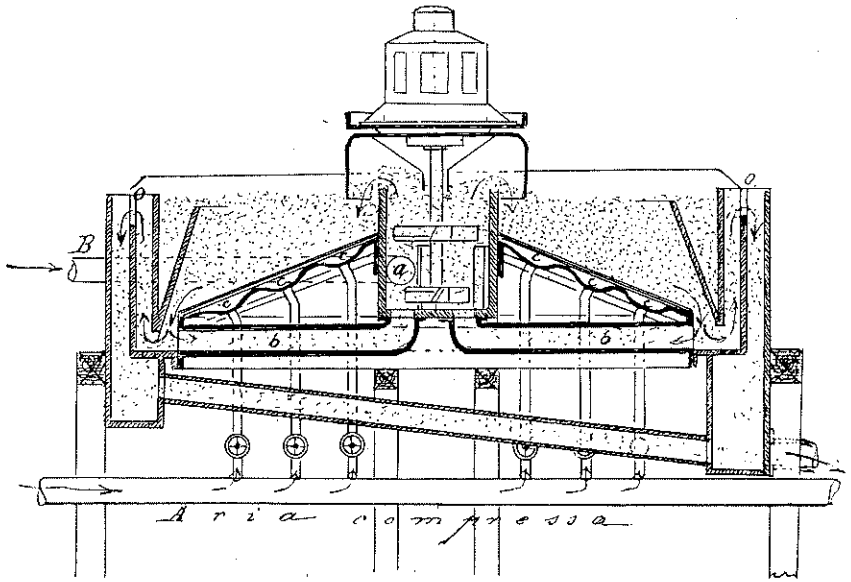


Fig. 276.

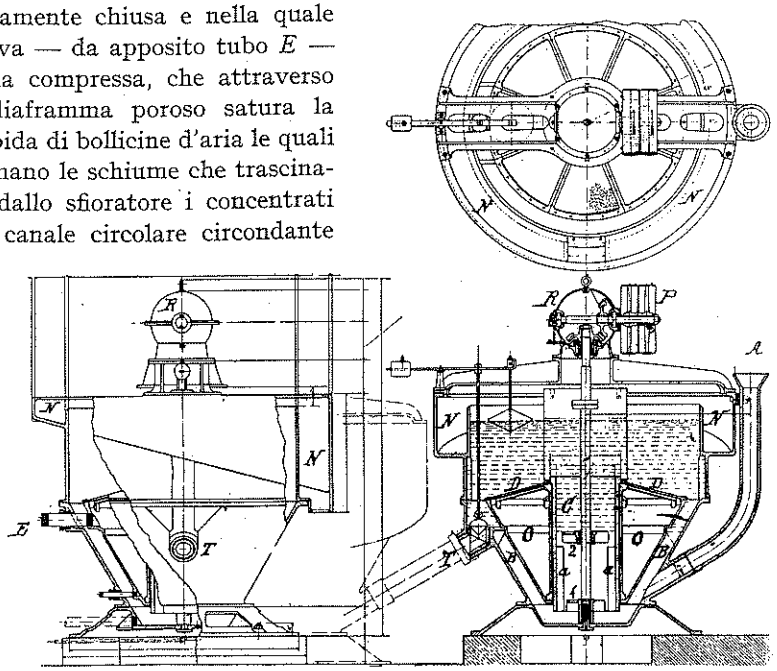
La portata di una batteria di 5 celle complete (di 60 cm. di diametro della camera di agitazione) per minerale non argilloso e torbida da 20 a 25 % di parte solida è di 150 a 200 tonn. per 24 ore.

La forza occorrente per ogni cella completa si calcola di 7 HP per gli agitatori ed in circa 4 a 5 HP per l'aria compressa.

Concentratore Jones-Belmont. — È uno dei migliori apparecchi di questo tipo costruito dalla rinomata Casa americana Allis-Chalmers e presentato dalla stessa Casa nelle figg. 277 *a*, *b* e *c*.

Da un tubo alimentatore A la torbida da concentrare arriva nello spazio anulare B compreso fra due coni di 60° di pendenza verso il fondo del corpo cilindrico C, di 45 cm. di diametro, munito di due propulsori 1-2 e di risalti $a\,a$.

La torbida aspirata e rimescolata vivamente si scarica dall'orlo superiore del cilindro della camera di separazione su un diaframma poroso $D\,D$, che portato da appositi telai, è alla base della cassa conica O, completamente chiusa e nella quale arriva — da apposito tubo E — l'aria compressa, che attraverso il diaframma poroso satura la torbida di bollicine d'aria le quali formano le schiume che trascinano dallo sfioratore i concentrati nel canale circolare circondante



Figg. 277 *a*, *b* e *c*.

la camera di selezione, mentre la torbida impoverita o sterile esce dal condotto T ad apertura munita internamente di valvola regolata da un galleggiante in modo che è possibile di permettere che una parte della torbida impoverita torni a circolare nell'apparecchio ripetutamente prima di essere definitivamente evacuata, permettendo ai solfuri ampio contatto, maggiore tempo di emulsione e di selezione schiumosa.

L'arrivo serrato della torbida sul diaframma e la sua velocità tendono a fare rivoltare su sè stesse le particelle di ganga e di solfuri ripetutamente attivando la loro suddivisione in modo da favorire la selezione, mentre il movimento circolare a onde della torbida stessa sul diaframma contribuisce a spingere la schiuma verso la periferia ed a farla cadere in modo continuo nel canale periferico N a conveniente pendenza.

L'apparecchio non richiede nessun soprapiù di olio per mantenere soda la schiuma attraverso la cella fino a sfiorare, il che evita o diminuisce le difficoltà che accompagnano la necessaria distruzione di schiume troppo dense per concentrare o seccare il prodotto.

Facile vi è il regolare il livello della torbida e l'arrivo dell'aria, a seconda del variare delle condizioni della torbida: le correzioni sono rapide e sicure.

Una batteria di 4 celle in serie di prima concentrazione e di una cella finitrice, come è rappresentata nella fig. 278 permette di passare da 200 a 500 tonn. di minerale in 24 ore, secondo la natura di esso e secondo la diluizione della torbida.

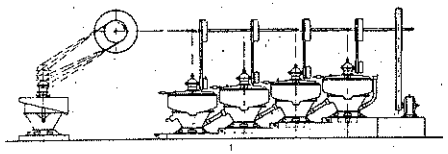


Fig. 278.

La forza richiesta è di circa 2,5 HP per cella a pieno carico più l'energia relativa all'aria compressa, il cui consumo si calcola in media in litri 300 d'aria aspirata al minuto.

Il movimento dell'albero verticale dei propulsori è comunicato dall'alberetto orizzontale che porta la puleggia fissa e folle *P*, mediante ingranaggi conici d'acciaio chiusi entro la custodia sferica *R*.

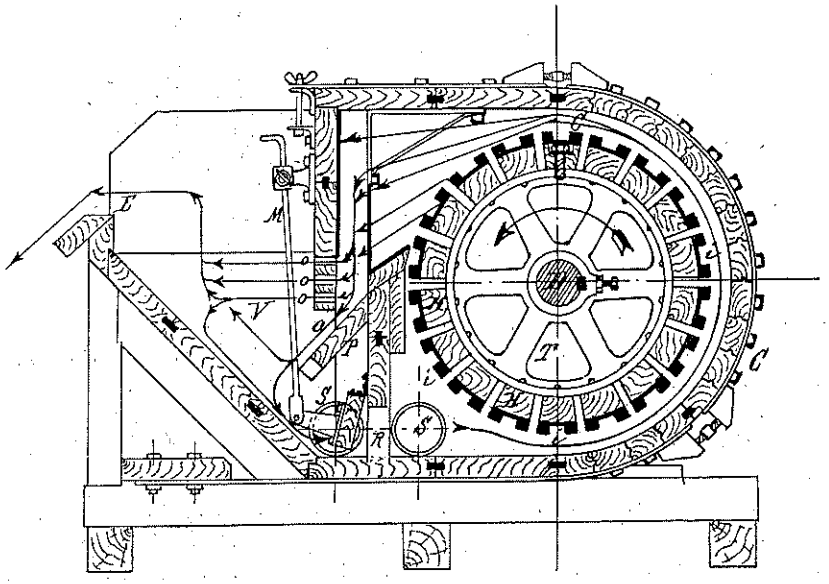


Fig. 279.

Il concentratore Jones-Belmont è costruito in tre grandezze corrispondenti ai diametri di m. 0,90-1,50-2,40 dell'apparecchio.

Il piccolo modello è tutto in acciaio. Negli altri due la cassa esterna e la camera d'aria possono essere in ghisa o in acciaio ovvero in cemento armato.

La forza richiesta per tonn. trattata può ritenersi per i tre tipi, rispettivamente HP 0,33-0,12-0,065.

La durata media del tessuto dei diaframmi è di 5 mesi; quella degli agitatori è di un anno circa per i superiori e di quindici mesi per quelli inferiori.

Concentratore misto ed a forza centrifuga Kolberg and Kraut detto « The K and K Machine ». — Questo apparecchio produce l'agitazione e l'areazione per forza centrifuga. La fig. 279 ne dà una sezione e la fig. 280 ne dà una veduta prospettica.

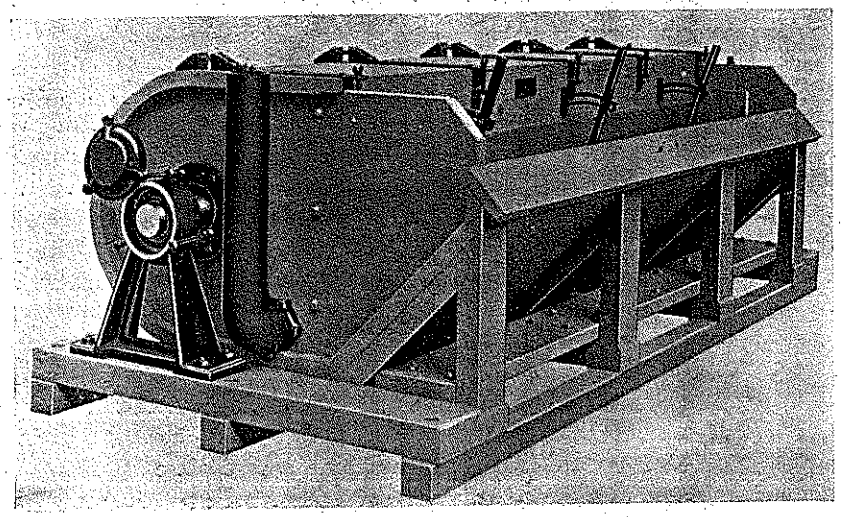


Fig. 280.

Consiste in una cassa cilindrica *C* lunga circa 3 metri e di 0,75 di diametro alla quale è fissato un compartimento a V, che costituisce la camera di concentrazione. Nell'interno del compartimento cilindrico *o camera d'areazione* gira il lungo tamburo *T* formato da diverse pulegge di ghisa, calettate su un albero *D* di 85 mm. sulle quali sono fissati da 16 a 18 grosse liste di legno *H* che formano l'involucro del tamburo. Ogni lista è munita di riffles o pezzi scanalati di legno duro o di gomma, che come le liste si estendono su tutta la lunghezza del tamburo. Fra una lista e l'altra vi è uno spazio vuoto di 25 a 30 mm., e fra il tamburo e la parete interna del compartimento d'areazione esiste uno spazio libero anulare di circa 15 mm.

Il tamburo fa da 170 a 180 giri al minuto.

L'albero traversa le due pareti frontali estreme, in due condotti d'aria di sezione sufficiente per permettere l'entrata alla quantità d'aria

occorrente per saturare la torbida, mentre questa è trascinata vorticosamente in giro tra la superficie scanalata esterna del tamburo e la parete cilindrica della cassa esterna.

L'aria, aspirata dal tamburo nel suo interno è lanciata violentemente e ben suddivisa attraverso gli spazi longitudinali esistenti tra le liste che formano il tamburo stesso e raggiungono compenetrandolo il velo di torbida che è mantenuto in rotazione dal moto del tamburo.

La torbida entra mediante apposito tubo *S* ad un estremo dell'apparecchio e va via da un'apertura *S'* che sta di fronte all'entrata della torbida sulla parete opposta alla quale è applicato un dispositivo speciale che regola e controlla il livello della torbida nell'apparecchio.

Uscendo dal condotto *S* questa è animata da un movimento longitudinale e da uno di rotazione, onde gli elementi della torbida avanzano percorrendo delle traiettorie elicoidali e penetrano nella camera di selezione *V* in *a* al disopra della paratia *P* e dalle aperture *O O O*, dove le schiume formatesi e che trascinano le lamelle di solfuro, vanno a scaricarsi dallo sfioratore *E* nel canale d'evacuazione. Una o più aperture *R* la cui valvola di chiusura è comandata dall'asta *M*, permette il ritorno di una parte della torbida impoverita nel compartimento *C* per rientrare in circolazione con la torbida iniziale.

L'apparecchio può trattare da 50 a 100 tonn. di minerale in 24 ore, con un consumo di energia di 5 a 10 HP.

È semplice, efficace e di facile maneggio: satura bene d'aria la torbida riducendo al minimo il consumo d'olio o di creosoto.

Bisogna però cercare che l'alimentazione sia regolare ed uniforme e che la torbida non sia eccessivamente densa per evitare possibili ingorghi.

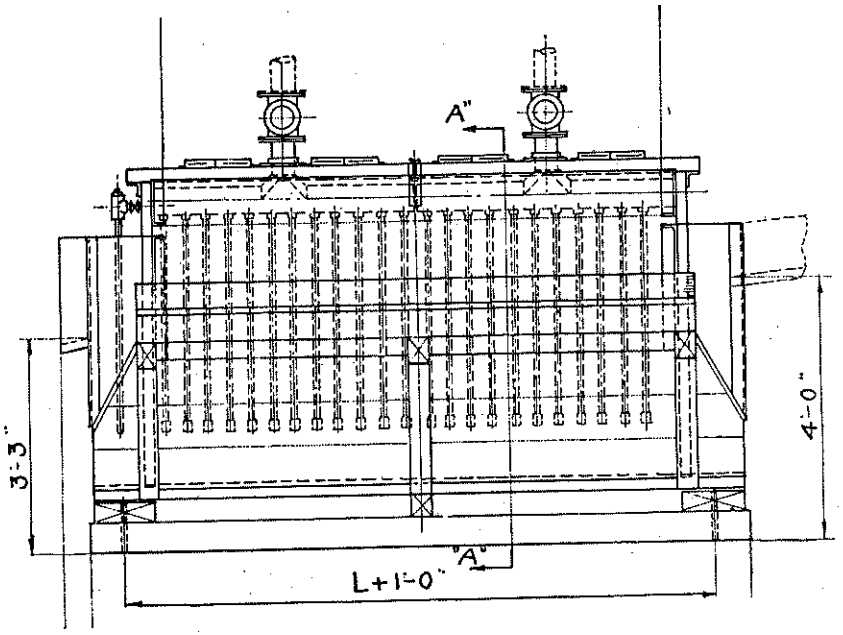
È un apparecchio consigliabile per trattare i fanghi e limi che sfuggono al trattamento generale nelle laverie che trattano minerali fluttuabili su crivelli e tavole.

Negli impianti di trattamento generale per fluttuazione ordinaria il « K and K » è una macchina adatta al ricupero di solfuri per ripasso degli sterili degli apparecchi di agitazione.

Apparecchio o cella Forrester. — La fig. 281 *a* rappresenta in sezione trasversale schematica questo apparecchio che è stato poi modificato dalla Southwestern Engineering Corporation di Los Angeles (California).

Consiste in una lunga cassa con fondo a V divisa longitudinalmente da paratie (3) troncate al disotto del livello della torbida che percorre la cassa partendo dal canale d'alimentazione che è alla testata dell'apparecchio, fino alla sortita che è all'estremo opposto ed a livello regolabile, mentre le schiume cariche di concentrati sfiorano lateralmente in (10). La lunghezza della cassa varia dai 4 ai 7 metri.

L'aria partendo dal tubo superiore (2), di circa 150 mm. di diametro, arriva in mezzo alle due paratie costituenti la camera d'aria, mediante



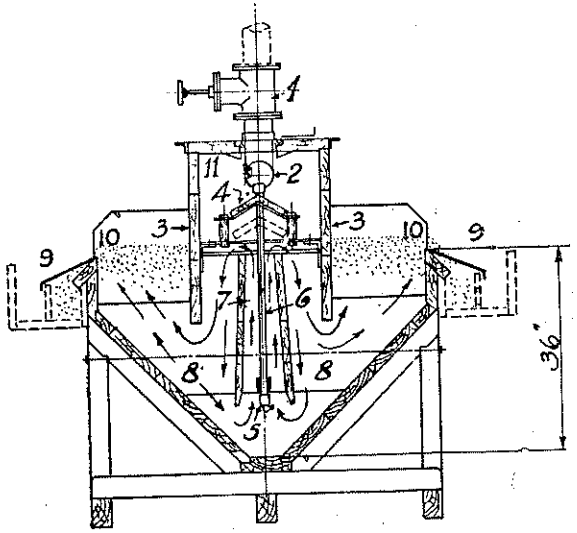


Fig. 281 *a*.

una serie (6) di tubi verticali (di diametro che va dai 12 ai 15 mm.) distanti 100 mm. da asse ad asse e che si spingono fino a 150 mm. circa dal fondo della cassa, onde l'aria compressa per l'urto si divide in numerose bollicine che salendo formano le schiume che trascinano i concentrati.

Due partizioni speciali e longitudinali (8) formano la camera d'aria inferiore (7) e guidano la torbida aerata nella camera superiore limitata dalle paratie (3) le quali nella loro parte inferiore hanno convenienti aperture che permettono il passaggio della torbida nelle due zone laterali di quiete comprese tra le divisioni longitudinali (3) e le pareti della cassa esterna.

Il percorso della torbida è chiaramente indicato in figura dalle freccie.

Le schiume cariche di concentrati sfiorano in (10) lungo i due bordi superiori della cassa e sono raccolti in appositi canali, mentre le particelle che non raggiunsero la superficie ricadono nella corrente e le loro parti ricche vanno a galleggiare e sfiorare più lontano, e ciò fino a che la torbida impoverita raggiunge l'apertura estrema di evacuazione.

Alla parte superiore dell'apparecchio, delle ventole (4) convenientemente disposte permettono di regolare la sortita dell'aria in eccesso.

Questa cella ha avuto un meritato successo, specialmente per l'assenza assoluta di parti in moto, e per l'economia nella manutenzione e nel consumo di energia.

Dal paragone fra una cella Forrester ed una cella Calow di eguali dimensioni ed egualmente alimentate, è risultato che mentre il consumo dell'aria è alquanto superiore nella cella Forrester, la potenzialità di questa è del 30 % maggiore: che le spese di manutenzione nella Forrester sono il 60 % di quelle richieste dalla cella Callow e che l'energia consumata per tonnellata trattata scende da KWO 0,80 (per la Callow) a 0,40 per la Forrester.

Cella Mac-Intosh. — La cella del Callow presenta degli inconvenienti quando si tratta una torbida ad elementi grossolani, poichè stante il depositarsi contemporaneo di particelle piccole e grosse si otturano facilmente i meati del setto poroso.

Occorre allora dell'aria a maggior pressione ed in quantità maggiore nonchè frequenti ripuliture del fondo.

Un rimedio a tale difetto si ottenne colla cella Mac-Intosh rappresentata in sezione longitudinale nella fig. 281 *b* (presa da uno dei cataloghi della Humboldt).

Il fondo piano della cella Callow fu sostituito da un cilindro cavo girevole (rotor) ricoperto anche esso da un conveniente tessuto poroso.

L'aria compressa vi entra assialmente, mediante un pressastoppe, ed attraverso il tessuto si diffonde finemente suddivisa in innumerevoli bollicine.

Dato che il rotore si muove lentamente e continuamente, tutte le particelle che si depositano sul tamburo si staccano da sè ed è così di molto ridotto l'ostruirsi dei pori: mentre due nervature a T, attaccate al rotore, allontanano dal fondo delle celle — che circonda strettamente il rotore — le particelle che se ne sono staccate.

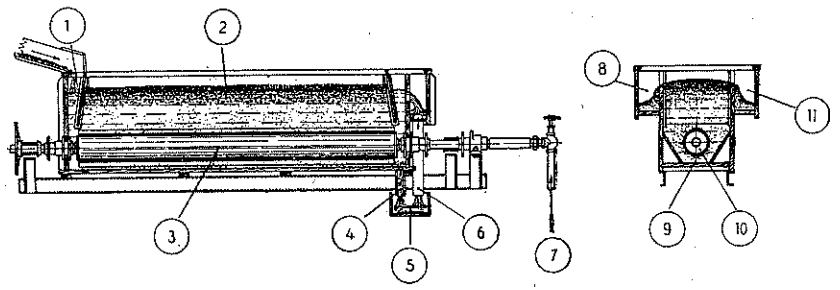


Fig. 281 *b*.

Il rotore compie da 15 a 20 giri al minuto.

La cella Mac-Intosh è costruita in legno ed il modello normale ha 3 metri di lunghezza, m. 1,25 di larghezza ed altrettanto d'altezza. La sua lunghezza può tuttavia essere portata anche a 6 metri.

Può trattare (a seconda del minerale da concentrare) dalle 2 alle 5 tonnellate orarie.

Il consumo d'aria compressa (a $^1/_5$ d'atmosfera) è di 15 a 20 litri per dm^2 di setto poroso.

Il consumo complessivo d'energia (compresa quella per la compressione dell'aria) di una cella normale è di 3 a 4 HP e corrisponde a 0,6 ÷0,8 KWO per tonnellata trattata.

Apparecchio o cellula Humboldt. — Sullo stesso principio dell'iniezione diretta dell'aria al fondo della cella, ma con caratteristiche ori-

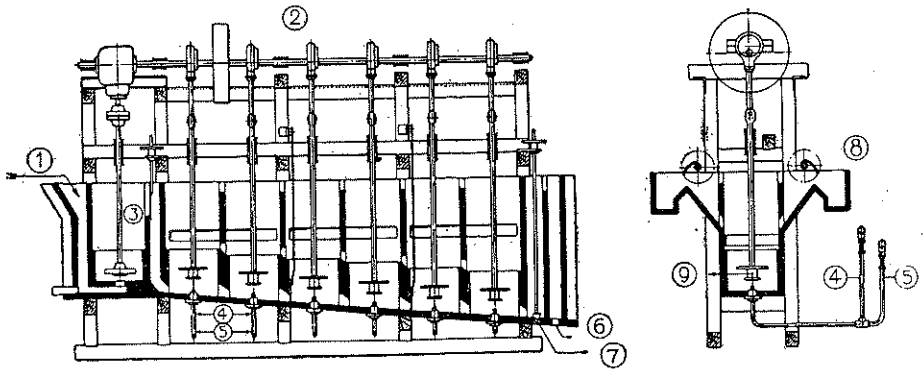


Fig. 281 *c*.

ginali, è il concentratore Humboldt, rappresentato in sezioni longitudinale e trasversale nella fig. 281 *c*.

Il tipo normale consta di sei celle disposte in serie ed aventi un fondo comune inclinato verso lo scarico dello sterile. Le singole celle sono in comunicazione al fondo mediante feritoie, onde la torbida passa dall'una all'altra in corrente continua.

La torbida entra nell'apparecchio mediante il canale (1) e traversa una cella rimescolatrice (3) nella quale sono immessi gli agenti e reattivi occorrenti per la fluttuazione ed entra poi nelle celle.

Un albero longitudinale (2) dà il moto — alla testata dell'apparecchio — alla turbina della cella di rimescolazione e mediante eccentrici a corsa variabile imprime un moto verticale di va e vieni alle aste che all'estremità inferiore portano delle piastre (9) che — a seconda dei casi — possono essere piene o forate. L'aria, a leggera compressione (si parla di circa 1 m. di colonna d'acqua) arrivando dai tubi (4, 5, ecc.) muniti di valvole regolatrici, viene ad infrangersi contro le piastre ed il movimento alternato di queste favorisce la diffusione delle bollicine d'aria in seno alla torbida, che avanza da una cella all'altra finchè all'estremità dell'apparecchio può uscire isterilita dal condotto (6) mentre dall'orifizio (7) regolabile con asta e volantino, vengono eventualmente evacuate le sabbie grossolane.

I concentrati trascinati dalle schiume, salgono alla superficie e sono evacuati in (8) lungo i due lati lunghi della cassa, in appositi canali longitudinali, aiutati dalle palmole o spazzatori girevoli, mentre i misti ridiscendono nella corrente della torbida e di cella in cella permettono alle particelle fluttuabili di venire a galla e sfiorare, e ciò progressivamente finchè la torbida sufficientemente impoverita abbandona l'apparecchio.

L'insieme è semplice, efficace, di manutenzione poco costosa e richiede poca energia per il suo funzionamento.

Paragone fra le macchine di fluttuazione. — Vi sono i partigiani delle macchine ad agitazione meccanica (tipo Minerals Separation) e quelli che proclamano invece la superiorità delle macchine pneumatiche (tipo Callow).

La macchina Callow è di meno facile condotta ed è più sensibile alle variazioni che si verificano nell'alimentazione: richiede una minor quantità d'olii e di reattivi in genere; dà in generale dei residui meglio sfruttati, ma dei concentrati meno puri.

Per quanto riguarda la manutenzione l'inconveniente dell'usura delle parti ruotanti nel tipo M. S. è compensato dalla necessità del frequente cambiamento del fondo poroso inevitabile nelle celle Callow. La forza motrice si equivale.

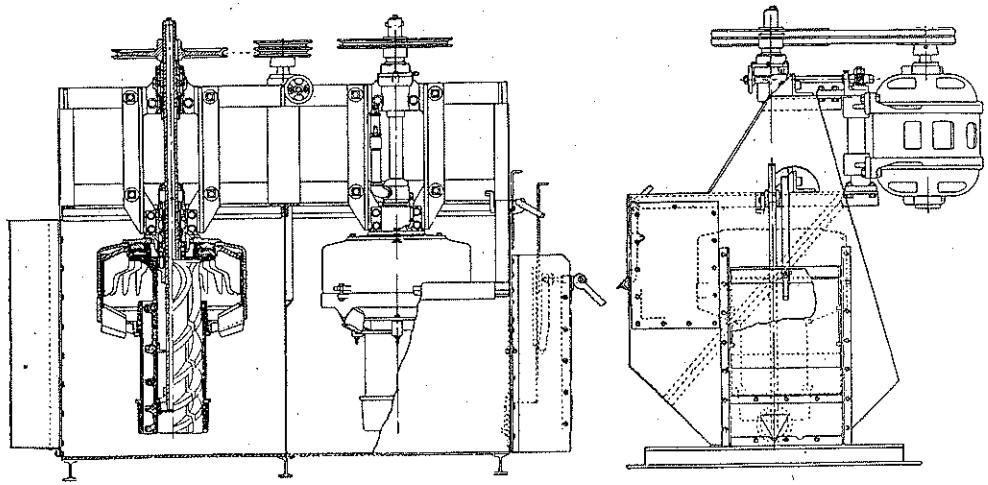
L'opinione predominante è tuttavia che sia preferibile alla macchina a semplice agitazione meccanica quella che combina questa coll'azione dell'aria compressa.

Tuttavia l'invenzione delle nuove celle ad insufflazione diretta dell'aria,

producendo agitazione ed aerazione energica ha portato a dar loro una certa preferenza, perchè di facile condotta, di costo minore, e di consumo di energia assai ridotto.

Celle di fluttuazione Kraut. — È qui descritto uno dei modelli delle celle di fluttuazione Kraut (di tipo misto) molto in uso negli Stati Uniti, Canadà, Messico ed Australia da diversi anni in qua e che vi è molto apprezzata. La rappresentano le figg. 282 *a* e *b* che sono riprodotte da uno dei cataloghi della Società Italiana Ernesto Breda di Milano.

L'apparecchio consta di due o quattro celle in ciascuna delle quali è sospeso un rotore che provvede all'agitazione ed all'aeraggio. Le celle sono



Figg. 282 *a* e *b*.

di lamiera d'acciaio e le pareti si estendono al disopra del livello di sfioramento delle schiume, onde provvedere al sostegno dei supporti del meccanismo del rotore e dell'apparato motore. La scatola d'alimentazione e quella di scarico possono essere messe una al posto dell'altra rendendo così possibile alla torbida di percorrere le cellule in un senso e nell'altro. Quella di scarico è munita di un dispositivo che regola il livello della torbida nell'apparecchio, nonchè di una apertura di fondo (pur essa regolabile) per l'evacuazione del materiale pesante che potrebbe ostacolare lo scarico.

Non essendovi paratie fra le celle la torbida può liberamente circolare nell'apparecchio e la soglia di sortita dello sterile regola il livello della torbida.

Ogni cella ha però uno scarico indipendente per la sortita delle schiume, il cui spessore può essere controllato e regolato secondo le esigenze della fluttuazione.

I concentrati sono scaricati lungo uno solo dei lati longitudinali della cella.

La parte girante del meccanismo consiste in un albero cavo alla parete bassa del quale è fissato un rotore cilindrico, mentre alla sua parte superiore è sorretta da due cuscinetti a sfere collocati in una custodia ermeticamente chiusa. Il rotore non è pieno, ma composto di 4 segmenti verticali che lasciano fra loro stretti passaggi ed hanno un ricoprimento di gomma dura modellato in modo che quando i segmenti sono montati formano una serie di eliche sulla parte esterna del rotore, il quale gira entro un cilindro di lamiera che è internamente rivestito di gomma dura.

Questo insieme forma una energica pompa ad elica che eleva la torbida per scaricarla al sommo del cilindro trascinando con sè l'aria penetrante dalle opportune aperture praticate nell'albero cavo, il quale, chiuso al fondo è tuttavia munito al sommo di una valvola che regola l'aspirazione e l'arrivo dell'aria nella cella secondo le esigenze della fluttuazione.

L'estremo superiore del rotore è sormontato da un cono svasato fissato alla custodia del cuscinetto a sfere. Il cono è aperto inferiormente ed è munito all'interno di una serie di bracci di ghisa opportunamente disposti per rompere il moto vorticoso che il rotore impartisce alla torbida.

Ogni paio d'alberi è azionato da un motore verticale montato posteriormente alle celle, come si vede in figura ed il moto è trasmesso mediante cinghie trapezoidali lavoranti su pulegge a gole.

Quando sono in funzione le celle hanno eguale livello, ma ognuna ha una soglia di sfioramento delle schiume indipendente e regolabile. La torbida penetra nella prima cella al fondo della scatola E e sospinta dall'avanzata continua della torbida stessa, percorre l'apparecchio fino alla bocca di scarico S, il cui livello regolabile fissa il livello comune delle celle. Nel suo passaggio a traverso le celle la torbida è costretta a circolare nello spazio compreso fra il rotore ed il cilindro fisso dall'azione pompante dell'elica esterna del rotore; la corrente montante della torbida generata dalle eliche fa sì che una aspirazione d'aria avviene dalle aperture dell'albero cavo per cui la torbida si satura di innumerevoli bollicine che si generano dall'agitazione dell'insieme nello spazio ristretto fra il rotore ed il cilindro fisso.

L'insieme della miscela di aria e torbida, sorte espandendosi alla sommità del cilindro fisso ed è deviata e spinta in giù dal cono. Una schiuma mineralizzata sale alla superficie e sorte dallo sfioratore spinta dalla corrente continua delle bolle montanti e l'insieme è tanto voluminoso da eliminare la necessità di un qualunque dispositivo che avvii le schiume alla loro evacuazione.

Lo sterile e le particelle mineralizzate che non hanno aderito nella prima cella alle bollicine della schiuma, restano nella torbida e vanno a circolare attraverso al rotore della cella seguente subendo un nuovo periodo

di agitazione che offre loro l'opportunità di aderire alle bolle d'aria e di sortire galleggiando dall'apparecchio.

La torbida percorrendo tutto l'apparecchio raggiunge, completamente impoverita, la sortita degli sterili nell'ultima cella ed è evacuata.

Qualunque sia poi la macchina prescelta è bene ricordare che i migliori risultati ottenibili dipendono dai seguenti punti:

Grado di macinazione appropriato. Diluizione conveniente della torbida da alimentare. Qualità, quantità e costanza di dosi degli olii e reagenti addizionali. Fase migliore per l'immissione dei reagenti onde procurare una durata conveniente d'azione di essi.

Il grado di macinazione deve essere determinato accuratamente e (come già fu accennato altrove) sono perciò utilissime le determinazioni e misurazioni microscopiche. Per ciò che riguarda la proporzione migliore di sostanza solida nella torbida ne sarà ben chiarita l'importanza. In certe laverie moderne si hanno, per controllarla, degli apparecchi speciali indicatori del grado di diluizione.

Per la regolarità dell'alimentazione della macchina si fa talora precedere la prima batteria da un recipiente a rimescolatore o è affidata all'addensatore Dorr che la precede o semplicemente al Ball Mill che funziona in certo qual modo da volano.

Dell'alimentazione dei reagenti e degli olii verrà fatto cenno più avanti e così pure del momento migliore per l'immissione di essi nella torbida in circolazione.

Considerazioni sullo svolgersi della fluttuazione nelle celle. — In generale può dirsi che in una torbida la cui parte liquida sia saturata da un gas, può ottenersi un precipitarsi preferenziale dei gas sulle particelle di solfuri (o di altre sostanze fluttuabili); precipitazione che aumenta se le particelle di solfuro sono rivestite da un velo di sostanza oleosa, la cui presenza aumenta l'aderenza fra le bolle di gas e le particelle metalliche.

In virtù di questa forza di aderenza, si formano in seno alla torbida degli agglomerati consistenti in bolle di aria e di gas con particelle di minerale ad esse tenacemente cementate; agglomerati che salgono infine alla superficie della torbida sotto forma di schiume che evacuate costituiscono il concentrato.

Il prof. Taggart nota pertanto che l'osservazione diretta (in un apparecchio munito di apertura vetrata) può fare vedere chiaramente il fenomeno di ascesa di questi agglomerati il cui colore indica chiaramente che la concentrazione si completa sulla superficie delle bolle, *al disotto del livello superficiale della torbida*, cioè in seno alla torbida stessa *nel processo per agitazione*; nel *processo per iniezione d'aria e di gas* nessuna o quasi nessuna concentrazione avviene invece sotto il livello superficiale della torbida.

Il processo per agitazione consiste come fu detto nel generare l'ultra

saturazione d'aria mediante l'azione meccanica di un energico agitatore e nel simultaneo precipitarsi d'aria in forma di bolle di preferenza sulle particelle dei minerali metallici provocandone il galleggiamento.

La torbida nel compartimento di agitazione sotto l'impulso dell'agitatore è spinta dal centro alla periferia contro le pareti, e la sua superficie assume la forma di un cono rovesciato.

Quando il cono è sufficientemente acuto perchè la sua punta arrivi tra i bracci dell'agitatore, questa si infrange ed una grossa bolla sale ma è subito rotta dall'urto dei bracci e dal violento moto verticoso della torbida in un gran numero di piccole bolle, che per la loro piccolezza e per la maggiore pressione che è loro data dall'impulso dell'agitatore entrano facilmente in soluzione nell'acqua.

Ora al tempo stesso si ha dietro ogni palmola dell'agitatore un certo volume di torbida nel quale la pressione è assai ridotta dal movimento della palmola e dall'inerzia della massa stessa. Qui l'aria disciolta si libera in forma di bollicine che vanno ad aderire alle adiacenti particelle metallifere untuose.

L'eccesso di bolle che non furono disciolte aderiscono in parte alle bolle cariche di concentrato, ed in parte passano con la torbida nella camera di separazione ed ascesa della schiuma dove salendo favoriscono il galleggiamento della schiuma ricca e s'impossessano delle particelle sfuggenti alle bollicine che eventualmente scoppiano impedendo che precipitino.

Le schiume che si producono in questo processo sono in generale piccole, coerenti e persistenti.

Nel processo pneumatico la concentrazione avviene in una colonna o massa di bolle, sovrastante e galleggiante sulla superficie della torbida. Qui il volume di gas effettivamente occorrente a produrre la concentrazione è enormemente maggiore che nel processo per agitazione; onde ne viene che la schiuma è fragile ed evanescente e affatto diversa di quella degli apparecchi ad agitazione.

Le bolle salgono nella torbida rapidamente e sono più grosse, mentre la torbida è relativamente tranquilla. Nessuna notevole pressione tende a farle entrare in soluzione, nè alcuna diminuzione di pressione induce il liberarsi di bolle in soluzione. Quindi nessuna selezione avviene sotto il livello superficiale della torbida.

Le bolle salendo attraverso la torbida, trascinano, spingono — per così dire — davanti a sè delle particelle di torbida, in modo che le pareti delle bolle emergenti contengono un leggero carico di sostanza solida della *stessa natura* del materiale costituente la torbida stessa.

Arrivando alla superficie la velocità delle bolle bruscamente diminuisce e le particelle trascinate e spinte in su cadono e si immergono rapidamente. Le particelle che cadono assumono velocità diverse: quelle di ganga non unte e non bagnate sono più rapide, per cui se l'apparecchio

è bene regolato la velocità della ganga sarà maggiore della velocità ascendente delle bolle e potrà andare a fondo, mentre il contrario avverrà per le particelle di minerale che riprese dalle veloci bolle montanti saranno spinte in su e lontano dalle ganghe per essere evacuate come concentrati.

La qualità e la quantità dei reattivi occorrenti dipendono, dalla natura del minerale e della ganga nonchè dal grado della macinazione, dalla diluizione della torbida e dal processo stesso di fluttuazione adottato.

La costituzione del minerale, specie in relazione alle ganghe, influisce sul consumo dei reagenti. Un minerale duro e non fangoso ne richiede meno (a parità di altre condizioni) di un minerale molle ed argilloso. Ciò dipende forse dal fatto che la ganga argillosa del minerale molle contribuisce ad emulsionare l'olio od altro reagente e fa sì che una parte di esso è sottratto all'effetto della fluttuazione. Certi solfuri richiedono una minore quantità di reattivi di altri per la separazione della ganga e così per es. la galena richiede in generale un minor consumo della blenda.

Il grado di macinazione del minerale da concentrare ha una grande influenza sulla qualità e quantità occorrente di reattivi.

Così la necessaria stabilità della schiuma richiede una quantità conveniente di sostanza solida che aderisca all'involucro delle bolle ed una conveniente forza di adesione degli involucri delle bolle fra loro.

È quindi favorevole una macinazione fine e l'aggiunta di un agente che dia una conveniente stabilità alla schiuma. Si usano spesso a tale scopo l'olio di pino (dalla distillazione del legno di pino) e certi derivati del petrolio.

Quanto agli olii collettori a parità di condizioni un olio scorrevole potrà essere usato in quantità minore di un olio viscoso perchè potendo il primo diffondersi nella torbida in un più alto grado di divisibilità più facilmente potrà rivestire le particelle metalliche del velo untuoso necessario.

In tutti i casi l'esperienza ha insegnato che in generale — a parità di altre condizioni — i grani fini richiedono minore quantità di reagenti.

La percentuale di materia solida contenuta nella torbida influisce sulla qualità e quantità in modo analogo allo stato di finezza del minerale da trattare. Se una stessa quantità totale di sostanza solida deve passare in un apparecchio in un dato tempo è evidente che con una torbida molto fluida un più forte volume deve passarvi per unità di tempo che nel caso in cui la torbida sia più densa. Nel primo caso la diffusione dell'olio od altro reattivo nella torbida deve avvenire in un tempo minore per ogni unità di volume della torbida e quindi con una torbida fluida un olio più scorrevole sarà necessario che con torbida densa.

Le condizioni di fluttuabilità delle diverse sostanze (è bene ripeterlo) è in assoluto rapporto, più che colla composizione del minerale colla natura superficiale delle particelle o della patina (del velo) che le ricopre.

torbida che li porta a contatto delle particelle fluttuabili. Si tratta in molti casi di vere dispersioni colloidali, nelle quali le particelle per il loro stato elettrico hanno un comportamento che, in scala minore, ricorda quello degli ioni. La loro unione è ostacolata dalle forze elettriche di repulsione e quindi vagano libere in seno all'acqua, ma se la carica è eliminata le forze di coesione possono liberamente estrinsecarsi, e le particelle si addensano e si riuniscono in fiocchi, onde la loro influenza nociva è eliminata o di molto ridotta. Si combatte quindi l'inconveniente con l'aggiunta nella torbida di elettroliti (ad esempio soluzioni acide od alcaline, secondo i casi).

Agenti usati nei trattamenti per fluttuazione. — Da quanto fu esposto sui fenomeni di fluttuabilità, gli agenti che occorrono per generare e favorire od ostacolare — secondo i casi — il galleggiamento e la separazione degli elementi di una torbida, possono così classificarsi:

Agenti collettori: destinati a rivestire le particelle fluttuabili o che si vogliono rendere tali.

Agenti schiumatori, ossia produttori delle schiume che incorporano e fanno galleggiare le particelle fluttuabili.

Agenti deprimenti ed attivanti, di cui i primi immessi nella torbida annullano o ritardano il galleggiamento di qualcuna delle sostanze contenute nella torbida mentre i secondi lo favoriscono.

Agenti coagulanti e agenti detersori dei quali i primi si oppongono all'azione nociva dei limi argillosi favorendone lo stato floculento, e gli altri esercitano un'azione oppositrice all'*adsorbimento* dei limi finissimi sulle particelle da fluttuare ed in certo qual modo le detergono.

Agenti chimici speciali, che hanno appunto azioni chimiche speciali, quali quelle importantissime di regolare a seconda dei casi l'acidità e l'alcalinità del mezzo in cui vagano le particelle della torbida, notando fin d'ora a quest'ultimo riguardo che fino a non molto tempo fa era data la preferenza al procedimento in torbida acida, mentre ora avviene il contrario, perchè l'esperienza ha dimostrato che l'alcalinità favorisce l'azione degli agenti collettori in genere e specialmente di quelle sostanze organiche collettrici delle quali si sono arricchiti i nuovi e migliori procedimenti di fluttuazione.

Gli *olii collettori* di uso più comune sono i seguenti:

Olii derivati dai petrolii e specialmente un miscuglio di tali olii che va sotto il nome di *olio P. E.*

Olii combustibili, come la nafta e affini; i quali sono tuttavia troppo densi e devono essere diluiti con altri olii distillati più fluidi.

Gazoline e kerosene usati specialmente per la fluttuazione della grafite.

I *composti organici collettori* furono introdotti da qualche anno, ed in generale, immessi in quantità relativamente ridottissime nelle torbide dànno buoni concentrati e rendimenti convenienti.

Quelli di uso più comune sono i seguenti:

Thiocarbonil (derivato dal catrame). — Poco solubile nell'acqua. Molto usato nella fluttuazione differenziale per separare galena da blenda o calcopirite da blenda. In dose elevata favorisce il galleggiamento della galena. Spesso usato con vantaggio nelle torbide argillose avendo azione vantaggiosa sui limi.

Ortho-toluidina. — Ha anche proprietà schiumatrici, ma il suo uso è ora quasi limitato quale solvente del thio-carbonil per formare la *mistura T T*, molto in uso nella separazione della galena dalla blenda.

Xantato o xantogenato di potassio. — È un prodotto chimico che nasce dalla reazione tra il solfuro di carbonio ed una soluzione alcoolica di potassa. È un prodotto intermediario della fabbricazione dei tiofenoli. Si trova in commercio (allo stato di prodotto quasi puro in polvere titolo 90 a 95 %), ovvero già in soluzione (titolo 40 a 45 %).

Xantato di sodio. — Simile al precedente. Entrambi pare diano ottimi risultati nel trattamento di solfuri un po' alterati ed alti rendimenti per minerali di piombo ossidati.

Areofloat (acido fosfo-ossilico). — Si ottiene trattando acido cresilico con pentasolfuro di fosforo. È collettore e schiumatore.

Alfa-naftilamina, più conosciuto sotto l'appellativo di *X-cake*. — Fu il primo dei collettori organici adoperati per minerali di rame e zinco.

Mistura X Y. — Soluzione del 60 % del precedente in 40 % di xilidina. Usato specialmente in certi impianti americani per la blenda.

I reattivi collettori moderni sono costituiti da corpi organici chimicamente definiti, la cui molecola racchiude un gruppo di idrocarburi ed altri gruppi nei quali entrano in generale il solfo, l'azoto ed il fosforo.

La struttura chimica dei collettori ha una influenza notevole sulla attività loro e sul valore degli angoli di contatto che da essi si può conseguire.

Molto in uso i xantati, e molto interessanti gli aerofloats i quali contengono in generale un eccesso di cresolo che conferisce ad essi un certo potere schiumante. Sono venduti sotto il nome di *aerofloats 15* e *25* dalla America Cyanamid Cy e di *phosocreol* dalla I. G. Farbenindustrie A. G.

Agenti schiumatori. — I principali sono i seguenti:

Olio di pino distillato. — È il più indicato. Ha debole potere come collettore e quindi è adoperato coi veri collettori. Da solo è usato per la fluttuazione della grafite. È talora introdotto nella torbida per eliminare l'interferenza di certe ganghe, quali la mica, il talco, ecc.

Olio di eucalyptus. — Ottimo ma piuttosto caro. È molto usato in Australia.

Creosoti. — Derivano dal catrame di litantrace o di legno. Hanno anche leggere qualità collettrici.

Acido cresilico. — Lo si usa in unione ai catrami, agli xantati, thiocarbonil, ecc.

Questi reagenti devono poter produrre delle schiume che abbiano una stabilità determinata. Le bolle che ne derivano non dovrebbero subire variazione finchè non escono dalla cella, ma subito dopo dovrebbero disfarsi da sole o con semplice innaffiamento.

Oltre quelli elencati, sono attualmente in favore alcuni reattivi schiumatori costituiti da emulsioni di olio di paraffina (emulsol X, emulsione 239, ecc.) nonchè alcuni altri dei quali si tiene segreta la costituzione come l'avirol 80 e l'avirol 100, il quale ultimo è ritenuto un ottimo schiumatore specie se gli si aggiunge un po' di acido oleico.

Agenti deprimenti ed attivanti:

Idrogeno solforato. — È un potente solfatizzante per minerali umidi o asciutti; ma è di difficile maneggio e dannoso alla salute.

Olio di pino solforato. — Agisce come solforante. Favorisce il ricupero dei minerali ossidati in unione ad altri solfatizzanti.

Solfuro di sodio. — È forse il prodotto solfatizzante più in uso; esso ricopre la superficie delle particelle ossidate di una patina artificiale di solfuro che le mette in condizione di galleggiare.

Solfuri di calcio e bario. — Simili al precedente, ma meno energici.

Solfato di rame. — È il reagente tipico per la blenda, anche se ossidata. Bastano quantitativi che variano da 300 a 900 gr. per tonn. perchè un velo di solfuro di rame si depositi sulle particelle di blenda e le faccia fluttuare.

Solfito di sodio. — Ritarda la blenda, mentre lascia galleggiare la calcopirite e la galena. La sua azione è spesso favorita dall'aggiunta di un po' di acido solforico.

Cianuro di sodio. — Tutti i cianuri alcalini hanno forte azione deprimente sulla blenda e sulla pirite. È importante il tempo di contatto fra reattivo e torbida. È usato solo col solfato di zinco.

Solfato di zinco. — È usato insieme al precedente reattivo per formare cianuro di zinco che deprime blenda e pirite in misti di galena e blenda, operando in torbida alcalina.

Idrato ammonico. — Ha azione deprimente simile a quella del cianuro di sodio.

Acido oleico. — Tende a far galleggiare i carbonati senza preventiva solfatizzazione. Col suo uso i concentrati sono talora inquinati di un po' di ganga, che può essere ridotta dall'aggiunta di silicato di sodio. L'acido oleico e gli oleati favoriscono il galleggiamento del granato, barite, calcite, fosfati di calcio, spato-fluoro, ecc.

Il solfuro di sodio come attivante è l'agente solforante più in uso. Lo si deve tuttavia adoperare con precauzione perchè in certi casi può ritardare talora il galleggiamento dei solfuri. In certi casi fu usato per separare la pirite dalla blenda perchè attiva il galleggiamento della prima mentre deprime la blenda.

Il solfuro di sodio si fa intervenire nella fluttuazione dei minerali ossidati di piombo (aglesite, cerussite), o anche per quelli di rame (malachite) coll'aggiunta — naturalmente — di reattivi collettori.

Fra gli agenti deprimenti il più comunemente usato è il cianuro di sodio che deprime tutti i minerali salvo la galena che si vuol ricuperare.

Reagenti speciali:

Acido solforico. — Usato talora come elettrolite per favorire la floculenza dei limi.

Soluzioni acide o alcaline. — Usate allo stesso scopo.

Calce. — Molto usata per il suo basso prezzo come reagente alcalino. Neutralizza sali ed acidi contenuti nel minerale o nell'acqua. Aiuta a ripulire le schiume dalla ganga ed a tale uopo si aggiunge nelle celle finitrici. È possente deprimente della pirite, onde è molto usata per la separazione di questa dalla calcopirite e per la separazione della blenda dalla pirite, aggiungendola nella cella finitrice.

Con la calce, i xantati, la mistura TT, ecc. fanno un ottimo lavoro. Essa fornisce alla torbida l'alcalinità più indicata nei diversi casi. Occorre però ricordare che certi olii perdono del loro valore collettore in torbida troppo alcalina.

Soda caustica. — Neutralizza i sali acidi. In piccola dose favorisce l'epurazione delle schiume.

Carbonato e bicarbonato di sodio. — Compiono anch'essi bene l'alcalinizzazione della torbida.

I reattivi dispersori agiscono defloculando le ganghe che talora in elementi finissimi tenderebbero ad aderire alle particelle dei solfuri contaminando ed impoverendo i concentrati. È questo il così detto fenomeno di interferenza delle ganghe specialmente se queste sono schistose o micacee o comunque argillose.

Il reagente più generalmente e praticamente in uso è il silicato di sodio che agisce pare fisicamente. Si usano pure talora con vantaggio il carbonato di sodio e la soda caustica e più di sovente anche la calce dato il suo minor costo.

I *reagenti chimici speciali* sviluppano appunto azioni chimiche atte, ad esempio, a correggere l'azione nociva di sali metallici contenuti spesso nell'acqua od a regolare — a seconda dei casi — l'acidità o l'alcalinità del mezzo in cui vagano le particelle sospese nella torbida.

A tale riguardo è molto importante il ricordare che, fino a non molto tempo fa, era data la preferenza al procedimento in torbida acida, mentre ora avviene il contrario perchè l'esperienza ha dimostrato che l'alcalinità favorisce l'azione degli agenti collettori in genere e specialmente di quelle sostanze organiche collettrici, delle quali si sono arricchiti i nuovi e migliori procedimenti di galleggiamento.

La calce è il reattivo alcalino più in uso perchè costa meno, ed è ormai

canone essenziale della pratica moderna il controllarne il dosaggio, dipendendo da esso le concentrazioni (il *pH*) degli ioni-idrogeno, colle cui variazioni si può influire per regolare il comportamento del galleggiamento delle sostanze da fluttuare per conseguire dal trattamento il rendimento migliore.

Ed è indispensabile il dare qui un'idea di quanto riguarda questo fattore *pH* che ha tanta parte nei procedimenti di fluttuazione.

La teoria degli ioni insegna che qualunque elettrolita (acido, base, sale, ecc.) disciolto nell'acqua si dissocia parzialmente in due gruppi di *atomi* o *ioni*. Di queste due parti, quella ionizzata è la sola capace di agire chimicamente e l'azione sua sarà tanto più forte quanto maggiore sarà la quantità di ioni *H* liberi nella soluzione. Questa parte ionizzata è caratterizzata appunto dalla concentrazione degli ioni dell'elemento idrogeno, che è l'elemento individuante ciascun acido.

Questa concentrazione in ioni *H*, fu indicata col simbolo *cH* e — misurata — rappresenta un numero piccolissimo, poco comodo per i calcoli, onde fu convenuto di esprimerla col valore assoluto dell'esponente di 10 in questo fattore *cH*, ossia col suo logaritmo cambiato di segno. La nuova espressione è rappresentata dal simbolo *pH* (*potenza* in *idrogeno* delle soluzioni).

In una soluzione contenente $\frac{1}{10\,N}$ ioni gr. per litro, il suo *pH* è *N*; ed il valore del *pH* sarà tanto più piccolo, quanto più sarà forte l'acidità ionica.

Considerando una torbida nella quale siano in sospensione le particelle mineralizzate o meno, occorre ricordare che una sospensione è paragonabile ad una soluzione colloidale, la quale è caratterizzata da un movimento continuo delle particelle in sospensione. Svariate influenze possono generare il loro separarsi dal liquido (*floculazione*) od il loro depositarsi e tra le cause di tale fenomeno gli *ioni* (e quindi il *pH*) rappresentano la più energica.

Si comprende quindi come il variare del *pH* nella torbida abbia tanta importanza nella fluttuazione dei minerali.

Con giudiziose modificazioni di quel fattore si renderà infatti possibile di agire sugli elementi in sospensione nella torbida, per accelerarne e completarne la precipitazione, o favorirne se occorre la stabilità, ovvero — se del caso — accelerare la precipitazione di uno dei costituenti fisici per rapporto alle altre materie nelle quali esso è disseminato, creando così (e col massimo rendimento) la separazione di un minerale dalle sue impurità.

Le prove accuratissime di laboratorio valgono ad indicare il valore del *pH* più adatto a far ottenere il minimo e più economico ricupero in relazione ai reagenti meglio indicati allo scopo.

Il valore del *pH* può essere ottenuto *con metodo elettrometrico*, che dà luogo ad apparecchi esattissimi, alcuni dei quali permettono anzi la lettura diretta del *pH*. Tuttavia un *metodo colorimetrico* abbastanza semplice e spicciativo, può fornire dei dati praticamente soddisfacenti. Esso consiste nella utilizzazione di indicatori colorati, che cambiano di struttura, e quindi di colore, secondo il valore del *pH* nel mezzo in cui sono introdotti.

Notiamo inoltre che qualche elemento schiumatore (es. l'olio di pino) è in parte solubile ed in parte insolubile, onde in certi casi basta da solo per ungere e fare da collettore delle particelle nelle schiume che esso stesso produce. Ma non bisogna dimenticare che mentre la quantità di olio schiumatore deve essere in relazione col grado di diluizione della torbida, la quantità del collettore deve esserlo con la superficie complessiva delle particelle da ungere: quindi in generale uno stesso olio, sebbene avente le due qualità richieste difficilmente potrà soddisfare a condizioni di diluizioni e finezza diverse.

Bisogna dunque studiare quasi sempre il miscuglio più adatto, tecnicamente ed economicamente caso per caso, dato che per un caso determinato, il grado di macinazione è un dato fisso; e così pure sono fissi la velocità di agitazione, e il grado di diluizione della torbida e la temperatura di essa.

Il prezzo degli olii e altri agenti, le quantità occorrenti, le loro proporzioni nel miscuglio, il rendimento ottenuto con le diverse miscele indicheranno la scelta opportuna.

Sono studi ed esperimenti che richiedono tenacia, meticolosità e competenza ed a tale riguardo si consiglia come esempio da imitare in casi del genere lo *Studio sugli olii di fluttazione applicati alle blende* della miniera di Ingurtosu dell'ing. Paul Audibert pubblicato nel bollettino dell'Associazione Mineraria Sarda del 21 marzo 1926.

Così l'ing. Audibert sperimentando i miscugli in date proporzioni di qualità diverse di olii (cresilina, petrolio grezzo, olio Puertollano (Spagna), olio Diesel) con proporzioni diverse di olio di pino, potè stabilire in laboratorio che per la fluttuazione delle blende di Ingortosu il più conveniente doveva essere la miscela di olio di pino ed olio Diesel in eguali proporzioni.

In seguito a ciò egli si propose nella marcia corrente:

1° Di determinare la densità migliore della torbida dato l'olio prescelto.

2° Di variare le proporzioni di olio Diesel e di olio di pino per controllare i risultati di laboratorio.

3° Di studiare l'influenza della velocità di agitazione.

4° Di studiare l'azione eventuale dei reattivi secondari.

La densità migliore risultò di 1,170 all'entrata della torbida nell'apparecchio corrispondente al passaggio di 2 tonn. orarie di torbida grezza secca.

La proporzione migliore dei due olii, era dalla pratica così modificata: 40 % di olio di pino e 60 % di olio Diesel.

Il numero dei giri più conveniente risultò di 350 al minuto.

E dallo studio poi dei reattivi addizionali ebbe ottimi risultati che riteniamo istruttivo di indicare:

Utilizzando il solfato di rame in soluzione al 20 % in forte eccesso, si realizzò una grande economia d'olio, sopprimendo totalmente l'uso di acido solforico (le blende d'Ingurtosu richiedono un ambiente acido).

Il consumo orario risultò di:

Soluzione di SO_4Cu a 20 %	= 5	kg.
Olio	= 0,500	»

Ossia per tonn. di minerale sono:

kg. 0,500 di solfato di rame a 2,50	=	L.	1,25
» 0,250 d'olio ..... a 2,60	=	»	0,65
		L.	1,90

Usando l'olio di pino il consumo era:

1000 gr. olio di pino	=	L.	3,50
600 gr. acido a L. 2,50	=	»	1,50
		L.	5,00

e si otteneva degli sterili migliori ossia ad 1,3 % di Zn, e dei rendimenti compresi fra 80 e 90 %.

Tenore da 4,5 a 5. Tenore concentrato 50 a 51 %.

Rendimento in peso 5,5 a 7.

I reagenti necessari per produrre la fluttuazione devono preferibilmente essere mescolati al minerale in antecedenza, spesso aggiungendolo durante la macinazione o immettendoli in una cella speciale di miscela. Qualche volta quando non si può fare altrimenti (es. quando devono essere trattati per fluttuazione i soli fanghi di una laveria), si ricorre ad un energico rimescolatore.

Gli olii e reagenti devono essere introdotti ad alimentazione continua e non arrivare nell'apparecchio ad intervalli, e ciò si può ottenere in diversi modi.

L'iniezione può essere fatta mediante una pompa a velocità conveniente nella quale la corsa dello stantuffo sia facilmente variabile, onde avere la quantità di reagente necessaria variabile da una goccia per volta ad un getto quasi continuo.

Un'altra disposizione conveniente è quella di fare pescare in un recipiente pieno d'olio una puleggia, mediante la sua flangia contro la quale esternamente mediante una vite di pressione si può fare venire a contatto l'orlo di un canaletto di lamiera, munito di molla antagonista. L'orlo del canaletto può dunque appoggiarsi su tutta o su parte della larghezza della flangia (che girando si carica d'olio) e farne quindi cadere la quantità voluta. Una disposizione di questo genere è quella indicata nel piccolo apparecchio della fig. 283, costruito dalla Casa The Brau Corporation, Los Angeles (California).

La fig. 284 mostra un alimentatore dello stesso tipo ma per tre reagenti e mosso da motore elettrico con riduttore di velocità.

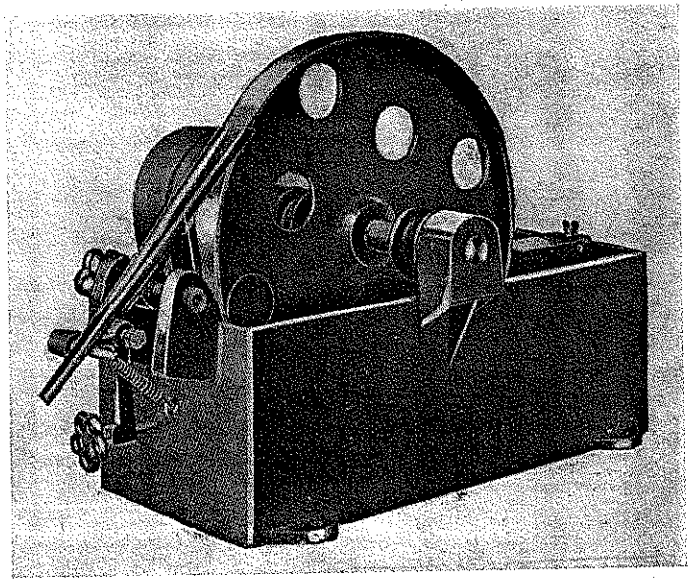


Fig. 283.

Nel modificare i miscugli e la quantità d'olio è bene procedere gradatamente, dando il tempo di apprezzare convenientemente gli effetti ottenuti dalle singole aggiunte o diminuzioni.

Quando si usano due reagenti uno per lubrificare le particelle e l'altro per accrescere la formazione delle schiume, è spesso preferibile che siano immessi separatamente nella torbida; introducendo cioè prima l'olio collettore per aumentare la facilità della fluttuazione e quindi l'altro per intensificare la formazione delle schiume.

Se si devono introdurre negli apparecchi dei reattivi solidi si può usare un distributore del tipo rappresentato dalla fig. 285 nel quale un piatto circolare girevole mediante ruotismi sottostanti riceve al centro dalla tramoggia il reagente da un'appendice cilindrica ad apertura regolabile

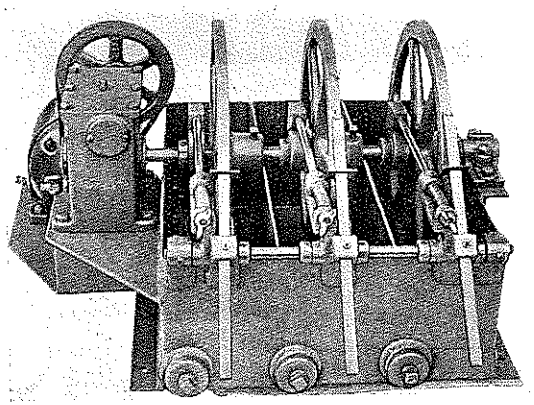


Fig. 284.

onde aumentare o diminuire la quantità da alimentare e che è evacuata ad ogni giro da un arresto che può essere fissato nella posizione più conveniente.

Si ricorre invece talora ad una tramoggia che ha al fondo una apertura regolabile mediante saracinesca manovrabile con vite apposita. Dalla tramoggia i prodotti cadono su un alimentatore costituito da un nastro continuo a velocità controllabile e regolabile.

In caso di forti quantità, come può avvenire nei grandi impianti, si ricorre ad un trasportatore oscillante o vibrante a velocità e corsa regolabile che serve una tramoggia sovrastante a saracinesca regolabile.

È tuttavia preferibile di introdurre i reagenti in istato di soluzione convenientemeute preparata.

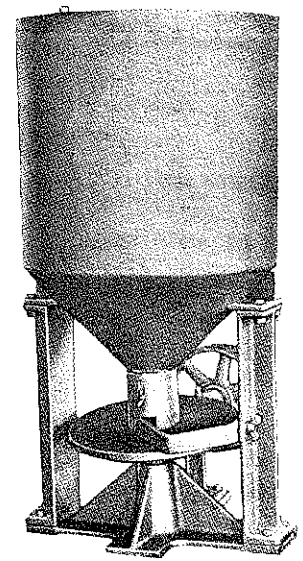


Fig. 285.

Così ad esempio la calce è generalmente aggiunta allo stato di latte di calce (25 % di CaO).

Il carbonato di sodio si scioglie per lo più in acqua calda in apposito rimescolatore.

Le soluzioni di solfato di rame e di cianuro di sodio si preparano in generale nella quantità occorrente per un'intera giornata.

Si mette il cianuro su un piano forato posto nella parte alta di una tina nella quale una piccola pompa prende il liquido sottostante e lo eleva alla parte superiore sul cianuro. Talora la soluzione si fa invece favorendola coll'arrivo d'un getto di aria compressa.

La quantità occorrente dei reattivi speciali liquidi è in generale piuttosto notevole onde si ricorre ad alimentatori speciali. Uno dei più usati è l'alimentatore a tazze schematicamente rappresentato nella fig. 286. Un disco D di circa 70 cm. di diametro gira sul suo asse $A\,A$ compiendo da 8 a 10 giri al

minuto. Esso porta verso la periferia da 8 a 16 tazze O e pesca in una cassa C contenente la soluzione del reagente.

Passando in esso le tazze si riempiscono del liquido che arrivando in alto lasciano cadere in un truogolo T dal quale parte il tubo che va all'apparecchio da alimentare.

Il numero delle tazze, la diversa inclinazione che si può dar loro e la velocità regolabile del disco permettono di aumentare o diminuire l'intensità dell'alimentazione.

A quanto fu detto riguardo agli agenti e reattivi di uso più comune nella fluttuazione, aggiungeremo che olii viscosi e prodotti chimici poco

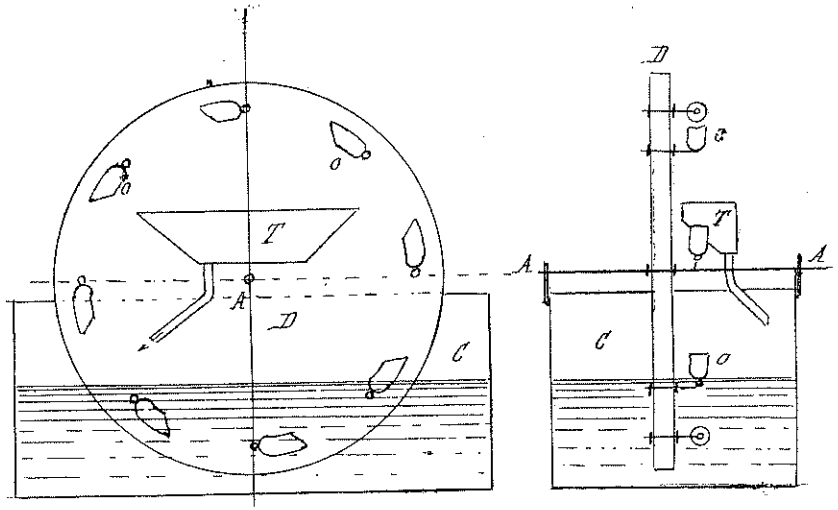


Fig. 286.

solubili devono essere di preferenza aggiunti all'entrata del molino; mentre quelli che possono facilmente alterarsi e perdere della loro efficacia dovrebbero essere introdotti direttamente nell'apparecchio di fluttuazione.

I reagenti poi il cui effetto sta nell'azione chimica su qualcuno degli elementi della torbida (come nel caso di solfatizzazioni) dovrebbero essere introdotti nella torbida prima che questa arrivi alle celle e con intervallo di tempo e di contatto sufficienti a dar tempo alle reazioni volute di svilupparsi.

Uno di tali condizionatori è rappresentato nella fig. 287 ricavata da uno dei cataloghi della Società Italiana Ernesto Breda di Milano.

Consiste in un cassone cilindrico con cono interno ed in una turbina a croce, girante al fondo, che è munito di una piastra di ghisa ricambiabile. Il cono interno è sospeso entro il cassone cilindrico, fissato alla flangia

superiore. Esso arriva a 25-30 mm. dalla turbina ed è aperto al fondo. La sua apertura inferiore ha un diametro leggermente inferiore a quello della turbina.

Opportuni fori ricavati nella parete del cono provvedono alla circolazione della torbida mentre una serie di aperture praticate nella parete superiore del cilindro provvedono allo scarico della torbida condizionata. L'albero che porta la turbina gira su cuscinetti a sfere ed è comandato da un motore ad asse verticale mediante cinghia a sezione trapezoidale.

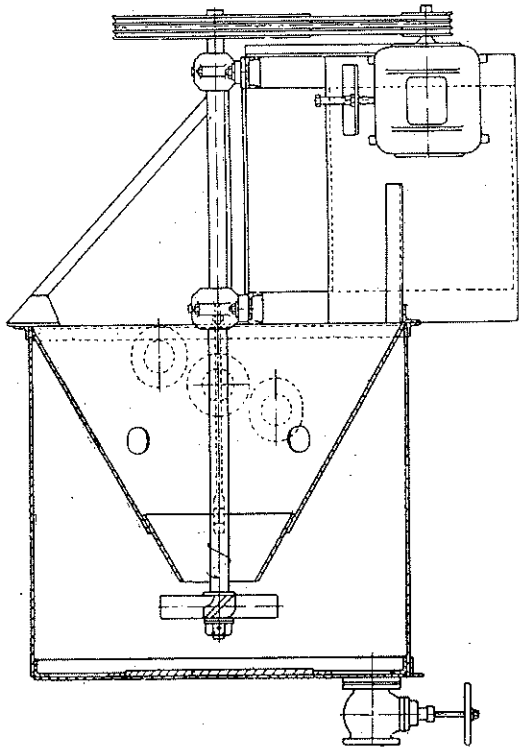


Fig. 287.

La torbida immessa in un punto qualunque al sommo del cassone è aspirata dalla turbina in fondo al cono per poi essere sospinta lateralmente e risalire lungo la parete esterna del cono, nel quale rientra attraverso ai fori a ciò predisposti.

Nel cono incontra la corrente discendente alla quale si mescola circolando così di nuovo nel cassone finchè da ultimo, dopo una conveniente circolazione è evacuata attraverso alle aperture di scarico del cassone.

In qualche grande impianto americano è in uso anche il condizionatore rappresentato nella fig. 288.

Vi si vede che la torbida arrivata nel cassone cilindrico percorrendo un cilindro interno, è ripresa da una elica potente e di forma adatta. La torbida spinta in basso dalla turbina assume un moto vorticoso rientrando nel cilindro interno e circolando così per produrre una perfetta miscela col reagente immesso nell'apparecchio.

La torbida esce dall'apparecchio dopo aver soggiornato in esso il tempo necessario ad un perfetto condizionamento, che dipende dalla capacità dell'apparecchio in rapporto alla quantità di torbida da condizionare.

Oltre alla regolarità nell'alimentazione della torbida, occorre sorvegliare la sua densità, ossia lo stato di diluizione. Per torbide non molto cariche di limi la media ammissibile va dal 20 al 25 % di sostanza solida. Scende dal 12 al 18 % per torbide molto ricche di limi.

Si hanno nei grandi impianti dei dispositivi speciali per controllare la densità della torbida. Nei casi ordinari il modo più semplice di controllo consiste nel pesare dei campioni della torbida di volume conosciuto e leggere le densità corrispondenti in una tabella preparata in precedenza sperimentalmente.

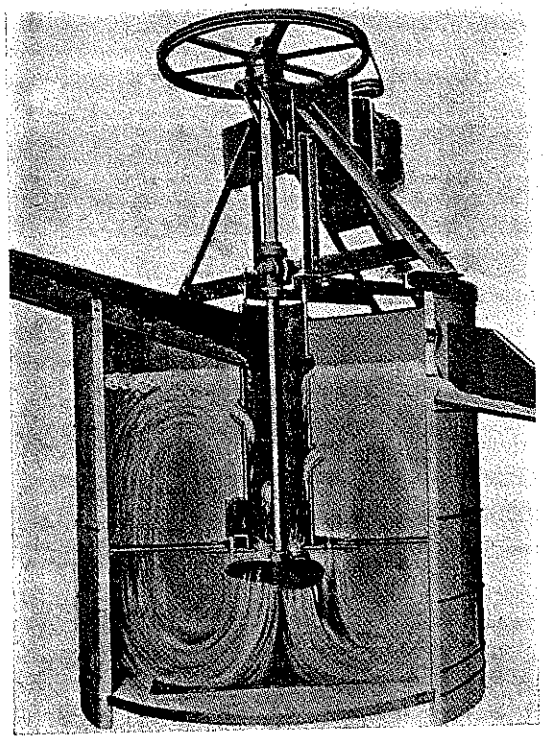


Fig. 288.

È utile di preoccuparsi della natura e consistenza delle schiume. Le schiume migliori sono quelle non eccessivamente tenaci, con bolle di grandezza media, perchè queste non trascinano meccanicamente della ganga e si sfasciano facilmente nelle celle finitrici e negli addensatori. Queste condizioni si raggiungono per esempio spesso coll'uso degli agenti collettori chimici in unione a piccole dosi di olio di pino.

Processi di fluttuazione. — In passato furono in uso dei processi con torrefazione preventiva dei solfuri per modificarne lo stato superficiale, ma essi sono esclusi completamente ora dalla pratica corrente. I trattamenti attuali comprendono la *fluttuazione semplice* e la *fluttuazione differenziale o selettiva.*

Processo di fluttuazione semplice. — Comprendono i casi in cui si abbia da separare un solfuro metallico od altro minerale fluttuabile (o reso tale) dalla ganga o dalle ganghe che l'accompagnano.

Lo scopo è raggiunto, come fu detto, utilizzando convenientemente olii ed agenti speciali per provocare il galleggiamento della sostanza che deve costituire il prodotto finito o concentrato.

Ci si limita qui ad accennare a qualche caso particolare a titolo semplicemente indicativo, poichè (come fu già accennato) quanto ad agenti ed elementi vari inerenti al trattamento, la scelta e la condotta delle operazioni (anche per uno stesso minerale) sono soggette a variazioni sensibili e devono risultare da numerose e ripetute prove accuratissime di laboratorio le quali, se ben condotte, forniscono risultati praticamente attendibili e metodi adottabili.

Consideriamo ad esempio un minerale di rame costituito semplicemente da calcopirite a ganga schistosa e silicea a tenore del 3 % di Cu. Trattato (dopo conveniente macinazione, spinta per esempio a 80 mesh) con un xantogenato in ragione di 50 a 70 grammi (per tonnellata da trattare) come collettore e con 70 a 90 grammi di olio di pino, potrà fornire dei buoni concentrati (per es.: a tenori del 20 % di Cu) e con rendimenti che raggiungono talora il 95 % del metallo contenuto.

In un altro caso, per un minerale simile bastò un conveniente miscuglio di catrame e creosoto con lieve aggiunta di olio di pino.

Nel caso che la calcopirite fosse leggermente ossidata l'aggiunta di un po' di calce e talora di solfuro di sodio gioverà ad attivare il galleggiamento.

La galena, se pura, è uno dei minerali più facilmente fluttuabili. Bastò talora il trattamento con solo creosoto; talaltra l'uso di un collettore qualunque con olio di pino o di faggio o anche di acetone. Se si è in presenza di galena un po' ossidata, basta l'aggiunta di un po' di solfuro di sodio o talora di una piccola aggiunta di xantato di potassio per ravvivare le particelle ossidate e spingerle a galleggiare.

Per la blenda il reagente tipico per la sua fluttuazione è il solfato di rame al quale è aggiunto talora (specie se la ganga è calcarea) un po' di acido solforico. Un esempio completo di trattamento di blenda fu riportato precedentemente.

In qualche caso col solfato di rame si usò con vantaggio l'aggiunta di un po' di catrame e di acido cresilico unitamente a piccola dose di xantato.

La pirite può facilmente essere separata dalla sua ganga mediante xantati, come collettori, ed olio di pino come schiumatore. Se si tratta di arsenio pirite si può aggiungere con vantaggio un po' di solfuro di sodio.

E così via.

Fluttuazione differenziale. — Comprende i procedimenti usati per separare un solfuro da un altro o da altri inclusi nella stessa torbida, favorendo il suo galleggiamento od impedendo il galleggiamento degli altri elementi, mediante l'intervento degli opportuni reagenti attivanti o deprimenti dei quali fu fatto cenno.

Così, ad esempio, per un minerale molto complesso, contenente per esempio oro, argento, rame, piombo e ferro, ordinariamente e con opportuni reagenti, si fanno fluttuare dapprima insieme la calcopirite e la galena (e con essi l'oro e l'argento) in un solo concentrato; si fa seguire poi la fluttuazione della blenda e si deprime la pirite negli sterili.

Il diffondersi dei procedimenti di fluttuazione differenziale furono favoriti dall'uso degli agenti collettori organici già indicati, quali i xantati, il thio-carbonil, la mistura TT, ecc.

I primi sono forse i più diffusi, sia per le piccole dosi richieste, sia per la purezza dei concentrati che se ne ottengono, mentre si raggiungono alti rendimenti, e sia anche per l'azione detersiva che spesso esercitano sulle superfici delle particelle minerali delle quali favoriscono così il galleggiamento. Anche il thio-carbonil e la mistura TT hanno qualità simili. Tutti e tre esercitano bene la loro azione differenziatrice in torbida resa alcalina con calce, che è un energico deprimente della pirite.

Un altro deprimente della pirite è (come fu già accennato) il cianuro di sodio; ma se la sua dose è troppo elevata e se la pirite è associata colla blenda una parte di questa tende ad essere depressa. Una aggiunta di un po' di xantato vale spesso a neutralizzare tale effetto nocivo ed a mandar su la blenda.

Il silicato di sodio è spesso usato per eliminare o ridurre l'interferenza delle ganghe in stato colloidale nella torbida.

In questi trattamenti si procede in generale per fluttuazioni successive.

Così ad esempio nella separazione di blenda, pirite e galena, quest'ultima può galleggiare con l'uso di un xantato alcalino, anche in presenza di solfato di zinco e cianuro di sodio, reagenti questi che deprimono la blenda e la pirite. La blenda può essere poi fatta fluttuare con una aggiunta giudiziosa di solfato di rame e xantato, poichè il primo forma una pellicola di solfuro di rame sulle particelle di blenda che diventano quindi fluttuabili per l'azione collettrice dello xantato. Eliminata anche la blenda, la pirite può esser fatta galleggiare aggiungendo una dose maggiore di solfato di rame e di xantato.

Per minerali di galena e blenda, in casi speciali si fecero fluttuare insieme i due solfuri immettendo nelle celle oltre gli olii adatti del solfato di rame e si trattarono poi i concentrati ottenuti su tavole per effettuarne la separazione.

Aggiungeremo che in qualche caso speciale per misti semplici di galena e blenda si ottenne pure talora la separazione dei due solfuri facendo prima fluttuare la galena col trattare la torbida in un apparecchio pneumatico e con poco olio, per poi sottoporre la torbida liberata dalla galena all'azione di un apparecchio ad agitazione con l'aggiunta di una maggiore quantità d'olio per ottenere la blenda che più difficilmente galleggia.

E così per esempio il Richards riporta inoltre che nella laveria di Tomboy (Colorado) con uno speciale processo all'ammoniaca in celle del Callow, si ottiene prima il galleggiamento della galena e poi quello della blenda, mentre la pirite resta negli sterili.

I reagenti usati sono un olio speciale ed una soluzione di ammoniaca.

Ed è bene di ricordare qui che importantissimi progressi si sono realizzati anche nella fluttuazione differenziale di minerali complessi Pb-Zn-Fe: di minerali cioè che assomigliano a quelli che abbondano da noi in diverse regioni.

Ed a questo riguardo il Richards riportava che in questa via la « Sullivan-Ore » a Kinberley nella Columbia britannica il successo era stato raggiunto dopo lunghi e ripetuti tentativi. Il minerale constava di galena blenda e pirite a elementi tanto disseminati da richiedere una macinazione a 200 mesh. Si faceva prima galleggiare la galena con un primo trattamento e con altri tre successivi di epurazione usando una torbida piuttosto densa ed alcalinizzata con carbonato sodico, con miscuglio di creosoto ed acqua da gas, e con l'aggiunta di un po' di cianuro di sodio. La blenda era quindi fatta galleggiare usando torbida più densa scaldata a 25° o 30° con lo stesso miscuglio di olio ma con l'aggiunta di solfato di rame.

Si ritiene qui istruttivo il dare un cenno degli studi compiuti in America da Tucker, Gates ed Head sull'effetto prodotto dai cianuri nella fluttuazione differenziale.

È bene accertato e noto che per una buona fluttuazione dei solfuri occorre che la superficie delle particelle che devono galleggiare sia tersa ed inalterata. Se quindi un dato reagente intaccasse ed alterasse la purezza della superficie degli elementi di qualcuno dei solfuri esistenti nel circuito, gli impedirebbe di galleggiare. Tale è appunto l'azione del cianuro di sodio (specie se usato in miscuglio col latte di calce) sulle particelle di pirite.

L'effetto del cianuro di sodio misto a calce su una lamella di pirite è reso evidente dall'esame della fig. 289 che è la riproduzione di una fotomicrografia del Tucker, ad ingrandimento di 125 diametri. La sezione esposta al reagente è quella di destra che indica l'alterazione profonda della pirite. Identiche fotomicrografie indicarono poi che l'azione del cianuro usato da solo è meno intensa e che anche meno lo è quella della calce sola.

Il solfuro di sodio che fu spesso usato per il trattamento di misti zinco piombosi, ed anche di minerali cupriferi, non ha quasi azione ritardatrice sulla fluttuazione della pirite; mentre il miscuglio cianuro-solfato di zinco elimina spesso più del 70 % del ferro allo stato di pirite.

L'uso del cianuro di sodio come reagente di fluttuazione è ormai incontrastabilmente introdotto nell'industria e specie per la selezione differenziale nei misti di galena e blenda, anche largamente inquinati di pirite.

Una conveniente immissione di cianuro nel circuito della torbida, resa alcalina con l'introduzione ben dosata di calce, carbonato o bicarbonato di sodio ecc. ritarda il galleggiamento della blenda e della pirite. Il che permette di ottenere in una prima fluttuazione dei concentrati di galena a più alto tenore.

Adoperando poi nella seconda fluttuazione un reagente che attivi il galleggiamento della blenda questa può essere fatta galleggiare rimanendo la pirite nella ganga. Questo reagente è quasi sempre il solfato di rame.

L'esperienza ha poi dimostrato che il ritardo nel galleggiamento della blenda è favorito dall'usare col cianuro anche un sale di zinco (ordinariamente il solfato).

Se invece (in casi speciali) il ricupero della blenda non interessasse e l'impedire il galleggiamento della pirite fosse lo scopo principale da ragggiungere, l'aggiunta del sale di zinco diventa superflua, potendosi ottenere l'effetto col solo cianuro.

Si può dire tuttavia che ogni minerale richiede una combinazione di reattivi, sia per qualità sia per quantità ma in termini generali può così riassumersi il trattamento usuale:

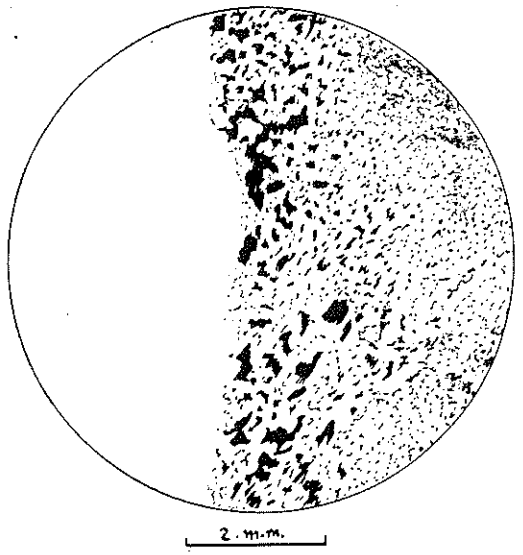


Fig. 289.

1° Circuito alcalino o tutt'al più neutro.

2° Reagente tipico per la selezione della galena è il cianuro di sodio, spesso con aggiunta di solfato di zinco. Qualche volta fu usato (in casi speciali) un circuito con calce, solfito di calce, solfato di zinco e creosol. Il solfito rendendo più stabili le schiume favorisce ed affretta l'operazione.

3° Reattivo per eccellenza per il galleggiamento della blenda è il solfato di rame.

Esempio interessante di fluttuazione differenziale di minerali misti è quello di Timber-Butte (Engineering and Mining Journal Press, ottobre 1925) su un un minerale a 4,8 % di Pb, 10,6 % di Zn e 7 % di Fe.

Reagenti per la fluttuazione della galena erano i seguenti:

Bicarbonato di sodio	kg.	1,360	per	tonn.	trattata
Solfato di zinco	»	0,226	»	»	»
Cianuro di sodio	»	0,136	»	»	»
Olio collettore.....	»	0,091	»	»	»
Olio di pino	»	0,023	»	»	»

I reagenti sono introdotti nel molino e gli olii all'entrata della batteria di fluttuazione.

Per il galleggiamento della blenda si usavano:

Soda caustica	kg.	0,453	per	tonn.	trattata
Solfato di rame	»	0,453	»	»	»
Olio collettore.....	»	0,500	»	»	»
Olio di pino	»	0,045	»	»	»

immessi nella torbida libera di galena prima di passare alla seconda batteria.

Si ottenevano dei concentrati piombosi	a	52	%	Pb	15	% Zn	6 % Fe
Si ottenevano dei concentrati zinciferi	a	3	»	Pb	55	» Zn	5 » Fe
E degli sterili	a	0,4	»	Pb	0,7	» Zn	7,2 » Fe

È ormai entrato nella pratica corrente di sottoporre a nuovo trattamento i concentrati ottenuti in un primo apparecchio ed in certi casi, per qualcuno dei prodotti, occorre anche un altro ripasso in celle speciali.

A tale riguardo è bene tenere presente che è utile il non dimenticare che il minerale che ha galleggiato una volta tende a galleggiare in nuovo trattamento. Quindi è bene limitare la quantità d'olio nella prima batteria, adoperando buoni olii per metterne meno e ricorrendo alla sostituzione totale o parziale di essi con l'uso dei moderni reagenti speciali ai quali fu a suo tempo accennato. Gli è così che in buoni impianti americani si usa nel circuito un misto di calce (o carbonato di sodio) cianuro di sodio e solfato di zinco con quantità appropriate, ma sempre ridotte, di xantato o di reagente così detto TT, i quali con piccole dosi sostituiscono gli olii.

Nel trattamento dei misti di galena, blenda, pirite occorre naturalmente un certo tempo di contatto del cianuro perchè le particelle intaccabili possano essere superficialmente alterate. Perciò il cianuro è per lo più introdotto nel molino onde prolungare sufficientemente il tempo dell'attacco.

Fluttuazione di minerali ossidati. — Gli ottimi risultati ottenuti con la fluttuazione dei solfuri e spesso con la separazione di alcuni di essi per fluttuazione differenziale non poteva che invogliare a cercare di estendere questo trattamento anche a dei minerali ossidati.

Il principio su cui si fondano questi è quello di trasformare almeno superficialmente in solfuri i minerali ossidati per sottoporli all'usuale trattamento per fluttuazione.

Si tentò l'uso dei vapori di solfo, ma senza risultati attendibili e convenienti, poichè tra le altre cose bisogna agire a temperature assai superiori ai 400°.

Si ricorse quindi al sistema di fare agire sul minerale dell'idrogeno solforato, che poteva essere o generato nella torbida stessa o iniettato in essa preparandolo all'esterno per reazione di acido solforico su ritagli di ferro. Ma questo metodo non ebbe applicazioni industriali, data la grande quantità occorrente di H_2S, che renderebbe il trattamento antieconomico.

Si sono poi ottenuti dei buoni risultati pare con l'uso di soluzioni di solfidrato di sodio, calcio e ammonio, che sono mescolate alla torbida (in proporzione di 5 a 10 kg. per tonnellata di minerale).

La trasformazione durava parecchie ore, e se ne giudicava il grado dall'annerimento del minerale. La torbida è allora diluita nel rapporto di 1 a 3 o 1 a 4 e sottoposta a fluttuazione ordinaria.

I progressi fatti dai trattamenti per fluttuazione furono però tali in questi ultimi anni che con opportuni reagenti si riuscì a far galleggiare ed a concentrare parecchi carbonati e minerali ossidati metallici non solo, ma anche certi minerali di carattere lapideo.

E così si resero fluttuabili l'anglesite (solfato di piombo) e la cerussite (carbonato di piombo) mediante trattamento con solfuro di sodio, la cui azione tuttavia è bene che sia prolungata per un certo tempo perchè possa per reazione chimica mutare in solfuro la superficie delle particelle metalliche: e se le particelle di carbonato di piombo fossero in parte trasformate in ossido il tempo di contatto coll'agente solfatizzante dovrà essere sufficientemente prolungato. Il minerale può talora contenere dei sali che tenderebbero a neutralizzare in parte il solfuro di sodio aumentandone il consumo. Conviene allora in qualche caso un lavaggio preventivo.

I minerali ossidati di rame sono in generale poco fluttuabili, ma tuttavia anche si riuscì a fluttuare sia la malachite, sia l'azzurrite col solfuro di sodio in miscela coll'olio solforato combinati con energici collettori. L'effetto è in generale favorito dall'aggiunta di convenienti dosi di xantato.

I minerali di zinco ossidati sono quasi ribelli alla fluttuazione.

Il carbonato di manganese (rhodocrisite) può essere fatto fluttuare usando come reattivi l'acido oleico, e l'oleato e silicato di sodio.

Con questi stessi reagenti si può far fluttuare la calcite, nonchè la scheelite (tungstato di calcio), l'apatite, la barite, e la fluorina o spatofluoro, per i quali giova aggiungere l'acido oleico in dosi successive frazionate.

Trattamenti per fluttuazione preceduta da segregazione (notizie estratte da un articolo del prof. Berthelot inserito nella « Chimie Industrielle » del gennaio 1937). — Questo metodo che si è dimostrato particolarmente efficace, ha permesso di valorizzare dei minerali ossidati e poveri. Consiste nel combinare la segregazione e la fluttuazione.

Esso è stato oggetto di studi importanti dovuti a M. Maurice Rey, professore all'Università di Liegi e già ingegnere capo del Servizio di ricerche a l'Union Minière du Haut Katanga ed è applicato in quelle mi-

niere ed alla « Base Metal » in Rodesia del Sud. Consiste secondo il processo della « Minerals Separation » nel ridurre prima allo stato metallico il rame contenuto nel minerale ossidato, mediante carbone. L'operazione di riduzione si fa a 700° e permette al rame ridotto di presentarsi sotto la forma di globuli friabili, formati da grani di carbone circondati da una crosta di rame. Si ottiene insomma una segregazione del rame ciò che spiega il nome dato al processo. Basta quindi concentrare per fluttuazione questi globuli di rame segregati.

Le investigazioni hanno dimostrato che la formazione di questi globuli è dovuta alla presenza di circa il 0,50 % di cloruro di sodio contenuto nel minerale e che l'aggiunta di una piccola quantità di un cloruro qualunque ad un altro minerale riproduce lo stesso risultato.

Il trasporto del rame dai grani del minerale fino al carbone indica una vera volatilizzazione.

La quantità di cloro sufficiente a produrre tale risultato è 100 volte minore di quella corrispondente alla formula del cloruro di rame. Si produce dunque un ciclo di reazione nel quale il cloro serve diverse volte al trasporto del rame e sembrerebbe comportarsi come un catalizzatore.

La riduzione dell'ossido di rame col carbone o, a meglio dire, coll'ossido di carbonio non dà un prodotto atto alla fluttuazione se non è presente un cloruro, sia esso presente nel minerale stesso sia convenientemente aggiunto.

La fluttuazione del rame segregato avviene facilmente perchè il suo deposito è cristallino e brillante.

Bastano come reagenti della calce, del xantato di potassio e del creosoto di legno o di litantrace.

Secondo gli esperimenti del prof. Rey la superiorità della segregazione sulla riduzione ordinaria (come preparazione alla concentrazione) è provata e notevole.

Manipolazione dei concentrati. — Le schiume che sfiorano dalle celle di fluttuazione sono più o meno consistenti a seconda dell'apparecchio da cui provengono e del sistema di trattamento, ma in qualunque caso è necessario romperle, distruggerle e promuovere il depositarsi delle particelle metallifere da esse trascinate onde liberarle poi con mezzi opportuni dalla maggior parte dell'acqua che le impasta costituendo un prodotto non commerciabile, dato che maggiore è la percentuale di umidità e maggiore è la deduzione di prezzo fissato dal metallurga per i minerali che provengono appunto dal trattamento per fluttuazione.

I concentrati come sortono dagli apparecchi contengono per lo più dal 15 al 20 % di sostanze solide. Per rompere e distruggere le schiume si ricorre spesso a degli spruzzi d'acqua sotto pressione ed in questo caso l'acqua trascina con sè i concentrati ad una pompa centrifuga o meglio (quando è possibile) ad un elevatore perchè siano elevati al già descritto

Dorr-tank per l'addensamento della torbida. Per i casi ordinari un addensatore di 8 a 12 metri di diametro e di due metri di profondità è sufficiente, e la velocità dei bracci dell'agitatore può esser di 1 a 2 giri all'ora.

In certi casi i concentrati passano ancora sotto spruzzi d'acqua all'entrata nell'addensatore, nel quale qualche volta per evitare il trascinamento di schiuma nell'acqua che va via, si mette nell'interno ed a circa 30 cm. dallo sfioratore un diaframma protettore, funzionante da arresto, che penetra per circa 30 cm. nella superficie liquida del bacino.

Lo scarico della torbida addensata è talora intermittente, mentre l'arrivo del prodotto delle celle è continuo. L'apparecchio destinato all'evacuazione fa l'estrazione periodicamente, ogni due ore per esempio, onde avere una conveniente consistenza nel prodotto, il quale contiene tuttavia ancora dal 35 al 40 % di umidità.

Ma alla discarica di fondo è oggi generalmente sostituita quella fatta mediante una pompa speciale a diaframma (pompa Dorco) montata a circa un metro più in alto dello sfioratore ed avente il tubo d'aspirazione unito al tubo di scarico occasionale di fondo, come è indicato nella fig. 173.

Gli addensatori Dorr sono attualmente forniti di un dispositivo speciale che avvisa quando il deposito troppo addensato cagiona resistenze pericolose, facendo squillare un campanello, ed allora si provvede sollevando i bracci.

Scopo principale degli addensatori è il dare alle celle di fluttuazione una torbida a conveniente diluizione, quando precedono le celle e le alimentano facendo da volano tra la macinazione e la fluttuazione; di mandare all'essiccazione dei concentrati disidrati e di ricuperare, occorrendo, una parte dell'acqua.

Sono ora anche in uso nei grandi impianti dei *super-addensatori* e si evacua dell'acqua chiarificata per sfioramento e filtrazione a traverso uno strato poroso di fondo. Un dispositivo speciale abbassa i rastelli ed elimina un tenue strato di sabbia di tanto in tanto, per impedire l'intasamento.

Si hanno anche degli apparecchi in cui — come nell'addensatore *El-Tigre* — i bracci che portano verso il centro la torbida addensata, anzichè rettilinei hanno una conveniente curvatura a spirale che agevola il trasporto.

I prodotti degli addensatori essendo ancora troppo umidi, devono essere essiccati o filtrati.

L'essiccazione può farsi con due sistemi: in tini essiccatori a vapore od in filtri-presse od in filtri continui a tamburo, con prevalenza di questi ultimi, specialmente dopo l'apparizione dei filtri Olivier e derivati.

Il primo metodo è il più antico e può trovare la sua applicazione in impianti di potenzialità molto ridotta. Le tine d'essiccazione possono avere

da m. 2,50 a m. 4,50 di diametro e m. 0,90 di profondità. Il fondo è ricoperto da una rete di tubi di 50 mm. scaldati da vapore a due atmosfere.

I concentrati sono fatti arrivare naturalmente o mediante pompa nella tina e si lasciano depositare finchè, raggiunto un certo spessore del materiale depositato il liquido viene eliminato con estrazione a sifone od altrimenti. L'essiccazione si compie entro 24 o 36 ore ed il deposito — di circa 30 cm. di spessore — è quindi estratto.

Questo sistema è poco costoso come impianto; dà dei prodotti abbastanza asciutti (10 % d'umidità), ma richiede una spesa maggiore per mano d'opera e per consumo di combustibile.

Il principio dei noti filtri-presse è in generale il seguente: un mezzo filtrante (tessuto di varia natura e compattezza) è steso su di un quadro o lastra munito di scanalature per la raccolta e scarica delle soluzioni che attraversano il tessuto e che sono abbandonate dalla sostanza da filtrare per forte pressione che si esercita nello spazio compreso fra il tessuto stesso sulla faccia scanalata e la parete che chiude il compartimento.

Un certo numero di queste celle costituisce il filtro, che è ad azione intermittente, occorrendo estrarre, cambiare e ripulire i diaframmi ad ogni operazione, il che richiede tempo e mano d'opera.

I più usati sono oggigiorno i filtri continui a vuoto, del tipo Oliver e derivati.

Filtro Oliver. — Il filtro Oliver la cui forma è indicata nella fig. 290 consiste in un tamburo o cilindro *C* girante su di un asse orizzontale, e la cui parte bassa è immersa, in una tramoggia sottostante *D* che contiene il materiale da filtrare.

La superficie del tamburo è divisa in compartimenti o sezioni, le cui pareti di separazione irradiano dall'albero motore. Queste sezioni sono ricoperte da lamiere forate destinate a reggere il tessuto, che funziona da mezzo filtrante e che è tenuto in sesto e protetto dall'usura da un anello protettore di fili di ferro distanti 15 mm. circa l'uno dall'altro.

Ciascuna delle accennate sezioni del tamburo, mediante i tubi che passano attraverso un mozzo cavo, è connessa ad una valvola automatica che consente non solo l'applicazione del vuoto necessario a formare ed a disidratare la pasta (vuoto che è prodotto da apposita pompa alla quale va il condotto *v v*), ma anche, mediante il tubo *a a*, l'immissione dell'aria necessaria allo scarico di questa e ciò al momento opportuno. Così ogni sezione costituisce quasi un'unità a sè, sebbene l'involucro filtrante esterno sia continuo.

Un raschietto *r* è opportunamente disposto lungo la generatrice del cilindro e contro i fili del rivestimento esterno, in modo da facilitare la caduta e l'esportazione della pasta residuante dalla filtrazione dopo che

questa si distacca dal tessuto per l'azione interna dell'aria compressa, pasta che cade da *N* ed è raccolta e portata via per esempio da una cinghia di trasporto.

Un agitatore *A* la cui natura dipende da quella della torbida da filtrare, è messo nel recipiente inferiore sotto il tamburo onde mantenere in sospensione le particelle più pesanti e rendere uniforme la pasta.

La velocità del tamburo può variare da 1 giro al minuto fino ad 1 giro ogni dieci minuti, per cui anche nei modelli più grandi il consumo di forza non oltrepassa i 2 o 3 HP. Le dimensioni del tamburo variano da m. 0,90 di diametro e m. 1,50 di larghezza fino a m. 3,50 di diametro e m. 3,60 di lunghezza.

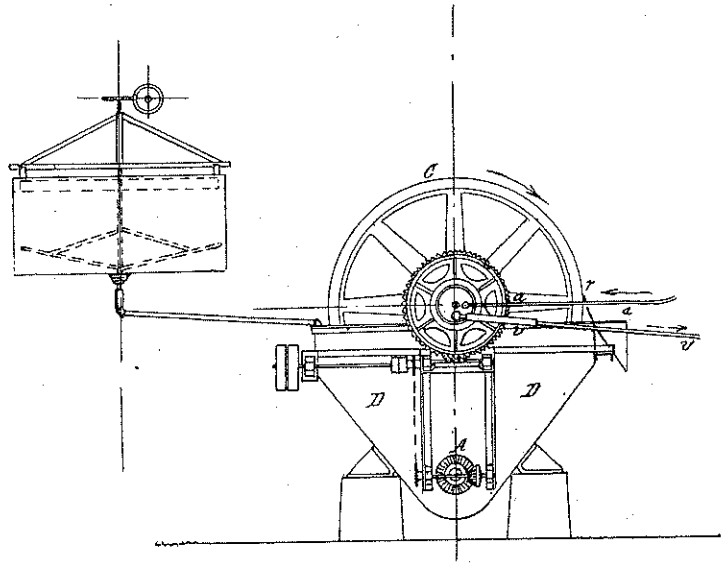


Fig. 290.

Il materiale da filtrare si fa arrivare (per esempio da un addensatore Dorr) nel recipiente inferiore e la miscela è resa intima ed omogenea dall'agitatore o da getti di aria compressa o di vapore. Come il tamburo gira, ogni compartimento (mentre all'interno si fa il vuoto) si immerge nella miscela che va aderendo contro il tessuto fino al punto di emersione del tamburo dalla torbida. Il liquido traversa il tessuto ed i tubi che vanno alla valvola automatica, mentre le particelle solide aderiscono alla superficie del tamburo in una pasta uniforme, di spessore variabile fra 5 e 20 mm.

Il vuoto è mantenuto nella parte superiore del tamburo fino ad una certa altezza dal livello d'immersione. Si fa allora arrivare il getto d'aria

compressa che distacca la pasta dal tessuto e che aiutata dal raschietto cade nel trasportatore che lo porta all'ulteriore essiccamento od al deposito.

Un filtro Oliver di 14 m² di superficie, trattando materiale a 95 % di elementi minori di 200 mesh e con 35 % di umidità, dà un prodotto con 10 % d'acqua e dà 40 tonn. di prodotto solido in 24 ore.

Velocità: 1 giro ogni 7 minuti.

Forza occorrente 5 HP. Il vuoto prodotto dalla pompa è usualmente di 65 mm.; se scende a 45 mm. si ottiene del prodotto ancora troppo umido.

È importante la scelta del tessuto del filtro che dovrà essere più o meno fitto e serrato a seconda dei casi.

Il prodotto dei filtri è portato da un trasportatore a cinghia al deposito per la spedizione e talora va ad un'ulteriore essiccazione in forni speciali.

Oltre i filtri Oliver, sono anche attualmente molto usati i filtri americani a dischi ed ottimi in Europa sono quelli a tamburo della « Maschinenfabrik Bukau R. Wolf A. G. » (rappresentata in Italia dalla Ditta R. Schmidt di Milano) raccomandabili per la costruzione eccellente e per il loro sicuro funzionamento. La fig. 291 dà un'idea dell'insieme del meccanismo di trasmissione di uno di questi filtri.

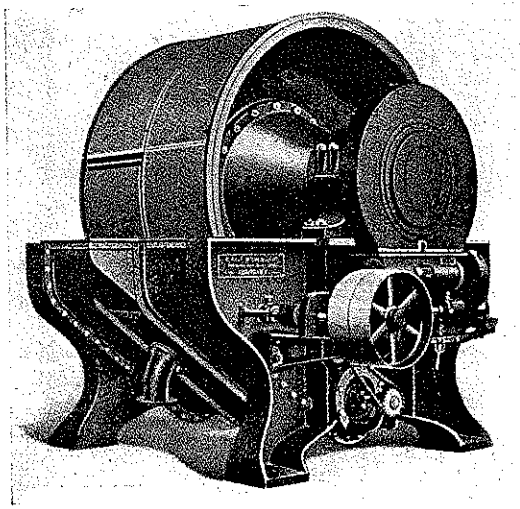


Fig. 291.

Il movimento è dato da pulegge fissa e folle ed è trasmesso al tamburo a mezzo d'ingranaggi conici e d'una vite senza fine che lavora nell'olio e su cuscinetti reggispinta a sfere e che agisce sull'ingranaggio calettato sul colletto dell'albero longitudinale del tamburo. L'agitatore è mosso da trasmissione a catena e (siccome il tamburo può essere fermato per mezzo di un giunto ad innesto spostabile) continua a funzionare per mantenere in sospensione i materiali solidi della miscela.

La velocità di rotazione che in generale si aggira fra ⅓ e 3 giri al minuto è perfettamente regolabile e può variare entro forti limiti.

Forni d'essiccazione. — Per l'essiccazione dei prodotti finissimi ed impregnati d'acqua che vengono dagli apparecchi di fluttuazione furono

applicati sia dei forni rotativi, sul genere dei forni Oxland, sia dei forni a suola girante; sia altri a diverse suole sovrapposte e con rimescolatori montati su di un albero verticale; ma il forno che pare abbia dato finora i migliori risultati è il forno Lowden, che fu appunto studiato per i prodotti della fluttuazione ed applicato nelle grandi laverie del Missouri da dove il suo uso si diffuse anche in altre industrie.

Il forno Lowden — rappresentato negli schizzi della fig. 292 — consta di un lungo truogolo rettangolare *A A* di lastre di ghisa, sotto le quali passano i canali *B* dei gas caldi che provengono da un focolare a carbone, o da un gassogeno, o da altra sorgente di calore.

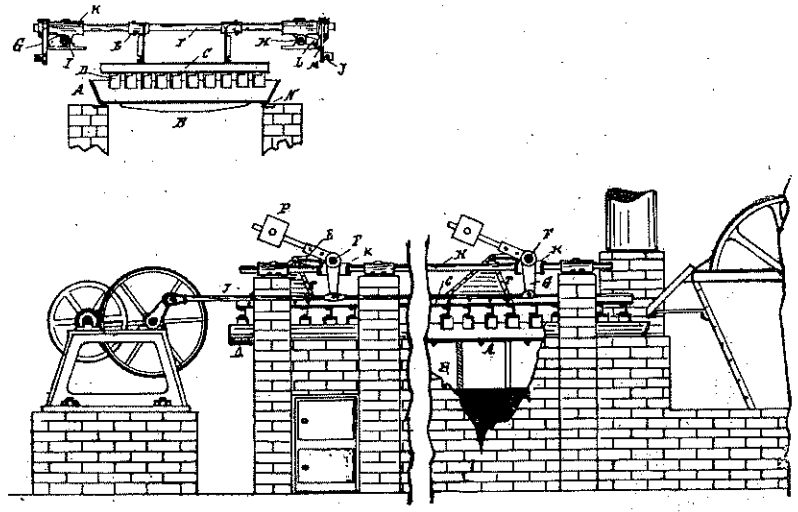


Fig. 292.

Il materiale arriva per esempio da un filtro Oliver ad un estremo del piano di lavoro ed è costretto ad avanzare sulla suola riscaldata da una serie di rastrelli i cui denti sono sostituiti da spatole *D* opportunamente disposte e che rimescolando e tagliando la massa da asciugare la sospingono e trascinano verso l'estremo opposto del forno dove è scaricata.

Il dispositivo meccanico che produce il rastrellamento, costituisce appunto la caratteristica di questo forno. Esso ricorda del resto un po' il movimento applicato nel classificatore Dorr.

Le spatole *D* montate sulle traverse *C* sono ad inclinazione variabile.

L'insieme dei rastrelli è sorretto e comandato dai bracci *E* uniti agli alberetti *F*, che girano nei supporti *K* fissati alle aste *H* le quali possono muoversi liberamente con moto alternato nei cuscinetti *I*. I bracci *E* e *G* insieme con l'alberetto *F* formano manovella la cui oscillazione è limitata da un arresto *M* sul braccio *G* e da due altri sul supporto *K*, che sono regolabili con vite *L*.

Opportuni contrappesi P controbilanciano il peso dei rastrelli e riducono quindi il lavoro. L'apparato motore è costituito da un albero a due manovelle, comandanti le aste motrici J; albero che riceve il movimento per rocchetto ed ingranaggio riduttore, dall'albero principale comandato per cinghia.

Le bielle motrici J collegano le manovelle coi bracci G, e la loro rotazione produrrebbe una semplice oscillazione di questi bracci senza gli arresti di cui fu fatto cenno, che limitano l'oscillazione di G ed E onde l'eccesso della corsa produce uno scorrimento delle aste H nei supporti I, che genera l'alzarsi dei rastrelli alla fine (estremità di sinistra) della corsa ed il loro abbassarsi all'inizio di essa, essendo il loro insieme sorretto mediante i sostegni triangolari T collegati alle leve E.

L'andamento di un forno essiccatore Lowden non presenta difficoltà speciali sia per l'alimentazione, che può essere fatta o direttamente dal filtro o da un trasportatore qualunque, sia per l'evacuazione del prodotto essiccato in un trasportatore o sui vagoni di trasporto.

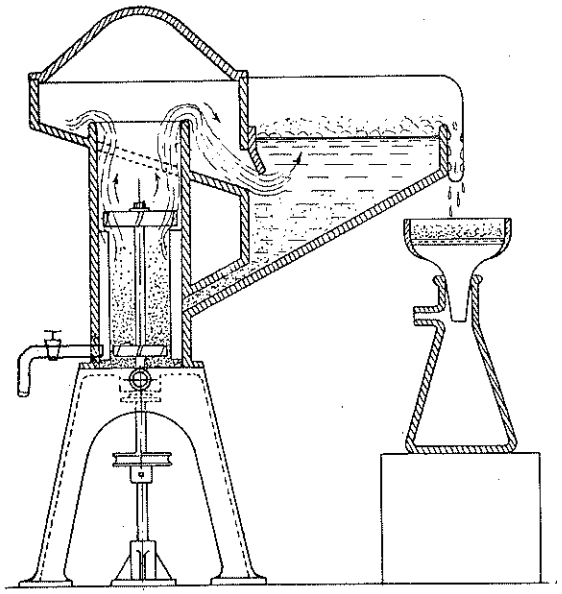


Fig. 293.

Esso può avere dimensioni diverse. Quelli più usuali hanno larghezze di m. 0,75-1,20-1,80 (fino a m. 3,60) e lunghezza da 7 a 20 m.

Prove preliminari di fluttuazione. — Quando si tratti di minerali richiedenti un trattamento di fluttuazione, sia completo, sia come fase finale o intermedia di un trattamento gravimetrico, diventano più che mai indispensabili quelle prove di laboratorio alle quali fu già accennato. Prove queste in generale laboriose e non brevi, dato che la qualità e quantità degli olii o di altri reagenti non può essere stabilita che da una serie di tentativi giudiziosamente scelti e condotti.

Per queste prove si trovano in commercio dei piccoli apparecchi che, sia per la macinazione, sia per il seguito delle operazioni successive della fluttuazione permettono di riprodurre in scala ridotta il lavoro industriale:

quali ad esempio dei piccoli molini a palle (sempre preferibili) dei polverizzatori e delle celle di fluttuazione, sia ad agitazione, sia ad insufflazione d'aria, di facile maneggio. Di queste una fu descritta prima di intraprendere l'esame delle diverse macchine industriali destinate alla fluttuazione.

Si dà, intanto nella fig. 293 la cella ad agitazione classica dell'Hoover che non ha bisogno di ulteriori spiegazioni ed alla quale è facile l'aggiunta al fondo di un tubetto regolabile d'aria compressa.

Compiendo in una cella di questo tipo il galleggiamento selettivo di un minerale di galena, blenda e pirite (a ganga silicea) l'operazione è così descritta dall'ing. A. Chataignon della Société Mineris et Métaux:

Macinazione a 65 mes (mm. 0,2).

Reattivi a disposizione:

Carbonato di sodio	soluz.	10 %
Cianuro di sodio	»	10 »
Solfato di zinco	»	10 »
Solfato di rame	»	10 »
Etilxantato di K	»	10 »
Olio di pino.		

Diluizione della torbida 1 kg. a 3 litri.

Aggiungere carbonato di sodio fino ad avere un $pH = 9$.

Si aggiungano 2 cc. di soluzione di cianuro (pari a 200 gr. di NaCy per tonnellata di minerale) più 6 cc. di soluzione di solfato di zinco (pari a 600 gr. p. tonn.) previamente mescolati. Si agiti per circa un minuto senza immettere dell'aria e poi si aggiunga una goccia di olio di pino (circa 30 gr. p. tonn.).

Immettendo allora dell'aria si vede una schiuma a bolle fini bluastre (galena) instabili e difficili da raccogliere. Aggiungendo ¼ di cc. di soluzione di xantato (25 gr. di xantato p. tonn.), le bolle ingrossano, sono cariche di galena e le schiume sono di facile raccolta. Dopo qualche momento la schiuma diventa più chiara: il galleggiamento della galena è terminato.

Si aggiungano allora 2 cc. di soluzione di solfato di rame (200 gr. p. tonn.) 0,25 cc. di soluzione di xantato (25 gr. p. tonn.). La schiuma si rinnova ben carica e del colore giallo o bruno della blenda, ed ha termine dopo qualche minuto.

Se si aggiunge allora al liquido dell'acido solforico in modo da avere un $pH = 5{,}6$ circa, più ¼ di cc. di xantato ed una goccia di olio di pino, la schiuma si rinnova carica di pirite.

L'evaporazione è finita. Il residuo è sterile o quasi.

In generale non si opera mai sui minerali che non siano ridotti almeno sotto 60 mesh; ma si va talora anche a macinazione spinta a 150 o 200 mesh.

Da preferirsi la macinazione con acqua e l'introduzione degli agenti collettori nel molino.

Nell'aggiunta o variazione degli olii od altri reattivi nella cella — per giudicarne l'efficienza — è consigliabile di registrare i risultati che si ottengono col variare la proporzione di ognuno di essi, partendo per es. da 0,01 ed aumentando con aggiunte di 0,02.

Per la dosatura degli olii od altri reattivi liquidi da immettere nelle celle, è consigliabile l'uso di una pipetta di Mohr, che permette di misurare le soluzioni in ragione di 0,01 cc. per volta.

Un filtro a vuoto da laboratorio che riceva le schiume sfioranti dalla cella darà una pasta sufficientemente disidratata per poter essere facilmente portata a secco.

Una prova di fluttuazione bene eseguita può indicare il tenore del concentrato ottenibile, ma anche — con sufficiente esattezza — il quantitativo presumibile dei reattivi necessari, nonchè il grado di alcalinità (il pH) da adottare per ottenere il miglior rendimento.

Si ritiene utile di citare come esempio i risultati di due studi sperimentali eseguiti alcuni anni or sono (nel Laboratorio di Preparazione Meccanica della R. Scuola Mineraria di Roma) dall'ing. L. Usoni.

a) Minerale di rame d'Albania:

Tenore medio del minerale Cu 5,32 %

(roccia schistosa cloritica con calcopirite e pirite).

Reattivi:

Xantogenato di sodio (p. tonn.)	gr.	110
Olio di pino Yarmor (p. tonn.)	»	140

Agitazione per 4 minuti.

Tenore del concentrato 23,08 %; rendimento 98 %.

b) Minerale di molibdenite di Sardegna:

Tenore medio del minerale 3,75 % MoS_2

Reattivi:

Cianuro di sodio (p. tonn.)	gr.	100
Silicato di sodio (p. tonn.)	»	120
Ortotuilidina	»	110
Acido cresilico (p. tonn.)	»	150

Ambiente basico $pH = 6,4$ (320 gr. CaO p. tonn.).

Tenore del concentrato 92 % MoS_2; rendimento 95 %.

Si deve inoltre tener presente che le osservazioni e determinazioni microscopiche sono una necessità assoluta prima di intraprendere gli studi della concentrazione di un dato minerale coi metodi di fluttuazione nei quali i grani più grossi che si possono far galleggiare sono dell'ordine di grandezza di ¼ di mm., mentre spesso è necessario di spingere molto oltre la macinazione dato che più essa è spinta e più è perfetta la liberazione dei grani di diversa natura. Il grado di tale macinazione dovrebbe essere controllato dall'esame al microscopio, che potrà inoltre fornire dati utilissimi per la scelta del metodo di trattamento più conveniente.

Lo studio al microscopio di un dato minerale è in certi casi un po' costoso, ma potrà permettere talora di realizzare delle economie considerevoli, spesso di ben altro ordine di grandezza del costo dello studio stesso.

Il microscopio usato come controllo di un trattamento in corso, può inoltre indicare quale è la natura delle perdite di certi minerali o metalli; quale sia il carattere delle impurità nei concentrati, e se convenga espellerle e può rivelare talora se vi siano associazioni preferenziali di certi minerali.

Il prof. Gaudin dell'Università di Montana fa notare che nella Scuola delle Miniere di Butte (Stati Uniti) campioni presi durante prove di galleggiamento sono sparsi in strato sottilissimo su di una lastra di vetro ed esaminati con un microscopio binoculare Spencer con un ingrandimento di 50 a 100 diametri, ed il suo esame non richiede più di due minuti.

La cosa riesce indubbiamente possibile ed utile anche nella marcia di un impianto industriale, di qualche importanza, poichè i risultati così rapidamente ottenibili potranno permettere di intervenire sul trattamento nel momento che si giudichi più conveniente e migliorare talora il trattamento stesso.

CAPITOLO TREDICESIMO

TRATTAMENTO MAGNETICO ED ELETTROSTATICO

Come si è già avuto occasione di accennare si hanno dei casi nei quali non esiste fra i componenti di un dato materiale mineralizzato una differenza di densità tale da consentire una separazione dei diversi elementi costitutivi e quindi un arricchimento sufficiente della sostanza minerale che si vuole utilizzare coi metodi ordinari di preparazione meccanica per lavaggio.

È allora necessario di ricorrere in questi casi a ripieghi e metodi speciali e fra questi — quando è possibile — a quello basato sulle diverse proprietà magnetiche di certi minerali, citando come esempio l'associazione della blenda col ferro spatico; della calamina con vari ossidi di ferro; di diversi minerali di rame colla magnetite; della cassiterite col wolfran; di certi minerali di zinco colla franklinite, ecc.

Si ritiene conveniente ora di ricordare sommariamente ed elementarmente i principii sui quali si fonda tale metodo per esaminare poi alcuni dei principali tipi di apparecchi che furono o sono adottati per metterlo in pratica.

I corpi che naturalmente possiedono la proprietà di attirare il ferro o di esserne attirati si dicono *magneti* o *calamite naturali*. Quelli invece ai quali si fa acquistare con metodi diversi tale proprietà si chiamano *calamite artificiali*.

Le sostanze alle quali per uso industriale si suole comunicare la proprietà anzidetta sono l'acciaio, il ferro e la ghisa. L'acciaio una volta magnetizzato conserva a lungo le proprietà magnetiche, diviene praticamente una *calamita permanente* e, come le calamite naturali, suol chiamarsi *magnete*. Il ferro dolce e la ghisa perdono quasi interamente le proprietà magnetiche appena cessi la causa che in essi le ha generate.

Un pezzo di ferro o di ghisa diventa calamitato, ossia capace di attirare o di respingere diverse sostanze, quando lo si circondi con una

spirale di filo di rame isolato nella quale sia fatta passare una corrente elettrica.

Tutti i punti della superficie di una sbarra calamitata non hanno lo stesso potere d'attrazione, ma esistono in essa agli estremi opposti due regioni nelle quali tale potere è massimo e sono i *poli* della calamita, mentre fra di loro e ordinariamente ad eguale distanza da essi si ha una zona nella quale il potere d'attrarre è nullo e che chiamasi *linea neutra*.

L'insieme di un nucleo di ferro o di ghisa circondato da un avvolgimento di filo di rame costituisce ciò che chiamasi *elettromagnete*. I due poli che in esse si generano al passaggio della corrente chiamansi *polo nord* o *positivo* e *polo sud* o *negativo*, e come è noto, il primo respinge ed il secondo attira il polo nord dell'ago della bussola.

La polarità di un elettromagnete dipende dal senso di avvolgimento del filo e da quello della corrente elettrica. Se l'elica generata dal filo nell'avvolgersi intorno al nucleo è destrorsa (cioè quando essendo l'asse verticale le spire nel discendere piegano da destra a sinistra) il polo positivo trovasi all'uscita della corrente; se l'elica è sinistrorsa esso trovasi all'entrata della corrente. La polarità può essere invertita rovesciando il senso della corrente.

Nei *cernitori magnetici* l'elettromagnete è talora incurvato, talora a due branche, ma in tutti i casi esso è disposto in modo da avere i due poli vicini.

In un elettromagnete si distinguono adunque il *nucleo*, l'*elica magnetizzante* e le *espansioni polari* che sono come le continuazioni delle estremità del nucleo, nelle quali si manifesta la polarizzazione e fra le quali si sviluppano le azioni magnetiche, nello spazio ordinariamente brevissimo che le separa e che suol chiamarsi *intraferro*.

Quando l'elettromagnete è della forma indicata nella fig. 304 il nucleo è in due parti $N\,N'$ colle relative espansioni polari $E\,E'$ e le due parti sono collegate da un pezzo G che chiamasi il *giogo* dell'elettromagnete.

Lo spazio che circonda un polo magnetico o nel caso specifico nostro lo spazio compreso fra i due poli di un magnete o di un elettromagnete dicesi *campo magnetico*. Esso è solcato dalle così dette *linee di forza* che attraversano lo spazio come tanti raggi e vanno da un polo al polo contrario più vicino, dipendendo la sua intensità dal numero delle linee di forza che lo attraversano.

L'unità di campo magnetico è data da un campo che ha una linea di forza per cm^2.

Le particelle di varie sostanze se sono messe in un campo magnetico si polarizzano; ma mentre per alcune di esse le particelle si dispongono nella direzione delle linee di forza e coi poli affacciati a quelli di nome contrario del magnete, per altre si dispongono normalmente.

Le prime sono le sostanze *magnetiche*, quali il ferro, l'acciaio, la ghisa,

il nichelio, il cobalto, il manganese, la magnetite, la pirrotina, ecc. Le altre, come ad esempio tutte le ganghe lapidee dei minerali, il bismuto, lo zinco, il rame, l'antimonio, ecc. diconsi *diamagnetiche*.

Si ritiene interessante di dare una classificazione delle diverse sostanze minerali, riguardo alle loro proprietà magnetiche:

Sostanze ramagnetiche	Sostanze ad alta permeabilità magnetica	Sostanze poco magnetiche		Sostanze diamagnetiche	
rro	Magnetite	Wolframite	Bornite	Bismuto	Minerali di Pb
balto	Pirite magnetica	Siderite	Malachite	Antimonio	Minerali Ag
chelio	Ferrospat. (torref.)	Franklinite	Azzurrite	Zinco	Blenda non ferrifera
atino	Pirite di rame id.	Cromite	Minerali di Mn	Stagno	Cassiterite
anganese	Pirite di ferro id.	Limonite	Blenda ferruginosa	Cadmio	Pirite di ferro
omo	—	Ilmenite	Ornblenda	Mercurio	Pirite arsenicale
—	—	Ematite bruna	Granato	Piombo	Quarzo
—	—	Ematite rossa	Rodonite	Argento	Barite
—	—	Oligisto	—	Oro	Calcite
—	—	—	—	Arsenico	Fluorina
—	—	—	—	Vetro	Feldspati

Le particelle magnetiche introdotte nel campo di un magnete o di un elettromagnete si magnetizzano *per induzione*: in altre parole l'esistenza di una forza magnetica nel campo genera nel corpo magnetico un'altra grandezza detta *induzione magnetica* che varia nei diversi corpi.

Il rapporto fra questa nuova forza e la prima chiamasi la *permeabilità magnetica*, la quale — se si prende come unità la permeabilità dell'aria — è grande per i corpi magnetici e prossima all'unità per i corpi diamagnetici.

Se una forza magneto-motrice I può produrre B linee di forza in un nucleo metallico e ne può produrre solo H per cm² nell'aria, la permeabilità magnetica è data dall'espressione:

$$\mu = \frac{B}{H}.$$

Così per un nucleo di ghisa e per $B = 6000$ ed $H = 21{,}5$ si ha $\mu = 279$ e per un nucleo di ferro e per $B = 16.000$ ed $H = 50$ si ha $\mu = 320$.

La forza magneto-motrice di un elettromagnete è espressa dalla relazione:

$$\frac{4\,\mu\, ni}{10}$$

nella quale i è la intensità della corrente in ampères ed n il numero di spire dell'avvolgimento. Ora ogni avvolgimento assorbe sotto forma di

calore una parte dell'energia della corrente: in altre parole non si possono costruire degli elettromagneti senza *resistenza* e questa è espressa dalla relazione:

$$\frac{l}{s\,\mu}$$

dove l è la lunghezza del circuito magnetico in cm.; s la sezione trasversale in cm² e μ la permeabilità.

Il numero θ delle linee di forza, ossia il così detto *flusso magnetico*, non è che il rapporto della forza magneto-motrice alla resistenza (allo stesso modo come per le correnti elettriche si ha l'intensità $I = \frac{E}{R}$): si ha quindi:

$$\theta = \frac{4\,\pi}{10}\, ni\, \frac{\mu\, s}{l}.$$

Alla quantità ni si dà il nome di *ampères-giri*, e dalla formula precedente può ricavarsi il suo valore:

$$ni = 0{,}796\, \frac{\theta\, l}{\mu\, s}.$$

Delle due ultime formule, la prima può servire per conoscere l'entità del flusso magnetico di un elettromagnete dato e la seconda permette di calcolare un elettromagnete da costruire.

Occorre perciò di fissare prima di tutto il valore di θ sia nello spazio fra i poli (intraferro) sia nel nucleo.

Perciò bisogna tener presente che il ferro non può economicamente trasmettere più di 16.000 linee di forza per cm² e la ghisa non più di 6000. Dovrà quindi tenersi nei casi ordinari molto minore nello spazio compreso fra i due poli il numero delle linee di forza per cm², numero che moltiplicato per l'area della sezione trasversale di tale spazio in cm² darà il valore del flusso magnetico nel campo. Siccome poi si ha sempre un disperdimento di linee di forza, così per avere quel dato numero di linee nel campo, bisognerà produrne da ¼ a ½ di più e quindi per avere il valore di θ per il nucleo, giogo ed espansioni polari basterà aumentare di ¼ od ⅓ o ½, a seconda dei casi, il valore adottato per il campo magnetico fra i poli.

Conoscendo ora il numero totale di linee di forza che dobbiamo far passare nel nucleo, si può facilmente dedurne la sezione in cm², e quindi il suo diametro, dividendo questo valore per 16.000 se il nucleo è di ferro o per 6000 se è di ghisa.

Per ciò che riguarda la lunghezza da dare al nucleo, si vede dalla formula data che si ha interesse a tenerla piccola; ma siccome d'altra parte

l'avvolgimento si scalda tanto più quanto maggiore è il suo spessore, non conviene adottare una lunghezza talmente piccola da portare ad uno spessore eccessivo dell'avvolgimento. Nei casi ordinari tenendo la lunghezza del nucleo eguale a quattro o cinque volte il diametro calcolato si ottengono dei risultati attendibili; ma in tutti i casi quando alla fine del calcolo si avesse un risultato un po' difettoso si può gradatamente modificare la lunghezza per tentativi.

La lunghezza da dare al giogo ed alle espansioni polari non si tiene in generale maggiore di quel che è strettamente necessario perchè da asse ad asse dei due nuclei vi sia la distanza occorrente per permettere di adottare lo spessore dell'avvolgimento calcolato.

Fissati questi dati si può passare a calcolare il valore di *ni*, prima per lo spazio compreso fra le espansioni polari o campo magnetico propriamente detto e quindi per l'insieme dei nuclei, giogo ed espansioni polari.

Per il campo si fa μ eguale all'unità (permeabilità dell'aria), θ eguale al numero di linee di forza calcolato per il campo e si dànno ad l e ad s i valori adottati, notando che lo spazio l fra i poli deve essere piuttosto breve potendo esso variare a seconda del tipo di cernitore magnetico da 6 a 7 mm. e fino a 25 mm.

Per la parte metallica si fa l eguale alla somma delle lunghezze dei due nuclei del giogo e delle espansioni polari; θ eguale al flusso magnetico calcolato per la parte metallica e μ eguale a 320 od a 279 secondo che trattisi di ferro o di ghisa. Sommando i valori di *ni* così trovati si ottiene il numero totale di ampères-giri occorrente per generare il campo che è richiesto dal caso che si considera.

Bisogna allora stabilire, quale possa essere l'intensità più conveniente della corrente eccitatrice facendo sì che in relazione alle dimensioni fissate per l'apparecchio e tenuto conto in modo speciale della superficie degli elettromagneti, tale intensità non sia tale da produrre nel lavoro corrente un riscaldamento (che secondo la legge di Joule è proporzionale ad ir) il quale oltrepassi il massimo di 50 gradi centigradi al disopra della temperatura dell'ambiente.

Bisogna anche nella maggior parte dei casi tener conto del voltaggio della corrente di cui si dispone, onde addivenire alla determinazione più conveniente dell'intensità da adottare e della resistenza del filo d'avvolgimento delle bobine onde evitare l'uso di reostati da mettere nel circuito, i quali non farebbero che generare uno sciupìo di energia. Questa corrente non è quasi mai inferiore ai 100 volts, mentre quella dei separatori magnetici raramente arriva ai 50 volts: nè la disposizione in serie sarebbe consigliabile poichè dovendo ogni elemento trattare grani di diverso diametro può richiedere una diversa eccitazione. È dunque sempre meglio studiare gli elettromagneti in modo da poterli innestare sulla corrente dell'officina.

Fissata secondo i criteri accennati l'intensità più adatta e dividendo per questa il numero d'ampère-giri si avrà il numero delle spire e quindi la lunghezza del circuito e si potrà calcolare la sezione del conduttore che corrisponda alle condizioni opportune di resistenza elettrica.

Naturalmente converrà calcolare l'elettromagnete per il lavoro massimo, potendosi poi variare l'intensità del campo, sia variando la distanza fra i poli, come si fa in qualche caso, sia introducendo nel circuito elettrico delle resistenze opportunamente calcolate.

Aggiungeremo che nel funzionamento di un separatore magnetico un fattore importantissimo è anche dato dalla velocità di traslazione dei grani davanti ai poli magnetici, la quale essendo in relazione diretta non solo coll'intensità del campo, ma anche colla permeabilità magnetica del materiale da trattare, deve essere determinata sperimentalmente o fondata su dati pratici attendibili.

Le sostanze minerali si sogliono dividere come si disse in magnetiche e diamagnetiche, ma veramente secondo la scienza quasi tutti i minerali sono dotati di proprietà magnetiche. In altre parole è più razionale il dividere i minerali in *fortemente* e *debolmente* magnetici a seconda che è più o meno forte la loro permeabilità magnetica.

Secondo gli studi e determinazioni del Plücker se si tiene eguale a 100.000 la permeabilità del ferro metallico, quella della magnetite e della pirrotina si accosta a 40.000 costituendo soli la classe dei minerali fortemente magnetici in unione ai metalli seguenti: nichelio, cobalto, manganese, cromo, platino ecc. Invece per la siderite e per l'ematite la permeabilità supera di poco il valore 700 e scende a 296 per la limonite, a 167 per l'haussmannite (Mn_3O_4) e va in generale al disotto di 150 per tutti gli altri minerali.

Giova tuttavia notare che la permeabilità magnetica delle specie minerali varia in generale col variare della loro composizione chimica e talora colla loro associazione con sostanze più o meno magnetiche.

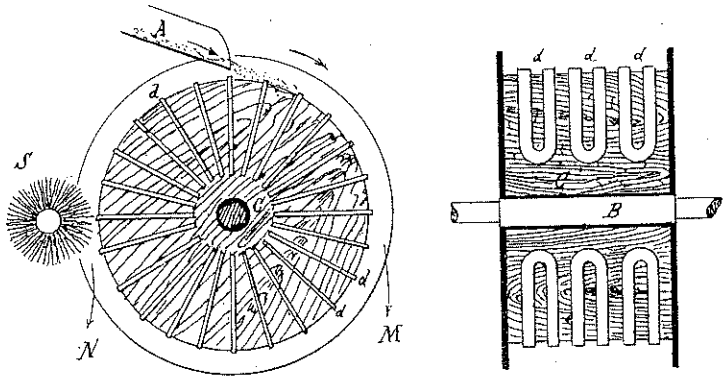
La cosa è già evidente per gli ossidi di ferro, dei quali solo Fe_3O_4 (magnetite) è veramente magnetica, mentre l'ossido Fe_2O_3 (oligisto, ematite, martite, ecc.) lo è debolmente e l'idrossido o limonite anche più debolmente.

Così ancora mentre nelle combinazioni del ferro con il solfo la pirrotina ($Fe_{11}S_{12}$) è fortemente magnetica, la pirite e la marcassite (FeS_2) non presentano che deboli proprietà magnetiche, e la blenda che pure è quasi diamagnetica acquista una permeabilità più o meno sensibile per la sua unione con del ferro o del manganese.

Alcune sostanze debolmente magnetiche possono essere trasformate mediante calcinazione o torrefazione in altre fortemente magnetiche. Così calcinando alla temperatura di circa 1000 gradi il ferro spatico in forni a tino se in pezzi, in forni a riverbero o giranti se in grani, con un mi-

sciuglio dal 2 al 3 % di carbone si trasforma in ossido magnetico e collo stesso sistema ma ad una temperatura minore si possono trasformare in ossidi magnetici le ematiti e le limoniti. E ancora torrefacendo le piriti in una atmosfera ossidante si possono trasformare in gran parte in solfuro magnetico.

Così per esempio a Monteponi i misti ferruginosi provenienti dai crivelli che trattavano i materiali calamitari e che contengono col carbonato e silicato di zinco del ferro spatico e degli ossidi non magnetici, venivano calcinati, mescolandoli prima con circa 2 % di carbone fino, in un forno Oxland di 10 m. di lunghezza e m. 1,00 di diametro, che trat-



Figg. 294 *a* e *b*

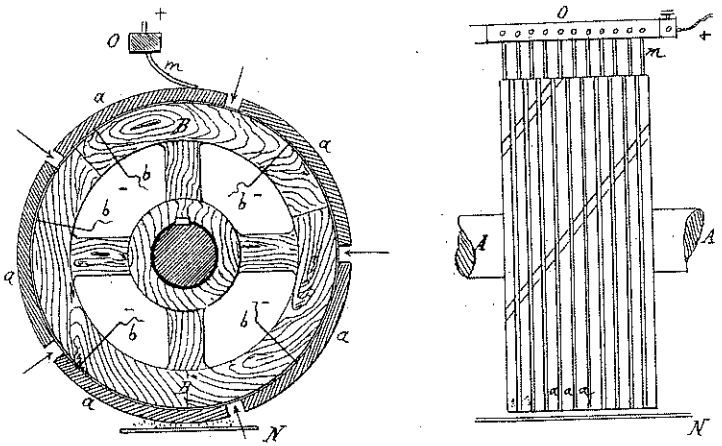
tava 12 tonn. in 24 ore bruciando circa 2 tonn. di lignite, ed erano poi sottoposti al trattamento magnetico. Ed a Friedrichssegen (Prussia Renana) il minerale composto di siderose e blenda ed in pezzi era calcinato e torrefatto in un forno a tino che trattava 8 tonn. al giorno con un consumo di meno dell'1 % di coke, perchè il resto del calore che produce la calcinazione della siderite è dato dalla combustione del solfo della blenda. Il minerale così trasformato e dopo triturazione poteva passare al cernitore magnetico.

Fin dal 1845 Faraday suggeriva di utilizzare le proprietà magnetiche dei minerali di ferro per depurarli dalle ganghe sterili ed arricchirli. L'attuazione industriale di tale idea è dovuta a Quintino Sella che l'applicò nelle miniere di Traversella (Piemonte) verso il 1854.

Da quell'epoca in poi i tipi di apparecchi magnetici e sopratutto elettromagnetici andarono moltiplicandosi, tanto che è impossibile seguirne la serie, mentre tutti si basano tuttavia sullo stesso principio generale seguente: il minerale (previa calcinazione o torrefazione preventiva, ove occorra) è macinato e diviso in classi per volume, le quali sono guidate

in un campo magnetico che devia dal loro cammino le particelle magnetiche separandole da quelle diamagnetiche o dotate di minore permeabilità magnetica.

Si costruirono in tempi andati dei cernitori a semplici magneti o calamite permanenti. Le figg. 294 *a* e *b* mostrano la disposizione di uno di tali tipi d'apparecchi dei quali se ne ebbero di forme diverse. In un cilindro di legno *C* sono incastrati dei magneti *d* a ferro di cavallo in modo che le loro punte sono alquanto in risalto sulla superficie esterna del cilindro. Il cilindro gira nel senso della freccia intorno all'asse *B*. Il minerale arriva al sommo del cilindro in *A* e mentre i grani non magnetici cadono in *M*,



Figg. 295 *a* e *b*.

quelli magnetici proseguono la loro via aderendo ai poli delle calamite e ne sono staccate — per cadere in *N* — dalle spazzole *S* che girano nello stesso senso del tamburo.

Questi cernitori andarono completamente in disuso specialmente perchè il loro rendimento era troppo limitato.

Gli apparecchi fondati sull'uso degli elettromagneti sono di due tipi. Negli uni come nel primo cernitore inventato dal Sella, la corrente è interrotta ad intermittenza per permettere la caduta delle particelle attirate; negli altri la corrente è costante e la separazione dei grani magnetici avviene facendoli sortire dal campo magnetico. Nei primi il magnetismo residuo che si oppone alla smagnetizzazione istantanea del ferro dolce non permette di contare su una separazione rigorosa: sono d'altronde meno semplici e più costosi degli altri a corrente costante.

Le figg. 295 *a* e *b* dànno un'idea dell'antico cernitore Sella. Su di un albero *A* era calettata una ruota di legno *B* e sulla superficie esterna di essa erano fissati undici anelli di rame *a* divisi ciascuno in cinque segmenti

isolati gli uni dagli altri e uniti mediante i conduttori di filo, di rame *b* ognuno coll'estremo di una bobina. All'alto del tamburo undici lame *m* unite alla piastra *o* stabilivano il contatto cogli anelli *a*. La piastra *o* era unita al polo positivo di una batteria di pile mentre gli estremi delle bobine erano congiunti col polo negativo.

Sotto la ruota passava un nastro di tessuto *N* animato da un movimento di traslazione parallelamente all'asse della ruota che portava il minerale a contatto cogli anelli magnetizzati. Ad ogni passaggio delle spazzole o molle sugli intervalli che separavano i segmenti la corrente era interrotta ed il minerale magnetico cadeva di fianco al di fuori del nastro, mentre la parte non magnetica continuava la sua via e andava a cadere all'estremità del nastro stesso.

Dopo i progressi delle macchine dinamo-elettriche si sostituirono queste alle batterie di pile e ne vennero altri tipi d'apparecchi a interruzione di corrente, uno dei quali è per esempio quello dell'ing. E. Ferraris, che fu messo in esercizio fin dal 1892 a Monteponi, dove funzionò per diversi anni con buon esito. Esso è rappresentato nelle sue parti essenziali dalle figg. 296 *a* e *b* che ne dànno due sezioni alla scala di 1 : 25.

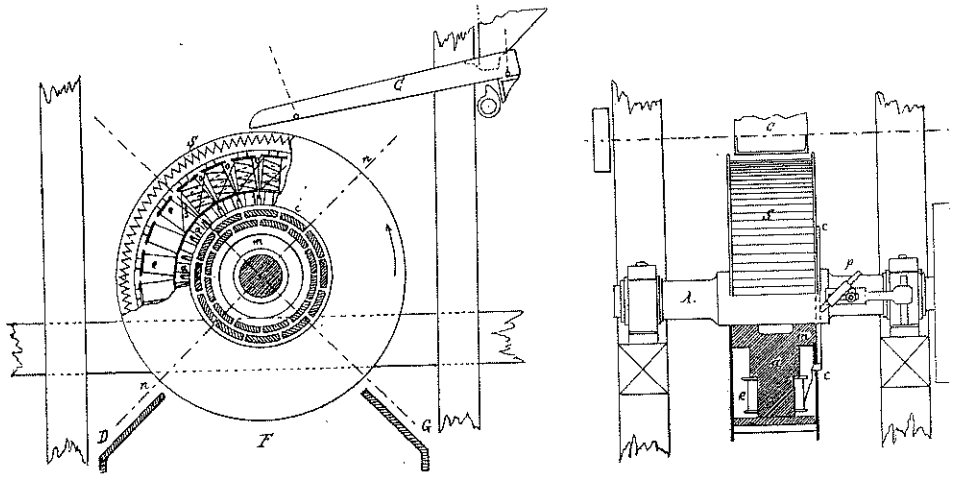
Sopra un albero *A* è calettata una ruota di ghisa formata da un mozzo *m*, da 24 bracci *a* e da una corona dentata *S*. Ogni braccio *a* verso la estremità fa da nucleo di un elettromagnete *e*. Si hanno quindi 24 elettromagneti collegati in serie in modo da formare un circuito continuo. Dai fili *f* colleganti due elettromagneti successivi partono i conduttori *o o*.... che vanno a collegarsi alternativamente ad uno o all'altro dei due segmenti *c c'* del commutatore disposto su una delle facciate laterali del tamburo. Sul commutatore poggiano due spazzole *p* opposte diametralmente e di larghezza tale da toccare due elementi del commutatore stesso appoggiando contemporaneamente sui due anelli *c c'*. Come avviene nell'anello Pacinotti la corrente della dinamo generatrice che circola nell'apparecchio mediante le spazzole si divide sulle due metà della ruota eccitando altrettanti magneti di nome contrario; ma siccome le spazzole appoggiano nello stesso momento su due elementi, la bobina che è intercalata con questi non è percorsa dalla corrente lasciando neutra la parte corrispondente della ruota. Si ha quindi un piano neutro *n n'* posto a 45° coll'orizzontale. Il minerale che arriva al sommo del tamburo mediante il canale a scossa *C* si mantiene nella dentatura della ruota fino ad arrivare al bordo superiore del piano neutro e intanto cadono in *D* i grani non magnetici. Continuando il giro del tamburo cadranno in *F* le particelle debolmente magnetiche e finalmente scendono in *G* i grani magnetici.

Uno di tali tamburi cernitori richiedeva una corrente di 6 ampères e 30 volts e trattava del materiale calaminare ferruginoso, previamente calcinato e convenientemente diviso in classi, in ragione di circa 5 tonn. in 24 ore, portandolo dal tenore del 20 % al 40 % di Zn.

Si costruiscono anche altri cernitori a interruzione di corrente quali ad esempio quello del Pulzig perfezionato da Siemens e Halske, quello di Wenstroem, ecc. ma non ebbero gran diffusione.

I cernitori magnetici moderni si possono prima di tutto dividere in *cernitori a campo di intensità limitata* per la separazione delle sostanze molto magnetiche e *cernitore a campo molto intenso* per il trattamento delle sostanze dotate di deboli proprietà magnetiche.

Il primo gruppo comprende due classi d'apparecchi che si distinguono dal modo con cui si ottiene che i grani magnetici cadano separati da quelli che lo sono meno o che non lo sono affatto.



Figg. 296 *a* e *b*.

Formano la prima classe quei cernitori nei quali il minerale è fatto cadere davanti o attorno ai poli di una calamita, i quali deviano le particelle magnetiche in modo da farle andare in un compartimento separato da quello che deve ricevere le particelle neutre: formano invece la seconda classe quei cernitori nei quali il minerale, sparso su di un nastro continuo o su di un altro trasportatore, passa davanti ai poli della calamita che attrae i grani magnetici e li fa andare in apposito compartimento sia per un moto di rotazione della calamita, sia per l'intervento di altro nastro trasportatore opportunamente disposto, sia per la rotazione di un tamburo.

Il principio dei separatori magnetici della prima classe è schematicamente indicato nella fig. 297. Dalla tramoggia *D* munita di distributore automatico, il minerale triturato e vagliato cade in tenui filetti davanti ai poli di un elettromagnete *E* regolato in modo che esso non fa che deviare leggermente dalla verticale le particelle fortemente magnetiche che cadono nel compartimento *A*, mentre il resto del materiale va nella tramoggia *B*

dalla quale in lama sottile scende di fronte all'altro elettromagnete E' regolato in modo da agire sulle particelle meno magnetiche le quali deviate cadono in A', mentre le altre continuano la loro discesa in B' per essere evacuate. Ove occorra, al secondo elettromagnete, se ne può far seguire un terzo e così via.

Su questo principio è fondato il separatore Edison rappresentato schematicamente nella fig. 298. Ogni magnete M', M'', M''' è formato da una barra piatta e dritta di ghisa munita di avvolgimento di filo di rame. Il minerale da trattare cade in lama sottile dalla tramoggia superiore d'alimentazione di fronte ai due poli dell'elettromagnete M' e mentre le particelle magnetiche sono deviate dalla verticale e raccolte in apposito condotto C', le altre cadono verticalmente di fronte ai poli di un elettromagnete M'' e così via.

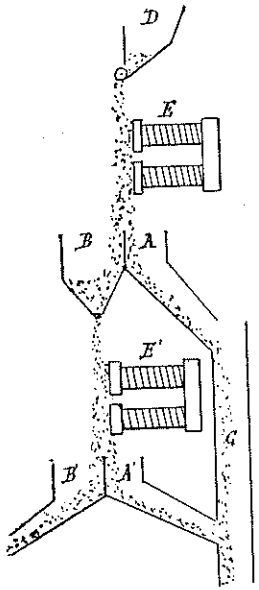


Fig. 297.

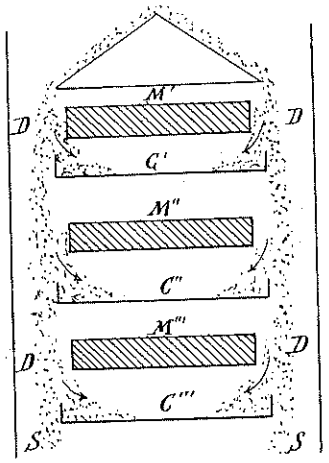


Fig. 298.

È questo il tipo delle cernitrici magnetiche impiantate dall'Edison a New-Jersey in una colossale officina dove si trattano in 10 ore di lavoro circa 5000 tonnellate di minerale di ferro che non contiene che 20 % di metallo ed è portato al 60 %, mentre i rifiuti contengono poco più di 1 % di ferro.

La macchina è formata di tre magneti ognuno dei quali è lungo 300 mm. largo m. 1,35 e dello spessore di 100 mm. Il primo elettromagnete ha un numero di spire minore di quello del secondo e questo minore del terzo, onde avere un campo magnetico gradatamente più intenso. L'avvolgimento dei tre magneti è in serie.

L'insieme richiede una corrente di 15 ampères a 80 volts per trattare 16 tonnellate all'ora di grani a diametro minore di mm. 1,5.

In questa stessa categoria possono anche includersi i separatori Dellvik-Gröndall ed Heberle nei quali il minerale è guidato in seno all'acqua di fronte ai poli degli elettromagneti [1].

La seconda classe di cernitori magnetici può suddividersi in tre categorie: nella prima, rappresentata dal *separatore Siemens*, il minerale scende nell'interno di un tamburo che porta alla periferia gli elettromagneti; la seconda comprende i numerosi apparecchi (*separatore di Friedrichssegen*, *separatore Monarch*, ecc.) nei quali il minerale cade su di un

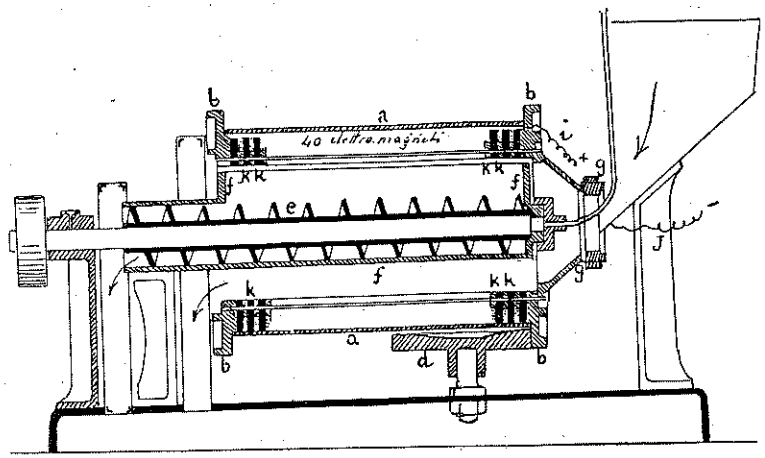


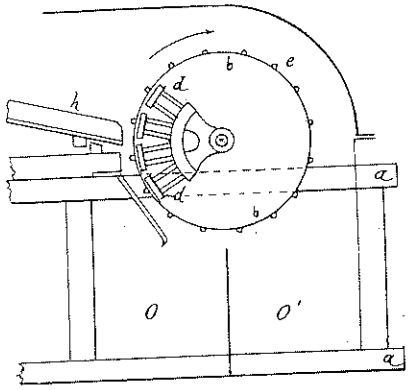
Fig. 299.

cilindro cavo nell'interno del quale stanno gli elettromagneti; la terza infine include le cernitrici magnetiche nelle quali il minerale cade su di una cinghia che attraversa od è attraversata dagli elettromagneti.

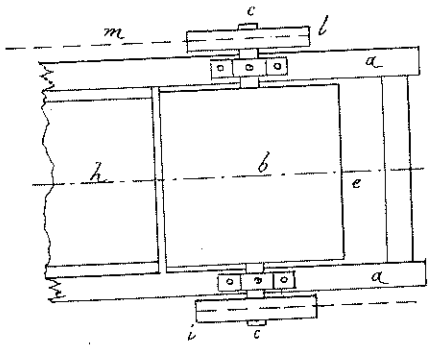
Separatore Siemens. — Consta di un gran cilindro magnetico di m. 0,75 a m. 1 di lunghezza e di m. 0,60 a m. 0,70 di diametro le cui basi sono formate da due robuste corone di bronzo $b\,b$ che girano su due coppie di rulli di frizione. L'asse del cilindro è inclinato ed è mantenuto a posto da una rotella orizzontale d girevole su perno. Il corpo del cilindro fra i due anelli di bronzo è formato da una serie di anelli k di ferro e di bronzo alternati e collegati fra loro ed ai dischi da forti tiranti longitudinali. Una dinamo, della quale si può far variare il regime, lancia la corrente in un

(1) Fra i cernitori magnetici nei quali l'estrazione delle particelle magnetiche avviene nell'acqua è anche da citare il separatore Ericsson, la cui descrizione può trovarsi nell'opera pregevole del Korda.

filo conduttore di rame isolato, che si avvolge attorno al cilindro negli intervalli lasciati dagli anelli di bronzo, formando così 40 elettromagneti. Il numero delle spire in ogni elemento va crescendo da destra a sinistra. Nell'asse del cilindro trovasi un truogolo *f* (fig. 299) entro il quale si muove una vite d'Archimede *e*. Il minerale penetra dalla tramoggia nel cilindro ed i grani magnetici sono trascinati dal moto di rotazione al sommo del tamburo, dove un raschietto a molla li stacca per farli cadere nella coclea che li trasporta verso l'uscita di sinistra. Le particelle diamagnetiche scendono lungo le generatrici inferiori del tamburo e vanno a cadere in un condotto speciale.



Uno di questi separatori lungo m. 1 e di 0,70 di diametro, a 15 giri al minuto poteva passare una tonnellata all'ora di un minerale a 22 % di ossido di zinco e 60 % di magnetite, dando un prodotto a 50 % di ossido di zinco e circa 10 % di magnetite.



Figg. 300 *a* e *b*.

Separatore Johnson. — È del genere del precedente, ma a lavoro intermittente. È un cilindro cavo di lamiera avvolto da un solenoide. La forza magnetica è massima sull'asse che porta una larga vite di trasporto che si magnetizza e attrae verso l'asse le parti magnetiche, mentre le altre scendono lungo il cilindro. Interrompendo l'alimentazione e poi la corrente la vite abbandona le particelle attratte le quali scorrendo a loro volta lungo la generatrice inferiore del cilindro che gira vanno in apposito compartimento.

Cernitore magnetico di Friedrichssegen. — Questo apparecchio si compone di un cilindro d'ottone *b* girevole intorno ad un asse orizzontale *c c* (figg. 300 *a* e *b*); di quattro file di elettromagneti fissi *d* e di un distributore a scossa *h* che porta e distribuisce sulla superficie del cilindro le materie contenute in una tramoggia. Questo distributore non è che un canale sospeso a quattro tiranti e riceve il moto d'oscillazione mediante un bocciuolo.

I prodotti che giungono a contatto col cilindro subiscono l'azione attrattiva degli elettromagneti eccitati da una dinamo. Una serie di risalti *e* disposti secondo le generatrici del cilindro trattengono i grani facilitando così l'aderenza delle particelle magnetiche, mentre le particelle diamagnetiche non attratte vanno a cadere nel sottostante compartimento *o*. Le particelle magnetiche uscendo dal campo degli elettromagneti, per la rotazione del cilindro sono da questo portate a cadere nel compartimento *o'*. La corrente arriva ad una delle estremità dell'albero che è cavo; passa nei fili degli elettromagneti e ritorna alla dinamo dall'altra estremità dello stesso asse.

L'apparecchio può trattare diverse grossezze di grani secondo la distanza che separa il cilindro d'ottone dall'orlo del distributore. Un consumo d'energia di un cavallo vapore basta per far girare quattro di questi cernitori, dei quali ciascuno passa circa 250 a 300 kg. all'ora di un miscuglio di blenda e siderite trasformata in ossido magnetico colla torrefazione ed a grani < 4 mm. L'intensità della corrente è di circa 17 ampères a 40 volts per il gruppo di quattro cernitori e basta per attendere ad essi un solo operaio.

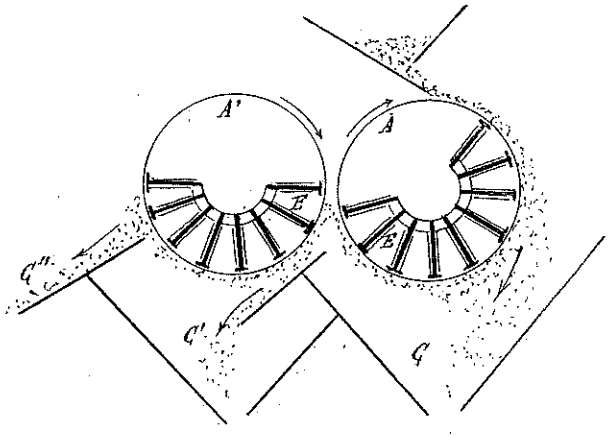


Fig. 301.

Separatore di Wenstroem detto Monarch. — È schematicamente rappresentato nella fig. 301. Si compone di due cilindri o tamburi *A A'* che girano nello stesso senso, all'interno dei quali è una serie di elettromagneti *E* fissi, il cui avvolgimento è disposto in modo che i poli opposti sono adiacenti fra loro. Ogni magnete estende la sua azione su tutta la lunghezza del tamburo che varia da m. 0,60 a m. 0,90, mentre il diametro può variare da m. 0,60 a m. 0,75.

Il minerale arriva alla parte alta del primo tamburo e come il tamburo gira le particelle magnetiche appena uscite dal campo magnetico di questo aderiscono al secondo tamburo nel quale l'intensità del campo è minore onde certe particelle che aderivano al primo tamburo non aderiscono al secondo e cadono in *C'* come prodotto misto. Le particelle diamagnetiche cadendo libere lungo il primo tamburo si raccolgono in *C* e

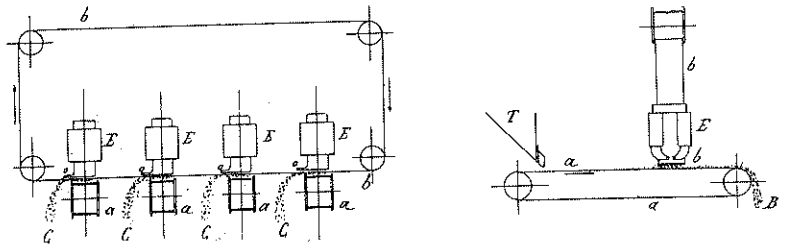
quelle aderenti al secondo lo abbandonano uscendo dal campo magnetico e dànno il prodotto finito in *C''*.

Ad Alburtis (Pensilvania) un apparecchio di questo tipo tratta 125 tonnellate di minerale di ferro (magnetite) al 30 % di ferro in 10 ore di lavoro. I tamburi di carta compressa hanno circa 7 mm. di spessore, hanno il diametro di m. 0,75 e la lunghezza di m. 0,90. La distanza fra i cilindri è di mm. 25. Il primo tamburo fa 40 giri al minuto; il secondo ne fa 50: il primo richiede 13 ampères ed il secondo 10,5 a 80 volts.

La forza richiesta per far girare i tamburi non è che di ½ cavallo.

L'apparecchio tratta dei grani di diametro minore di mm. 2 e dà un prodotto al 60 % di metallo e degli sterili al 3 %.

Separatori magnetici a cinghie. — Questo tipo di cernitore magnetico venne fatto costruire per le miniere di Monteponi dall'ingegnere E. Fer-

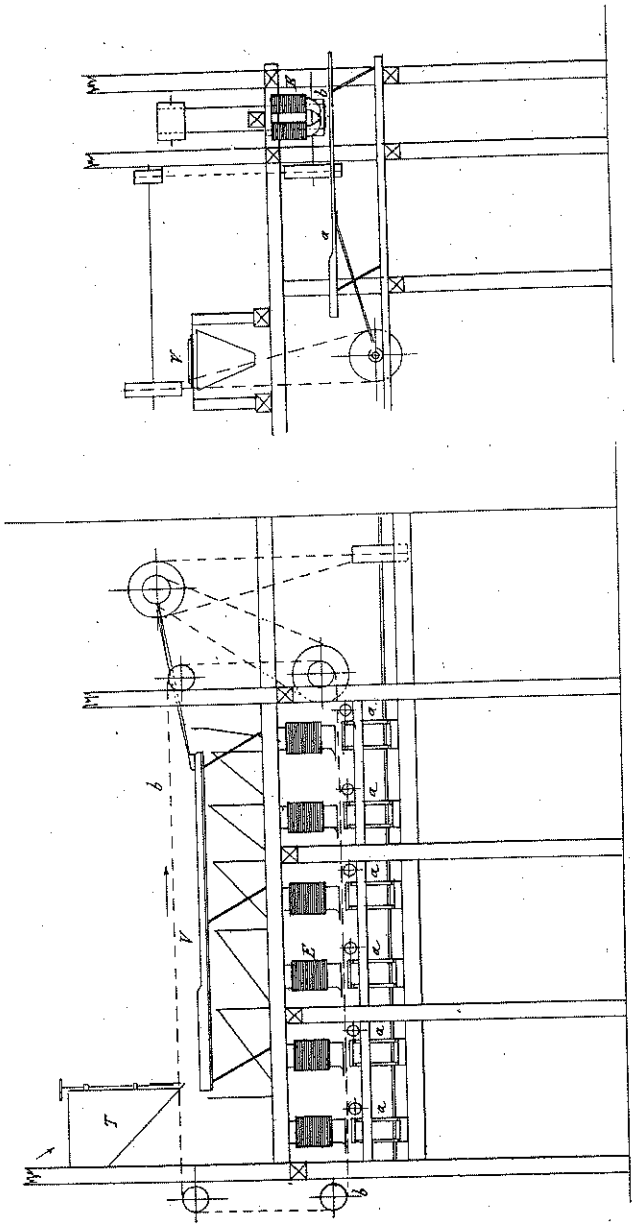


Figg. 302 *a* e *b*.

raris in sostituzione di quello a tamburo e ad interruzione di corrente del quale si è dato un cenno precedentemente.

Il suo funzionamento è chiaramente indicato negli schizzi in scala di 1 : 70 dati dalle figg. 302 *a* e *b*.

Le diverse categorie di grani da separare, previamente classificati per volume, arrivano dalla tramoggia *T* sui nastri continui *a a a*... disponendovisi in strato sottile e vanno a passare sotto le espansioni polari degli elettromagneti *E E E*... a ferro di cavallo e ad una distanza da essi che può variare dai 20 ai 50 mm. Intanto un altro nastro continuo *b b* si svolge su rulli passando fra le espansioni polari ed i nastri trasportatori di tutti gli elementi in numero variabile da tre a dieci secondo la quantità di classi da trattare. Man mano che il trasportatore passa sotto il relativo elettromagnete le particelle magnetiche sono attratte e aderiscono alla faccia inferiore del nastro continuo *b b* che cammina in direzione normale a quella dei trasportatori stessi e, in virtù delle appendici *o o o*... colle quali si prolungano lateralmente le espansioni polari, non se ne staccano se non al momento in cui hanno del tutto oltrepassato il relativo trasportatore *a'* perchè solo allora escono dal campo magnetico. Esse cadono in *C C C*... entro appositi compartimenti sottostanti, mentre le parti



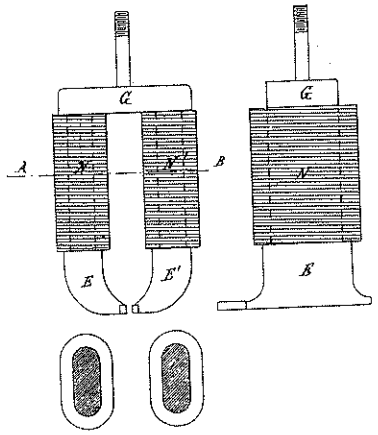
Figg. 303 *a* e *b*.

diamagnetiche continuando il loro cammino sui trasportatori *a* vanno a cadere all'estremo *B*.

Nella laveria della miniera di Acquaresi (Sardegna), V. Pellas ideò di sostituire i nastri trasportatori *a a* con dei piccoli vagli oscillanti, ottenendo dall'apparecchio un miglior rendimento. Ed invero le particelle da separare arrivano così sotto gli elettromagneti non più in uno strato compatto, per quanto sottile, ma sciolte, saltellanti, libere e quasi isolate le une dalle altre. Le particelle magnetiche sono quindi più facilmente attratte e intanto sono ridotti al minimo i trascinamenti di grani non magnetici che per aderenza i grani magnetici serravano fra loro nell'aderire al nastro *b b*.

Le figg. 303 *a* e *b* rappresentano appunto in due sezioni alla scala di 1 : 70 e nelle sue linee principali l'insieme di uno di tali cernitori magnetici a sei elementi impiantato nella miniera di Acquaresi per arricchire i prodotti calaminari ferruginosi provenienti dalla locale laveria meccanica.

Una tramoggia *T* abbastanza capace e a sortita regolabile alimenta il vaglio oscillante *V* che, dopo raffreddamento, classifica le terre calaminari a grani che vanno fino ai 10 mm. di diametro medio, previamente calcinate nel modo già indicato in un forno Oxland per ridurre gli ossidi di ferro non magnetici in ossido magnetico.



Figg. 304 *a* e *b*.

Ogni classe va al relativo trasportatore oscillante *a* che conduce i grani sotto l'elettromagnete *E*. Le parti magnetiche aderiscono al nastro continuo *b* e se ne staccano appena uscite dal campo magnetico per cadere, come si disse, in appositi compartimenti dai quali sono tolte per andare nei magazzini di deposito mentre la parte impoverita o sterile va via alla estremità dei piccoli vagli, cade in altri compartimenti ed è trasportata ai rifiuti.

La velocità del nastro è di circa m. 0,50 al secondo ed i vagli fanno da 300 a 500 oscillazioni al minuto primo.

La corrente è (per un elemento) di 2 ampères a 110 volts.

L'avvolgimento per ogni elettromagnete è formato da 1800 m. di filo di rame isolato di $^{12}/_{10}$ di mm.

Ogni elemento può trattare da 2 a 2,5 tonn. di materiale calaminare in 19 ore di lavoro.

Le figg. 304 *a* e *b* mostrano alla scala di $^{1}/_{18}$ la forma e le dimensioni di un elettromagnete. Il nucleo, giogo ed espansioni polari sono di ghisa e portano superiormente un bollone per fissare l'elettromagnete ad un trave longitudinale comune.

La fig. 305 rappresenta un elettromagnete simile al precedente ma nel quale la distanza dei poli è regolabile.

A tal uopo il dado *d* porta due viti *a* e *b*, a passo contrario, che penetrano nelle due espansioni polari. Girando il dado i due nuclei che sono uniti in alto a cerniera sul perno *o* ruotano su questo ed i due poli possono così essere allontanati od avvicinati secondo il bisogno per modificare il campo magnetico.

Si hanno anche dei cernitori per sostanze debolmente magnetiche che hanno una disposizione la quale ricorda quella del separatore a nastri di Monteponi. Tale per esempio il *separatore Rowand* che ebbe molte applicazioni in America. A Franhlin in un grande impianto della « New Jersey Zinc Co » si passavano con 20 apparecchi Rowand a tre elementi circa 1000 tonnellate di un minerale composto di willemite, franklinite, granato e calcite. Si eliminavano la franklinite ed il granato, ottenendo una buona separazione del minerale di zinco con calcite. L'arricchimento di questo prodotto era ottenuto trattandolo su crivelli o tavole.

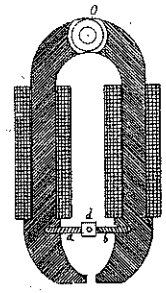


Fig. 305.

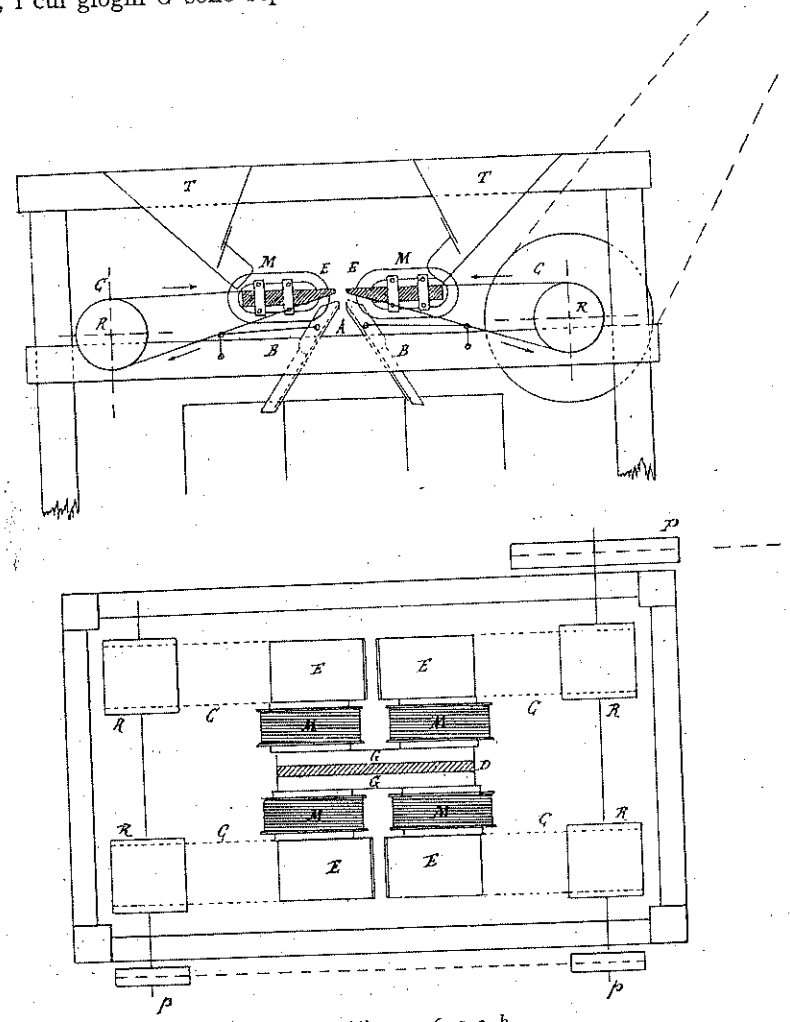
Così ad Ain-Barbar (Algeria) l'ing. Korda otteneva industrialmente la separazione della calcopirite dalla blenda (previa torrefazione abilmente condotta per rendere magnetica la calcopirite) in un impianto composto di due apparecchi Rowand e di un apparecchio doppio Mechernich, trattando un minerale a circa 24 % di Zn e 6 % di rame ottenendone un prodotto zincifero a 41 % di Zn ed 1,9 % di Cu, ed uno cuprifero a 14 % di Cu 33 % di Fe e 8 % di Zn.

Anche i cernitori a campo magnetico molto intenso possono essere a cinghie e a tamburo. Appartengono al primo gruppo i separatori Wetherill ed al secondo quelli del Primosigh, di Mechernich, ecc.

Cernitrici magnetiche Wetherill. — Price Wetherill nel 1896 volendo separare dai minerali di zinco la franklinite ($MnO \cdot Fe_2O_3$) senza torrefazione preventiva costruì dei cernitori a campo magnetico molto più intenso di quello generalmente usato per la separazione degli ossidi più magnetici. Egli adottò quindi delle forti masse di ferro o di ghisa per le espansioni polari, ravvicinò queste quanto era possibile praticamente e per concentrare le linee di forza in una regione del campo limitata e rendere quivi intensissima la forza magneto-motrice tagliò a cuneo le estremità delle espansioni polari diminuendo così la sezione e facendo sì che il numero delle linee di forza per cm^2 è aumentata enormemente: cosa che naturalmente non si ottiene che con un dispendio maggiore di energia.

Un gruppo di due di tali cernitori è rappresentato nelle figg. 306 *a* e *b* in sezione ed in pianta alla scala di 1 : 30 nelle sue linee generali.

Il minerale dalle tramogge T munite di opportuno distributore automatico alimenta regolarmente i due nastri C che girano su tamburi o rulli R e sulle punte arrotondate delle espansioni polari E degli elettromagneti M, i cui gioghi G sono separati fra loro da uno spessore di legno D.



Figg. 306 *a* e *b*.

Il movimento è dato all'asse dei primi rulli della puleggia P e quest'asse lo comunica a quello dei rulli del secondo separatore con cinghia incrociata svolgentesi sulle pulegge p. La velocità dei nastri è di circa m. 0,50 al minuto secondo e su di essi lo strato di materiale si tiene di spessore di 3 a 5 mm. Man mano che il minerale arriva verso la punta

delle espansioni polari, le parti non magnetiche cadono in A. Le particelle magnetiche invece aderiscono al nastro fino a che oltrepassato il contatto delle espansioni polari col nastro stesso ed uscendo quindi dal campo magnetico cadono nei canali B spostabili a mano mediante tiranti a snodo che permettono di restringere od allargare il passaggio A per regolare la produzione.

L'intensità del campo magnetico si può regolare variando leggermente la distanza fra gli spigoli delle espansioni polari, o variando il regime della corrente elettrica che circola negli avvolgimenti degli elettromagneti.

I nuclei sono di ferro dolce e così pure le espansioni polari ed i primi hanno l'avvolgimento formato da 950 giri di filo di rame trasmettente una corrente di 6 a 8 ampères ove si tratti di franklinite, di silicati dei metalli magnetici, di ematite rossa, ecc., ovvero di 10 a 15 ampères ove si tratti di minerali meno magnetici come per esempio la limonite e la pirolusite. La tensione della corrente è di circa 50 volts.

Le parti mobili assorbono circa $\frac{1}{4}$ di cavallo per apparecchio.

Lo spazio interposto fra gli spigoli delle espansioni polari od interferro va per lo più dai 20 ai 25 mm. e gli spigoli sono arrotondati convenientemente per il facile scorrimento del nastro che è ordinariamente di grossa tela da vele.

Ordinariamente si hanno tre apparecchi come quello indicato nella figura disposti in modo che il rifiuto del primo è ripassato sul secondo ed il rifiuto di questo sul terzo. L'intensità della corrente nel terzo apparecchio è generalmente più elevata che negli altri due.

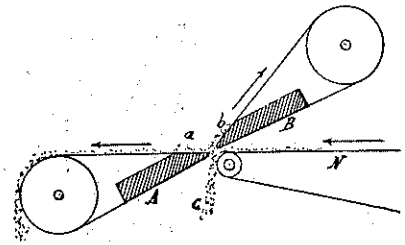


Fig. 307.

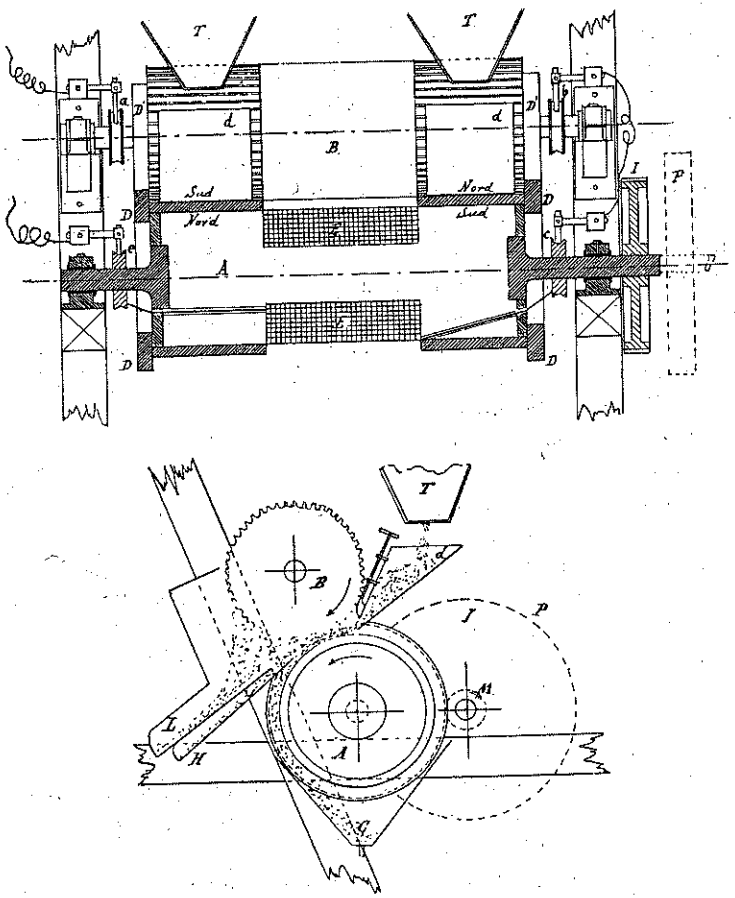
Per la separazione della franklinite un gruppo di tre apparecchi come quello descritto può trattare complessivamente da 3 a 4 tonn. all'ora, dando del minerale quasi esente da ferro.

Di cernitori Wetherill se ne costruiscono anche con disposizioni diverse da quella descritta per ciò che riguarda il trasporto ed evacuazione dei prodotti. Tra le altre è molto usata quella indicata nello schizzo della figura 307.

Il materiale arriva davanti allo spazio ristretto compreso fra le due espansioni polari A B mediante il nastro N. Le particelle diamagnetiche cadono in c, mentre quelle magnetiche sono attirate e continuano il loro cammino orizzontale lungo la cinghia a. I grani che sono attirati dall'elettromagnete B aderendo alla cinghia montante b sono portate da questa in su finchè uscendo dal campo magnetico rotolano fin sulla cinghia a

e proseguono il loro viaggio insieme ai grani attirati direttamente su quest'ultima per cadere all'estremo di essa in apposito compartimento.

Separatore a due tamburi di Mechernich. — È anch'esso un separatore a forte campo magnetico. Le figg. 308 *a* e *b* ne dànno un'idea sufficiente.



Figg. 308 *a* e *b*.

Due cilindri magnetici *A* e *B* girano in senso inverso mediante i dischi di contatto *D D* la cui aderenza è favorita dall'attrazione reciproca. Il primo riceve il moto (comunicato per cinghia alla puleggia *P*) per mezzo di rocchetto *r* ed ingranaggio *I*.

Il cilindro *A* è liscio, mentre quello superiore *B* è scanalato nelle due zone estreme di lavoro per avere dei poli in risalto. Nella zona centrale

si hanno gli avvolgimenti *E* degli elettromagneti. La corrente, mediante spazzole e rotelle collettrici, arriva da *a*, percorre l'avvolgimento dell'elettromagnete superiore, esce in *b* per penetrare nel cilindro inferiore in *c* e sortire in *e*. L'avvolgimento è disposto in modo che nelle due zone estreme di lavoro si hanno poli affacciati di nome contrario.

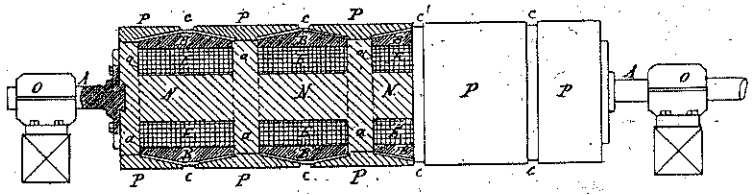
Il minerale da trattare cade dalle tramogge *T* nei distributori *d d* che lo guidano nello spazio libero esistente fra i due tamburi. Le particelle non magnetiche seguono il moto del cilindro *A* e cadono in *C*; quelle leggermente magnetiche abbandonano prima il tamburo *B* dal quale erano state attirate e sortono dal canale *H*; quelle veramente magnetiche cadono più lontano per l'indebolirsi del campo e per l'azione combinata del loro peso e della forza centrifuga per essere raccolte mediante il canale *L*.

La distanza fra i cilindri dipende dalla dimensione dei grani. In generale, siccome in questo apparecchio l'essere il tamburo superiore scanalato isola bene le particelle ed impedisce il loro agglomerarsi, vi si trattano le materie ad un grado di finezza maggiore e lo spazio fra i poli è per lo più di soli 2 o 3 mm., mentre come si disse nel cernitore Wetherill esso va dai 20 ai 25 mm.

Data la diminuzione di distanza fra i poli si capisce come si possano raggiungere delle intensità di campo notevolissime.

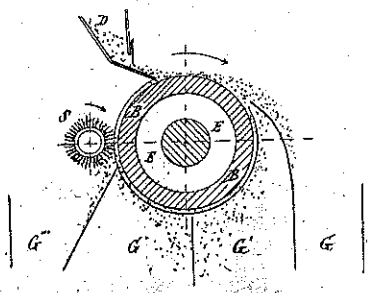
L'energia occorrente varia a seconda della natura più o meno magnetica delle sostanze da separare; così mentre per esempio per la rodonite ($SiMnO_3$) occorrono circa 60 watts, per la blenda ferruginosa ne occorrono almeno 200.

Separatore Primosigh ad un tamburo. — Le figg. 309 *a* e *b* dànno



uno schizzo in scala di 1 : 25 del separatore Primosigh che fu costruito specialmente per separare la blenda dalla siderite senza dover ricorrere alla calcinazione preventiva necessaria per trasformare il carbonato di ferro in ossido magnetico.

Un nucleo d'acciaio *N N* munito di nervature cilindriche *a a* e di espansioni polari *P P*... è solidamente fissato a due perni di bronzo *A A* che girano



Figg. 309 *a* e *b*.

entro due cuscinetti *O O* fissati alla travatura dell'apparecchio. Il tamburo può così girare sul proprio asse nel senso della freccia e tale movimento gli è impartito mediante cinghia e puleggia fissata ad un estremo dell'albero *A A*.

Nei vani cilindrici compresi fra le nervature *a a* si avvolge un filo di rame isolato di 3 mm. di diametro che forma le diverse bobine *E E*... nelle quali il senso d'avvolgimento è tale che le estremità a cuneo delle espansioni polari *P* presentano di fronte l'una all'altra dei poli di nome contrario. Le bobine sono ricoperte dai segmenti di bronzo *B*. Il tamburo presenta quindi quattro solchi circolari *c c* nei quali arriva il materiale da trattare dai piccoli distributori *D* che sono in comunicazione coi diversi compartimenti della tramoggia alimentatrice.

Le particelle non magnetiche in virtù della forza centrifuga generata dalla rotazione del tamburo sono proiettate in avanti nel compartimento *G*, mentre i grani debolmente magnetici trattenuti dall'influenza del campo magnetico cadranno nei compartimenti *G' G''*. I grani dotati di più sensibili proprietà magnetiche restano infine aderenti al tamburo e ne sono staccati dall'azione delle spazzole *S* che, montate su un alberello *n* parallelo al tamburo, girano nello stesso senso di quest'ultimo.

Sono anche di questo tipo i cernitori Nasse, Trocken, ecc.

Separatore Wetherill. — Questo separatore, conosciuto anche sotto il nome di « Cross-Belt » e di separatore « Tipo E », è un apparecchio ad alto rendimento.

Il principio del suo funzionamento è reso evidente dallo schizzo della fig. 310. Mediante un conveniente distributore il minerale da concentrare cade dalla tramoggia *T* in strato sottile ed uniforme sul nastro trasportatore *B* il cui tratto superiore passa fra i poli *N S* del gruppo magnetico, che è formato da due o più elettromagneti a ferro di cavallo, coi poli di nome contrario affacciati. I poli superiori sono tagliati a cuneo, mentre quelli inferiori sono piani, il che favorisce lo staccarsi dei grani dal nastro per lanciarsi verso i poli superiori dove maggiore è l'addensarsi delle linee di forza.

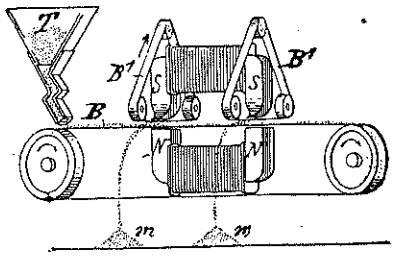


Fig. 310.

Tra i poli *S* ed il nastro *B* girano trasversalmente delle cinghie *B' B'*, alle quali aderiscono i grani magnetici, che esse trascinano via nel loro rapido movimento fuori del campo magnetico, facendoli cadere in *m* ed *m'*, mentre gli elementi diamagnetici sono portati dal nastro *B* a cadere in *s*.

Tanto i costruttori americani, che europei, e fra questi la Casa Humboldt, fanno di queste macchine con una, due o tre coppie di magneti;

ossia a due, a quattro o sei poli, onde regolare e graduare la corrente e quindi l'intensità del campo magnetico, ed ottenere, così, occorrendo la successiva separazione di elementi di diversa permeabilità magnetica.

La fig. 311 dà una vista prospettica di un separatore Wetherill a sei poli, di costruzione Humboldt.

Nella seguente tabella si dànno le caratteristiche di diversi tipi di cernitori Wetherill.

Marca e num. del separatore	N. dei poli	Ampers-giri dei magneti	Massima intensità in Amp. a 110 V.
E 1	2	30.000	6
E 1	2	60.000	14
E 1	4	30.000- 60.000	20
E 2	4	60.000-100.000	44
E 3	6	60.000-100.000	50

Una di queste macchine, trattando dei misti di galena e blenda, di Broken-Hill dava come prodotti, della rodonite ($MnSiO_3$) e della blenda nera ferrifera, mentre la galena passava negli sterili per essere concentrata su tavole.

Per grani di mm. 1,25 e 0,75 la capacità oraria era di 1250 kg., con velocità del nastro trasportatore di 20 metri al minuto.

Trattando dei misti di blenda e pirite (misti di laveria) dopo la torrefazione in grani di meno di un millimetro si ottenevano della pirite torrefatta, dei misti ed un rifiuto di blenda e ganga da concentrare.

Capacità 3000 kg. all'ora: velocità del nastro trasportatore 45 m. al minuto.

La velocità del nastro cresce col crescere della permeabilità degli elementi magnetici da separare. Per grani di magnetite di meno di 1 mm. per esempio, una macchina del N. 3 può passare in media 10 tonn. di minerale, con velocità media del nastro di 200 metri al primo.

La lunghezza delle espansioni polari è per lo più di 450 mm. e tale è anche per lo più la larghezza del nastro trasportatore: lo spessore medio è di 3 mm. per minerali di debolissima permeabilità magnetica.

La larghezza delle cinghie trasversali è di 70 a 80 mm. con spessore di circa 1 mm. La velocità va dai 60 m. per minerali poco magnetici ai 300 m. per minerali molto magnetici.

La distanza fra i poli (intraferro) varia fra i 15 mm. per minerali quasi diamagnetici e 40 mm. per minerali molto magnetici.

Per trattare minerali debolmente magnetici non conviene passare dei grani maggiori di mm. 1; per minerali di media permeabilità grani

massimi di 6 mm., e per minerali molto magnetici si arriva anche a grani di 8 a 10 mm.

Un apparecchio del N. 3 assorbe per i movimenti circa ½ kilowatt, e per i magneti (50 ampères a 125 volts) circa HP 8,5.

Se l'impianto è studiato per l'evacuazione automatica dei prodotti e dei rifiuti, un solo operaio basta per una batteria, anche di numerosi elementi, di separatori.

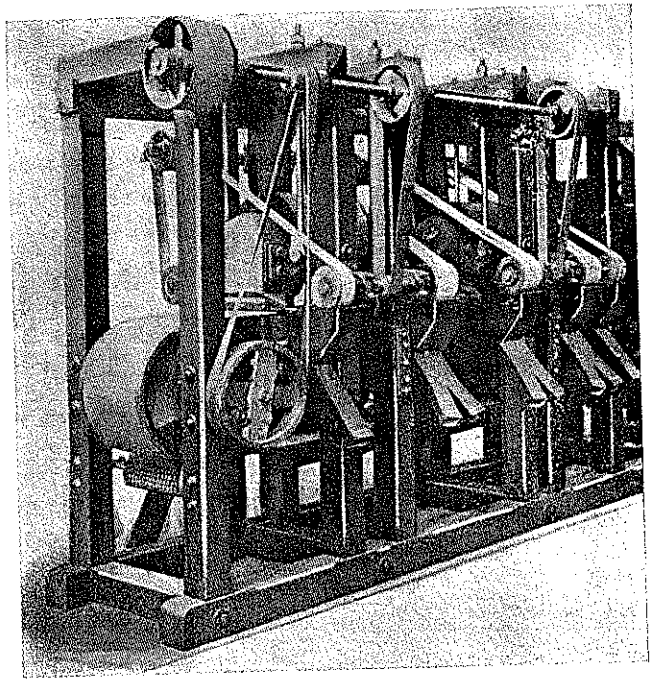


Fig. 311.

Separatore magnetico Humboldt. — Come il cernitore Wetherill, anche il separatore a disco di Humboldt permette di trattare dei minerali composti di elementi di diversa permeabilità magnetica, separandone l'uno dall'altro diversi prodotti in una sola operazione o passaggio. Riferendoci alle figg. 312 *a*, *b* e *c*, il nucleo cilindrico *N* di un forte elettromagnete poggia su una base di ghisa e dirama dei bracci *B* verso l'alto sui quali sono vitati dei poli spostabili *P*.

Questi ultimi sono cavi alla parte superiore e nella concavità si adagiano delle espansioni movibili *Q*.

Tutto questo insieme di nucleo, bracci ed accessori sono fissi durante il funzionamento della macchina. Al disopra dei poli regolabili gira

un disco *D* a diversi risalti circolari di sezione conica, cogli spigoli vivi rivolti in basso.

Intorno al nucleo *N* si ha l'avvolgimento *M* che genera un flusso di linee di forze nel circuito magnetico formato dalle parti suddescritte.

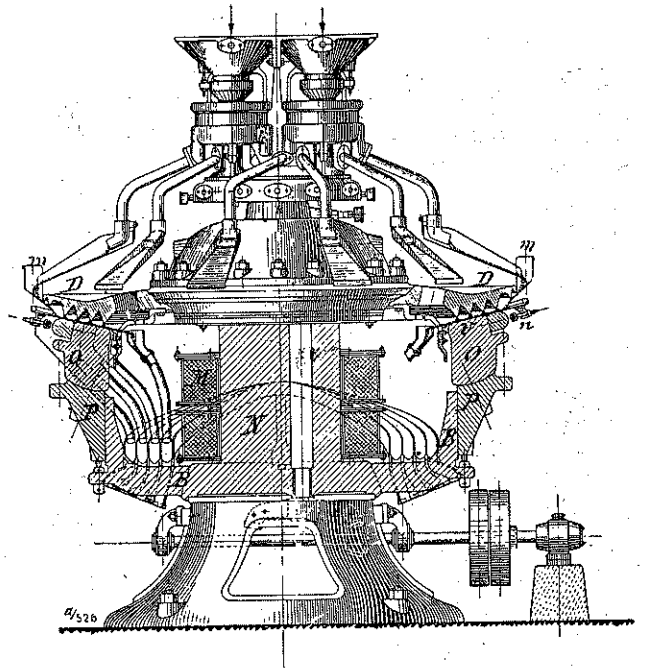


Fig. 312 *a*.

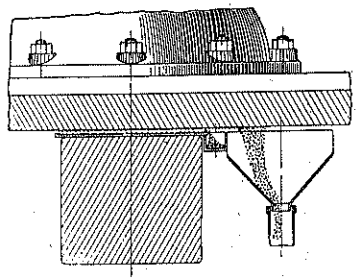


Fig. 312 *b*.

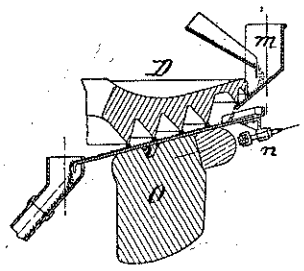


Fig. 312 *c*.

La via percorsa dalle linee di forza è il seguente: nucleo dell'elettromagnete, punte giranti, poli magnetici, braccia del nucleo.

Gli elementi magnetici che arrivano tra i poli magnetici fissi ed i

risalti magnetici giranti, mediante appositi distributori sono attirati da questi risalti.

I distributori sono dei piccoli vaglietti v in ottone a funzionamento magnetico che, in corrispondenza di ciascun polo lanciano nell'intraferro il materiale da concentrare che arriva dall'alto con opportuna ripartizione in m a ciascun distributore, il quale sollecitato da successive attrazioni magnetiche e dall'azione antagonista della molla n assume il movimento oscillante che fa progredire il minerale dall'esterno all'interno dell'apparecchio.

Il disco magnetico girante è sospeso ad una specie di campana di ghisa, girevole su supporto a sfere mediante un albero verticale comandato da ingranaggi conici sottostanti. Esso con i suoi risalti a sezione conica acuta costituisce come l'ancora dei poli sui quali gira, con intraferro decrescente regolabile e con campo magnetico crescente dall'esterno all'interno.

Dato che i quattro risalti conici girano uniti al disopra delle espansioni polari, un elemento di essi che in un certo istante è sotto l'influenza di un polo positivo, passa gradatamente nella zona neutra dell'intervallo fra due poli, e poi al polo negativo e nel successivo intervallo dal polo negativo attraverso la zona neutra al successivo polo positivo e così per tutti i settori compresi fra i poli che sono ordinariamente 6 o 10.

Il primo anello dove il campo magnetico è meno intenso attrae il minerale più magnetico; il secondo quello che lo è meno e così via via, fino agli elementi diamagnetici o quasi che non essendo attratti proseguono oltre la zona magnetica e cadono verso il centro dell'apparecchio.

I diversi prodotti più o meno magnetici sono abbandonati dal disco nell'arrivare nella zona neutra col soccorso di uno spruzzo d'acqua e cadono nei diversi condotti che li guidano in apposite casse o compartimenti.

La fig. 313 dà una vista prospettica del separatore ora descritto, a dieci poli.

Nella miniera di Gennamari-Ingurtosu due di queste macchine, ma a sei poli, trattavano del minerale misto di blenda e siderite (senza torrefazione alcuna) in grani $0 \div 7$ mm. classificati in due classi: $0 \div 3$ e $3 \div 7$ (Bollettino dell'Associazione Mineraria Sarda, del 18 marzo 1917, comunicazione dell'ing. Pavan).

In dieci ore si trattavano 25 tonn. di minerale a 30 % di Zn e 35 % Fe per ottenere un prodotto al 51 % di Zn con 5 % Fe.

Il rendimento di zinco risultava pari al 95 %.

Forza richiesta da ogni cernitore HP 1,5. Corrente generante il campo magnetico 10 ampères a 125 volts.

Separatore a disco piano inclinato. — Per gli schlamms o fanghi fini, lo stesso costruttore fabbrica un separatore, pure ad acqua, che lavora sul principio di una tavola rotonda girante di concentrazione e che è detta a disco piano inclinato.

La fig. 314 ne dà uno schizzo d'insieme, e le due figg. 315 *a* e *b* ne chiariscono il funzionamento.

I distributori E ed i poli superiori P sono fissi: invece il piano separatore gira.

Sul nucleo cilindrico centrale N si ha un disco fisso D al quale sono vitate le espansioni polari P sottostanti ai distributori. All'estremo inferiore il nucleo porta una specie di coppa o campana G sul bordo della quale si ha il piano inclinato S separatore.

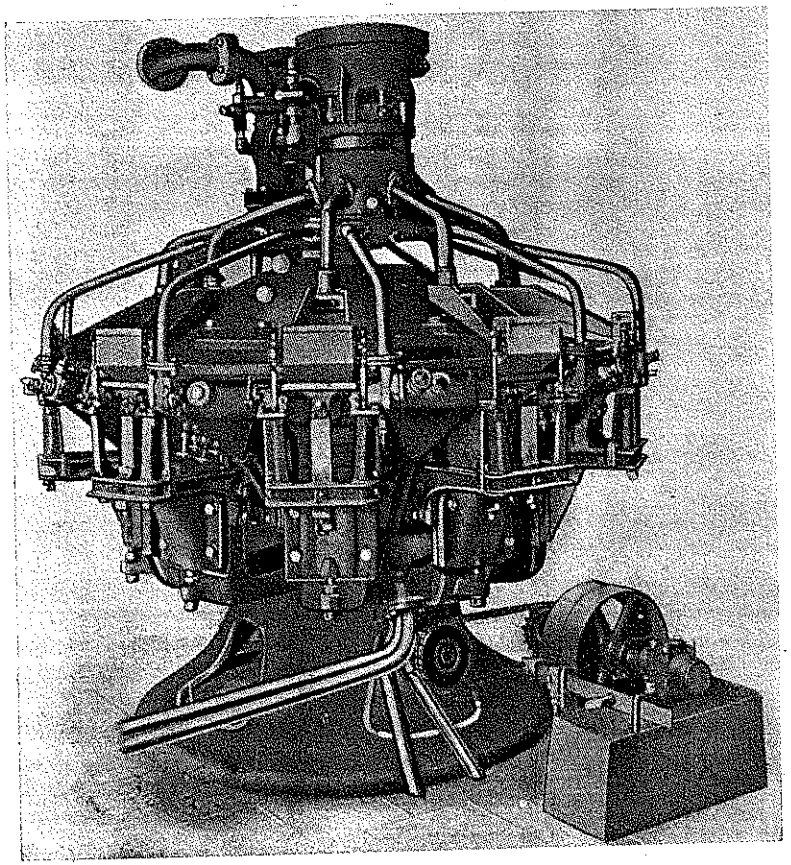


Fig. 313.

Il nucleo circondato dal suo avvolgimento funziona da elettromagnete che genera un flusso magnetico, il cui circuito è questo: nucleo, piano separatore, poli, disco, campana. Questa gira comandata da ruote dentate coniche inferiori.

Sotto i poli ed all'interno del piano separatore si ha un canale *C* che, per un separatore a 10 poli, è diviso in 30 compartimenti; dimodochè

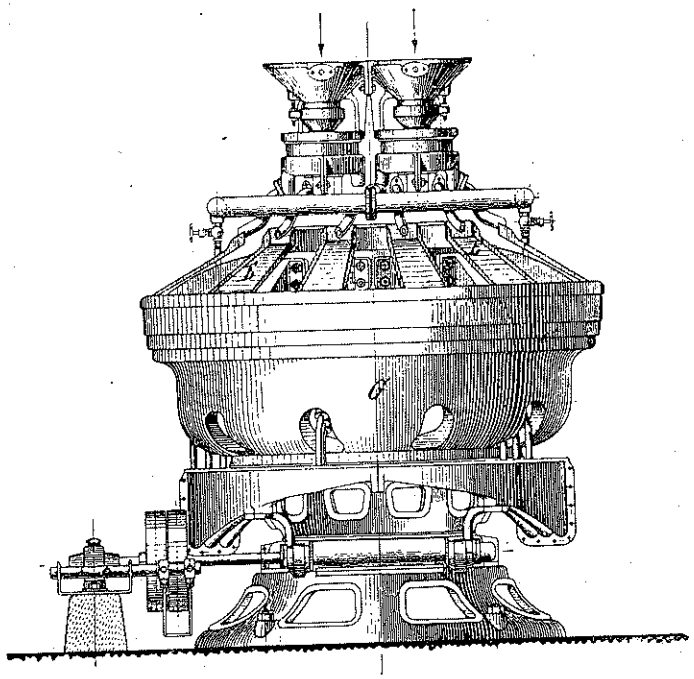


Fig. 314.

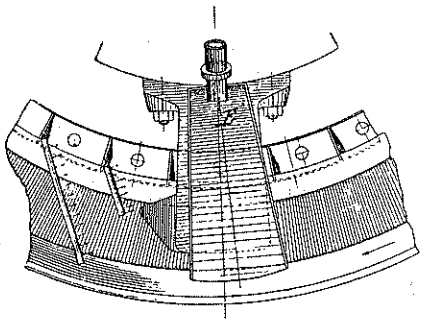


Fig. 315 *a*.

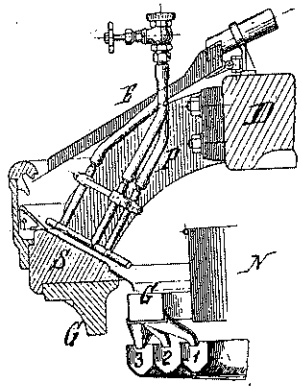


Fig. 315 *b*.

per ogni polo si hanno tre compartimenti disponibili. Nel primo di essi — secondo l'ordine di rotazione del piano separatore — scendono i rifiuti non magnetici; mentre quelli magnetici restano aderenti al piano separatore,

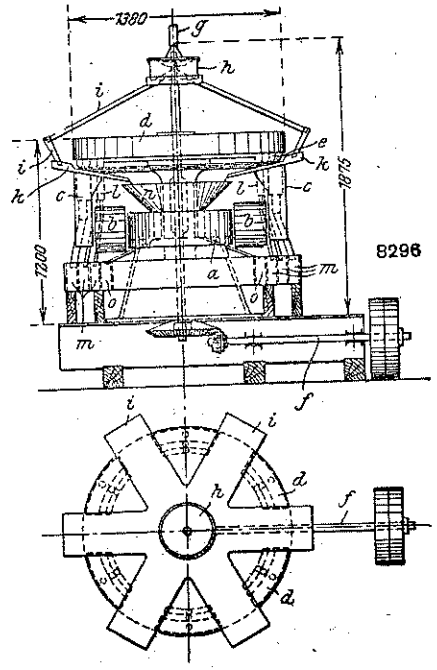
finchè, per la rotazione di questo, entrando nella zona neutra i grani non essendo più attratti sono indotti a scendere nel terzo compartimento del canale *C*. Nel compartimento medio scendono invece i prodotti misti.

Ogni compartimento del canale *C* è munito di tubulatura opportunamente ripiegata onde versare i prodotti nel condotto circolare a tre canali: 1 per i rifiuti; 2 per i misti e 3 per il prodotto magnetico: condotto circolare che gira con la campana alla quale è unito.

Separatori magnetici Krupp. — Di tipi analoghi a quelli precedentemente descritti, in quanto tutti fanno capo al cernitore iniziale Ullrich, sono quelli costruiti dalla « Fried. Krupp A. G. Grusonwerk » di Magdeburg, che meritano un cenno speciale.

Anche con questi cernitori, data la suddivisione dei campi magnetici in differenti zone di intensità regolabile, si possono isolare non solo due, ma anche più elementi di uno stesso minerale che presentino una certa differenza di permeabilità magnetica e ciò con relativamente lieve consumo di energia, sia per la parte elettrica, sia per la parte meccanica.

Come più interessante per la preparazione meccanica dei minerali si descrive il separatore destinato alla selezione dei diversi elementi più o meno magnetici che arrivano all'apparecchio in una torbida a conveniente diluizione.



Figg. 316 *a* e *b*.

L'elettromagnete è costituito da un mozzo *a* di ferro dolce dal quale irradiano simmetricamente diversi bracci *b* (figure 316 *a* e *b*). Il mozzo è montato su uno zoccolo poco alzato. I bracci sono circondati da bobine *B* di filo conduttore e portano alle loro estremità esterne i poli verticali *C* regolabili.

Su di una base bollonata al mozzo principale è montato, girante su sfere, un disco *d* il cui orlo forma una camera *F* destinata a portare gli anelli *O* dell'armatura. Il disco è calettato su di un albero verticale che traversa il mozzo degli elettromagneti e che è comandato inferiormente con cinghia ed ingranaggi conici. Le bobine degli elettromagneti sono chiuse ermeticamente in apposite custodie perfettamente stagne.

I poli in numero di 2, 4, 6, 8 o 10 sono disposti simmetricamente intorno al mozzo. Se si devono trattare delle materie a grani grossolani, i poli terminano in alto con un espandimento leggermente inclinato ed il materiale arriva fra poli ed armature mediante piccoli canali alimentatori a scossa, comandati da apposite rotelle in contatto con l'orlo del disco girante.

Se si tratta di sabbie fini minori di 1 mm. la torbida scorre in canaletti inclinati e l'espandimento polare forma un piano inclinato (fig. 317), regolabile.

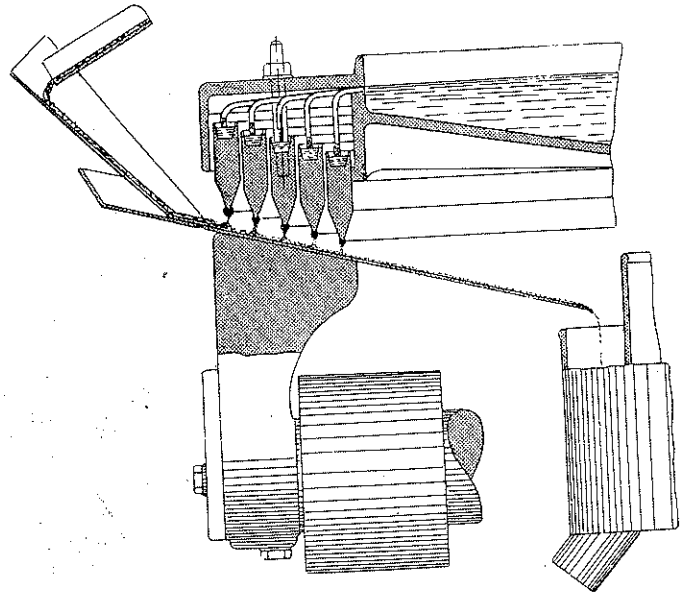


Fig. 317.

In certi casi (fig. 318) i poli sono divisi, nel senso della rotazione del disco, in tante sezioni quanti sono gli anelli dell'armatura. Le sezioni polari sono poi indipendentemente spostabili, dimodochè la loro inclinazione d'insieme, e quella del canale di alimentazione, possono essere variate entro certi limiti. L'intensità del campo magnetico può anch'essa essere variata spostando le placche polari mediante le viti inferiori.

Gli anelli *O* dell'armatura hanno sezione rettangolare che va restringendosi in basso fino a formare un vero spigolo tagliente e sono fissati alla parte superiore della camera formata dall'orlo del disco, mediante bolloni coi quali ogni anello può essere indipendente dagli altri alzato od abbassato.

La parte superiore degli anelli ha forma di canaletto e serve a ricevere l'acqua che vi arriva mediante tubetti che partono dal recipiente formato dal disco girante e dal bordo rialzato di esso. Dei solchi praticati nelle pareti dei canaletti, fanno scorrere l'acqua lungo le faccie laterali degli anelli e serve a ripulire i grani da essi attirati.

Nell'intervallo fra un polo e l'altro dei piccoli getti d'acqua trascinano in collettori speciali i corpi magnetici che avevano aderito agli anelli.

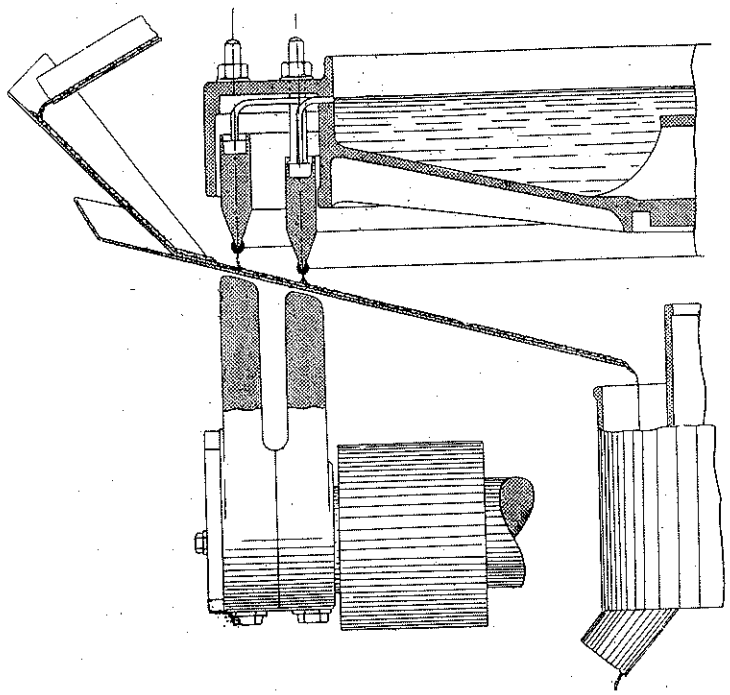


Fig. 318.

Le materie da separare, preventivamente classificate, sono guidate in un vaso posto al disopra ed al centro dell'apparecchio. Da esso diramano i canali che portano agli alimentatori delle zone di lavoro.

Quando gli elettromagneti sono eccitati, si formano fra i poli e gli anelli dei campi magnetici che si dividono in tante zone quanti sono gli anelli stessi.

La forza di attrazione magnetica delle zone, regolabile con lo spostamento verticale degli anelli, fa aderire le particelle magnetiche ai taglienti degli anelli che le trascinano via nel loro movimento di rotazione.

L'acqua che scorre lungo le faccie laterali degli anelli è diretta in

senso contrario alle particelle aderenti dalle quali essa esporta le sostanze meno magnetiche che sarebbero state trascinate.

Ogni sezione d'anello perde, uscendo dal campo magnetico, la forza attrattiva e lascia cadere le particelle aderenti.

Nel caso di separazione di materie secche, la disposizione diventa quella indicata in sezione nella fig. 318 *bis*; il minerale passa fra poli ed armatura mediante un piccolo nastro trasportatore opportunamente guidato. Il cernitore magnetico precedentemente descritto, e per sostanze

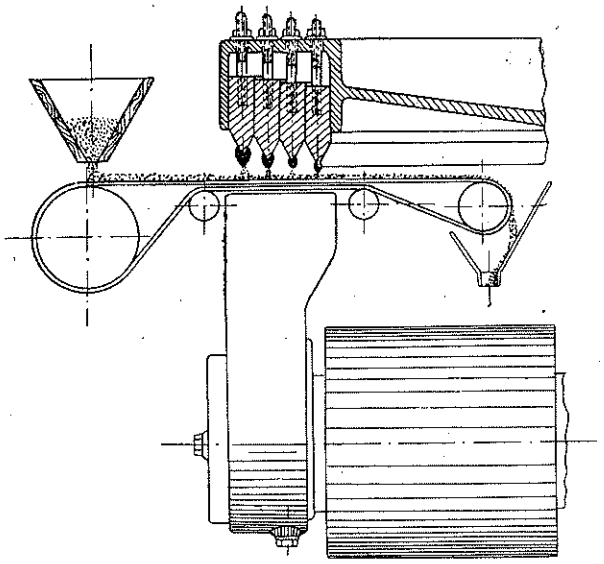


Fig. 318 *bis*.

fortemente magnetiche può trattare fino a 6 o 7 tonn. all'ora se a granulazione grossolana. Tale portata scende a 4 tonn. orarie se la materia è fina.

Il peso dell'apparecchio è di 2 a 3 tonn.

Se si tratta di materie debolmente magnetiche la portata varia secondo il numero dei poli da ½ a 3 tonn. all'ora. Il peso di questa macchina va da 1500 a 4500 kg.

Il consumo totale di energia varia da 1 a 2 HP.

Separatore magnetico Dings. — È usato in molti impianti americani e la fig. 319 ne dà una vista prospettica.

L'apparecchio, se a due dischi magnetici, può dare cinque prodotti in un solo passaggio, e cioè un rifiuto diamagnetico, e quattro prodotti di decrescente permeabilità magnetica.

Da una tramoggia T, mediante apposito distributore, il minerale si stende in strato sottile sul nastro trasportatore che passa sotto ai due dischi cernitori $M\,M$, aventi diametro un po' maggiore della larghezza del nastro e che sono animati da un movimento di rotazione comunicato loro dall'alto mediante trasmissione a catena e ingranaggi conici dall'albero che porta la puleggia motrice.

Il disco di ognuno degli elementi magnetici è di bronzo e porta alla periferia e radialmente una serie di magneti secondari che sono magnetiz-

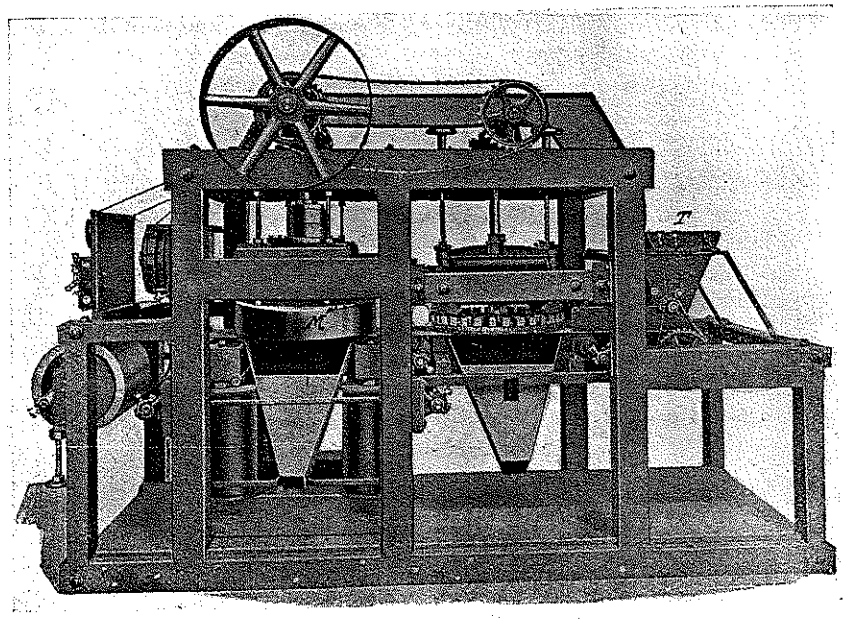


Fig. 319.

zati per induzione dalle apposite espansioni polari di forma speciale dei potenti elettromagneti primari, che stanno fissi superiormente ai dischi stessi.

L'induzione avviene nello spazio che copre la larghezza del nastro; ma ogni magnete secondario si smagnetizza appena oltrepassato l'orlo del trasportatore ed abbandona la materia attratta, che cade nelle tramogge sottostanti.

Regolando convenientemente l'intensità della corrente si possono variare le condizioni dei campi magnetici a seconda dei prodotti da separare.

Sono generalmente costruiti in due modelli diversi, uno ad un solo disco richiede ½ HP di forza per il movimento ed assorbe per la parte

magnetica circa 450 watts; l'altro a due dischi, richiede 1 HP per il movimento, e 1400 watts per il circuito magnetico.

Quest'ultimo ha una portata che può oltrepassare le due tonn. all'ora.

Un altro separatore a magnete indotto, ma che differisce da quelli finora descritti è quello costruito dalla « International Separator Company », schematicamente rappresentato nella fig. 320.

Consiste in un magnete secondario cilindrico (armatura) montato su un albero d'acciaio e che gira tra le espansioni polari *N S* di un forte elettromagnete a ferro di cavallo.

L'armatura è fatta da una serie di dischi di lamiera di ferro dolce isolati fra loro e solidamente pressati da due dischi a vite (uno ad ogni estremo dell'asse). Le periferie dei dischi sono leggermente dentate.

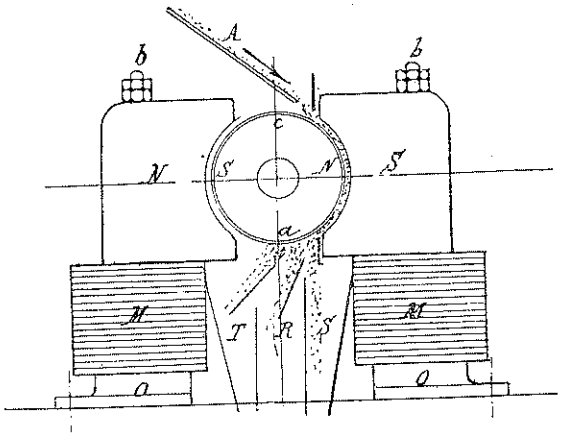


Fig. 320.

Sulla base massiccia *O* poggiano i due grossi nuclei circondati dall'avvolgimento *M* e sui quali sono fissate le grosse espansioni polari mediante bolloni *b*.

L'armatura girando fra le espansioni polari si magnetizza per induzione.

Nelle posizioni *N* ed *S* si ha la maggiore intensità di campo magnetico che è minore invece in *a* e *c* dove ha luogo il cambiamento di polarità.

Il materiale da separare arriva dalla tramoggia, mediante apposito distributore al sommo dell'armatura in *A* dove il magnetismo è quasi nullo.

L'armatura — che fa da 75 a 100 giri al minuto — trascina il materiale verso *N* dove il magnetismo è maggiore. Qui interviene anche l'azione della forza centrifuga che si somma a quella della gravità per fare cadere subito i grani che non essendo magnetici non aderiscono all'armatura. Gli altri grani in seguito abbandonano l'armatura per azione combinata di peso, di gravità e di magnetismo.

Gli ultimi grani, i più fortemente magnetici, si staccano in *a*. Le diverse categorie si avviano mediante diaframmi regolabili nelle caselle inferiori di raccolta *S R T*. Per il funzionamento di questo separatore occorre circa 1 HP per il movimento e circa altrettanto per l'eccitazione, e può passare a seconda dei materiali da trattare da 2 o 3 tonn. all'ora.

Torrefazione o calcinazione preventive. — Coi magneti a campo intenso si può ottenere la separazione di minerali anche debolmente magnetici e che non è possibile di rendere più magnetici di quello che sono naturalmente.

Alcuni minerali invece possono acquistare, come fu già accennato, un più alto grado di permeabilità magnetica mediante calcinazione o torrefazione abilmente condotte. Così per esempio la siderite e l'ematite possono essere trasformate in ossido di ferro magnetico e talora la pirite e la marcassite possono essere trasformate in solfuro di ferro magnetico.

L'ematite si trasforma in ossido magnetico calcinandola con aggiunta di carbone: si trasforma in un primo tempo in ossido ferroso e questo combinandosi con l'ossigeno si trasforma in ossido magnetico.

Similmente si comporta la siderite e la dissociazione ha luogo a circa 800°.

Per la trasformazione preventiva della pirite, bisogna tener presente che se la pirite, in grani minori di un millimetro ed in lama sottilissima, è sottoposta a torrefazione al rosso cupo per $^1/_8$-$^1/_4$-$^1/_2$-1-2-4-8-16 minuti raffreddando poi subito e sottoponendo i grani così torrefatti all'azione di un magnete, si constata che la percentuale di particelle magnetiche cresce rapidamente fino ai 2 minuti (87 %), dopo la percentuale decresce rapidamente e dopo 16 minuti non è che del 7 % circa. Occorre quindi che la torrefazione avvenga in lama sottile e rapidamente.

Tale operazione si compie in forni speciali, quali ad es. il forno Wilfley a torre; in diversi tipi di forni a suole sovrapposte, o anche in forni cilindrici giranti e richiede molta attenzione per ottenere il massimo rendimento.

Naturalmente il materiale torrefatto deve essere raffreddato in compartimenti disposti opportunamente onde sia facile la ripresa dei materiali stessi.

Se poi si tratta di materiale secco, occorre provvedere all'eliminazione della polvere, sia lungo le vie d'alimentazione sia dall'apparecchio magnetico stesso, con aspiratori opportunamente disposti.

La produzione di queste polveri è inevitabile nei successivi passaggi dei materiali attraverso ai classificatori a volume ed agli stessi apparecchi magnetici, i quali spesso sono perciò ricoperti da involucri e collegati ad un aspiratore che può essere seguito da camera di raccolta delle polveri stesse. Gli è appunto specialmente per evitare questo inconveniente che in certi casi si ricorre con vantaggio ai cernitori magnetici idraulici.

Quando il materiale deve essere calcinato o torrefatto prima del trattamento magnetico occorre il più delle volte provvedere anche delle aree o tasche di deposito onde il materiale non giunga troppo caldo ai cernitori, con facili e comode riprese del minerale raffreddato.

Se il materiale è molto umido, come quello che proviene da un lavaggio, occorre renderlo completamente secco il che può farsi in forni adatti o con ripieghi speciali.

Così per esempio a Lohmannsfeld (Germania) il minerale — blenda e ferro spatico — molto umido perchè proveniente direttamente dagli apparecchi di lavaggio, è elevato in ragione di circa 3,5 tonnellate all'ora da una noria fino a due coclee che girano ciascuna entro un lungo truogolo di ghisa a doppia parete, il quale è convenientemente riscaldato dal vapore.

La velocità delle viti di trasporto è tale che il minerale soggiorna nel truogolo circa mezz'ora e sorte all'estremità completamente asciutto per passare nei trommels di classificazione che alimentano i cernitori Wetherill.

Per ciò che riguarda i minerali di ferro il trattamento si limita spesso ad un semplice sfangamento ma qualche volta è necessario ricorrere a concentrazioni rapide e sommarie coi metodi di lavaggio corrente.

Il caso più frequente è quello in cui una grande massa di minerale di ferro deve essere liberata da elementi inutili o nocivi mediante un conveniente trattamento magnetico.

Tale è il caso di un giacimento a Mineville (Essex-County) New-York, costituito da magnetite accompagnata da ganga silicea con orneblenda e apatite in notevoli proporzioni. Per eliminare il fosforo è necessario di liberare il minerale di ferro dall'apatite, che fortunamente non è magnetica.

Si tratta di impianti capaci di passare talora delle centinaia di tonn. all'ora e le linee generali del trattamento sono le seguenti:

a) Cernire a mano per togliere i pezzi di minerale puro.

b) Frantumare a meno di 50 mm.

c) Classificare a mm. 30-18-7.

d) Passare ogni classe a due elettromagneti in serie dei quali il primo elimina un prodotto finito; il secondo, più potente, elimina un misto e lascia andare via dello sterile.

e) Rimacinare i prodotti misti (eccettuati quelli della classe 7-0) e rimandarli alla classificazione (*c*) e al trattamento (*d*).

f) Macinare a parte il misto 7-0 e passarlo ad un altro elettromagnete che darà un prodotto finito, dello sterile ed un misto da fare ripassare alla rimacinazione (*f*).

La lavorazione è resa economica ricorrendo a manipolazioni e trasporti automatici che riducono al minimo la mano d'opera e semplificano le operazioni tutte ed i passaggi da una fase all'altra del trattamento.

In qualche caso di mescolanze ad es., di magnetite ed ematite, mentre la prima è eliminata con trattamenti magnetici, l'ematite è ricuperata dalla massa non magnetica con rapida concentrazione su crivelli e tavole.

Separazione elettrostatica. — Il trattamento elettrostatico diede tuttavia in certi casi dei buoni risultati, quando non è possibile la separazione magnetica di alcune sostanze (es. pirite di ferro da pirite di rame; rame grigio dalla blenda) non ha ancora ottenuto la sanzione di una lunga pratica, nè ebbe finora da noi nessuna applicazione industrialmente interessante. Ci limiteremo a darne un cenno sufficiente per avere un'idea dei

principii sui quali si fonda e del modo di funzionare di qualcuno degli apparecchi inventati.

La prima applicazione dell'elettricità statica alla separazione delle specie minerali è dovuta al Blake ed al Lawrence che costruirono la loro prima macchina a Denver nel 1901. Essi poterono constatare che molti solfuri ed altri corpi metallici possiedono una forte conduttività, mentre altre sostanze, ed in generale tutte le ganghe lapidee sono cattive conduttrici.

Sono *buoni conduttori*, oltre i metalli, i solfuri metallici in generale (galena, calcopirite, pirite, molibdenite, argirose, calcosina) e molti minerali di rame.

Sono *cattivi conduttori*, come si disse, tutte le ganghe lapidee (schisto, quarzo, calcare, porfido, grès, granito, baritina, fluorina ed i silicati in genere) la blenda pura, la calamina ed altri di minore importanza.

Se una particella di un minerale qualunque viene a contatto con un corpo elettrizzato essa si carica d'elettricità superficialmente e tende ad acquistare il potenziale del corpo stesso; ma ogni particella di diverse sostanze richiede un tempo speciale per mettersi allo stesso livello elettrico del corpo elettrizzato.

Ciò è vero anche per un insieme di grani, ma il tempo che occorre allora per i singoli grani è naturalmente modificato dalla massa, dipendendo l'effetto non solo dalla natura, dimensione e forma delle particelle, ma anche dal loro numero e dalla loro disposizione relativa.

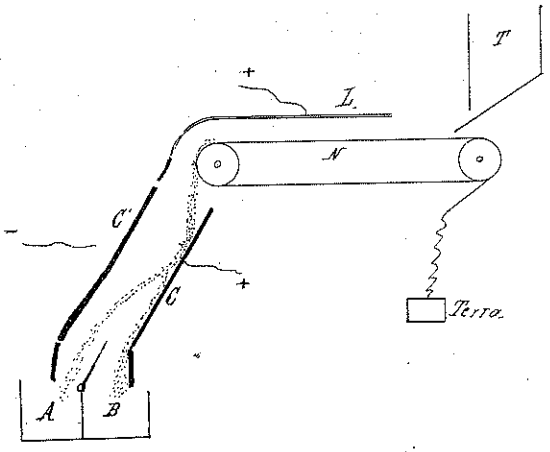


Fig. 321.

Una particella che viene a contatto per esempio con una superficie elettrizzata, sotto l'influenza di questa si carica superficialmente e mentre si carica è attratta per essere poi respinta; ma mentre il tempo impiegato nell'essere attratta, caricarsi ed essere respinta è quasi incalcolabile per i buoni conduttori, esso è meno breve per quelli che lo sono meno e lunghissimo per i cattivi conduttori.

Per separare quindi delle specie minerali fondandosi su questi fatti occorrerà prima di tutto triturare o macinare la sostanza da sottoporre alla separazione fino al punto necessario a che questa sia possibile; essic-

care la massa dei grani completamente; classificarla in molti casi a volume; farla passare su una superficie inclinata o su un rullo elettrizzati e raccogliere in compartimenti separati i grani conduttori da quelli che lo sono meno o che non lo sono affatto.

Lo schema della prima disposizione è dato dallo schizzo della fig. 321. Il minerale triturato a secco cade — dalla tramoggia T munita di distributore automatico — in lama uniforme e sottile sul nastro N animato da lento movimento di traslazione sui due rulli estremi, uno dei quali è in buona comunicazione elettrica colla terra. I grani sparsi sul nastro passando sotto la superficie L di lamiera di ferro, che è mantenuta allo stato elettrico positivo da una macchina elettrostatica, acquistano per induzione lo stato elettrico negativo ed in questo stato, cadendo tra le placche $C\,C'$ di un condensatore, scorrono sulla placca C che ha stato elettrico positivo. Al momento in cui avviene il contatto le particelle più conduttrici, mutando quasi istantaneamente il loro stato elettrico sono respinte per cadere in A, mentre le altre che richiederebbero un certo tempo per modificare il loro stato elettrico continuano la discesa lungo la superficie C e cadono in apposito compartimento B.

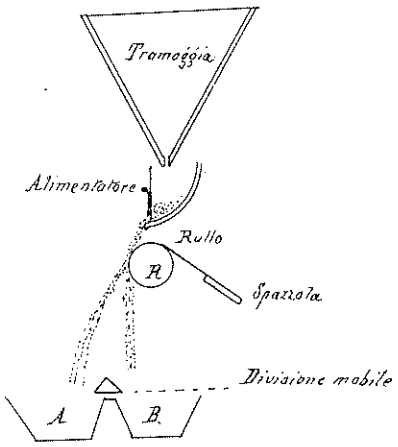


Fig. 322.

La prima macchina di questo tipo, a due elementi, fatta quasi tutta di legno occupava uno spazio di 7 m. per 1 m., con un'altezza di circa 1 m., e con un consumo di forza di un po' meno di 2 HP poteva trattare da 500 a 600 kg. all'ora di minerale triturato a meno di ½ mm.

Un minerale misto di solfuri di zinco (blenda nera) di piombo e di ferro, triturato a meno di mm. 0,6, concentrato prima su tavole per eliminare in parte la ganga silicea e per ricuperare della galena, aveva la composizione seguente: Zn 30,37 %, Fe 20,14 %, Pb 4,60 %, SiO_2 3,30 %.

Fatto seccare e sottoposto senz'altro al separatore dava: un minerale di zinco Zn 51,18 %, Fe 8,80 %, Pb 0,60 %, SiO_2 2,70 % ed un minerale di ferro Zn 8,14 %, Fe 35,14, Pb 9,05 %, SiO_2 4,60 %.

Un'altra disposizione data a questi apparecchi è quella schematicamente indicata nella fig. 322. Si ha un rullo elettrizzato orizzontale R, che gira lentamente e sul quale arriva il materiale macinato e secco in lama sottile. I grani conduttori arrivando a contatto col rullo si elettrizzano subito e sono respinti per cadere in A, mentre gli altri cadono in B.

Per lo più l'apparecchio è multiplo: si hanno cioè due tamburi R e le classi A e B date da essi si riuniscono per andare in due tramogge distinte che a loro volta alimentano altri due tamburi posti inferiormente ed a diverso potenziale onde arricchire le classi A e ricavare ancora un po' di prodotto dalle classi B. I prodotti misti sono rimontati alla tramoggia superiore.

Si hanno anche dei separatori il cui funzionamento anzichè sulla conduttività e sulla capacità elettrostatica è basato sulla diversa induttività specifica delle sostanze da separare. Nella sua forma più semplice l'apparecchio è schematicamente rappresentato dallo schizzo della figura 323. Una tramoggia A munita di distributore automatico d lascia cadere in lama sottile il materiale fra due poli $B\,B'$ elettrizzati di segno contrario. I grani arrivando nel campo compreso fra i due poli sono deviati dal loro cammino e prendono una traiettoria loro propria che dipende dalla maggiore o minore induttività specifica e vanno a cadere in un compartimento distinto.

Si poterono così separare talora delle sostanze indipendentemente dalla loro conduttività, come per esempio la blenda dalla baritina.

Per tutti questi apparecchi la sorgente elettrostatica fu oggetto di studi speciali. La tensione della corrente da prima elevatissima potè essere ridotta a circa 20.000 volts. Le macchine da laboratorio lasciarono il posto a generatori potenti a lastre di mica, lavoranti senza interruzione come delle dinamo, ed in qualunque ambiente indipendentemente dallo stato dell'atmosfera.

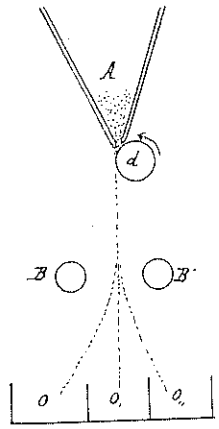


Fig. 323.

Un esempio di trattamento industriale elettrostatico è quello dato dalle miniere della Colorado Zinc C. di Denver.

Un minerale ferruginoso e zincifero di quasi nessun valore commerciale, a 36 % di Fe e 16 % di Zn, dava per ogni quattro tonnellate di materiale trattato tre tonnellate di minerale di ferro piritoso a 40 % di Fe e del valore di circa 40 lire per tonnellata ed una tonnellata di minerale di zinco a 45 % del valore di circa L. 75.

Più di recente si costruirono degli apparecchi elettromagnetici nei quali si trae partito dal fatto che parecchie sostanze minerali non magnetiche diventano suscettibili di attrazione magnetica quando siano elettrizzate staticamente, facilitando una separazione che in qualche caso non sarebbe possibile di ottenere altrimenti.

Tale è ad esempio il separatore elettromagnetico Sutton-Steele la cui disposizione generale può così riassumersi.

Una tramoggia a distributore automatico alimenta un nastro continuo,

il quale avendo un tenue rivestimento metallico esterno funziona come una vasta bottiglia di Leyda. Per contatto con un pettine il rivestimento metallico esterno del nastro si elettrizza. Il nastro carico di minerale passa sotto a dei rulli magnetici. L'elettricità statica del nastro tende a respingere le particelle conduttrici, che hanno preso su di esso uno stato elettrico omonimo, neutralizzando — per così dire — l'azione della gravità e tale fatto che dà alle particelle una più grande libertà di movimento è favorito inoltre dalle azioni ripulsive che si esercitano fra le particelle stesse del minerale elettrizzato. Molte particelle debolmente magnetiche possono quindi entrare sotto il dominio dei rulli magnetici, esserne attratte e trascinate via per cadere in compartimenti appositi, mentre il resto della materia va a cadere all'estremità del nastro.

Si vuole qui ricordare che diversi anni or sono in Italia gli ingegneri Bibolini e Riboni brevettavano un loro apparecchio per concentrazione elettrostatica dei minerali: apparecchio che, genialissimo nella sua concezione scientifica, non diede tuttavia all'atto pratico i risultati sperati. Forse le applicazioni industriali non furono spinte con sufficiente costanza e perseveranza.

Mancano dati precisi su tutti i separatori descritti al cui uso naturalmente la prudenza consiglia di non ricorrere che in seguito a prove ripetute e concludenti per i singoli casi che possono presentarsi. E ciò è ben naturale ove si pensi che fra le altre cose per esempio la conduttività di una stessa sostanza può spesso dipendere dalla sua maggiore o minor purezza e sempre specialmente dallo stato e natura della superficie dei grani, tanto che in certi casi si dovette cercare di modificare tale stato con operazioni chimiche o termiche per rendere applicabile il processo elettrostatico.

CAPITOLO QUATTORDICESIMO

TRATTAMENTI SPECIALI

I principii finora esposti e gli apparecchi descritti trovano la loro applicazione pratica nel trattamento di quasi tutte le specie minerali che si sogliono sottoporre a preparazione meccanica. Ma, come tutte le regole hanno le loro eccezioni, così anche nella preparazione si hanno dei casi nei quali l'applicazione di quei principii differisce in modo notevole da quella generale, sia per lo scopo da raggiungere, sia per i mezzi impiegati a conseguirlo: tale è per esempio il caso del lavaggio dei combustibili.

In altri casi i processi della preparazione meccanica si combinano con altri di indole diversa, come è il caso del trattamento dei minerali d'oro e di certi minerali nei quali la differenza di densità delle sostanze non è tale da consentire la separazione loro se non se ne modifichino prima la costituzione molecolare e talora la composizione di qualcuna di esse con metodi ausiliari quali la calcinazione o torrefazione preventiva, la deflagrazione, ecc., come già si ebbe occasione di accennare nel primo capitolo di questo libro.

Talora infine, per la separazione delle sostanze da concentrare si trae partito da principii che si scostano totalmente da quelli studiati e che dànno luogo a procedimenti affatto speciali, come sarebbero per esempio la preparazione nell'aria e col sussidio talora della forza centrifuga.

Non è certo il caso di affrontare una esposizione dettagliata della preparazione dei combustibili e dei minerali d'oro, perchè esiste a tale riguardo una vasta bibliografia, formata di opere pregevoli alle quali potrà ricorrere chi dovesse dedicarsi a quei rami speciali. Ci limiteremo pertanto ad una esposizione succinta e rapida delle operazioni principali proprie a quei trattamenti, limitata a quanto può bastare per dare un concetto generale dei metodi seguiti per depurare i combustibili poveri dalle impurità che li deprezzano e per concentrare i minerali d'oro generalmente diffusi in tenui particelle in seno ad una gran massa di sostanze estranee.

Come pure non si ritiene opportuno di indugiarsi lungamente sulla preparazione dei minerali nell'aria anzichè nell'acqua.

Lavaggio del carbone. — L'indole del trattamento dei carboni dipende da diversi fatti e considerazioni speciali. Si tratta qui prima di tutto di sostanze di un prezzo non paragonabile a quello delle sostanze metalliche ed il cui valore massimo dipende unicamente dal tenore in cenere che è generalmente ben stabilito dal mercato. Unico scopo del lavaggio è quindi quello di eliminare dello schisto, della pirite, delle sostanze argillose ecc. rapidamente e solo quanto basta ad abbassare il tenore in cenere fino al limite voluto; e ciò d'un sol tratto, senza riprese o ripassi che non farebbero che aumentare con una maggior spesa le perdite e sminuzzare una sostanza che si ha invece interesse di non ridurre in frantumi, essendo noto che l'appezzatura è uno dei coefficienti che influiscono sul suo valore, tanto che mentre per le sostanze metalliche la classificazione per volume è per lo più serrata ed è un mezzo per ottenere l'arricchimento, per il carbone invece essa non è che rudimentale ma costituisce spesso uno degli scopi da raggiungere insieme alla depurazione dalle sostanze estranee.

Nella preparazione dei carboni inoltre, siccome si tratta di manipolare delle masse di materiali di poco prezzo che ascendono spesso a centinaia di tonnellate al giorno ed il cui arricchimento non occorre in generale che sia spinto molto oltre, bisogna naturalmente ricorrere ad apparecchi semplici, automatici e di grande potenzialità anzichè a quelli più perfetti, ma d'esercizio più costoso e di produzione limitata che sogliono formare il corredo delle laverie destinate alle sostanze metalliche; dando una grande importanza alla riduzione e semplificazione delle manipolazioni; adottando per le disposizioni d'insieme e pei trasporti specialmente, tutti i mezzi meccanici più perfezionati che possano far ottenere una riduzione di spese d'esercizio ed il cui uso invece non sarebbe il più delle volte giustificato in un ordinario trattamento di minerali metallici.

La macinazione non comparisce nel trattamento dei combustibili che in casi eccezionalissimi e limitata tutto al più alla rimacinazione dei misti carboniosi (charbons-barrés) o talora alla preparazione e miscuglio dei minuti di qualità diverse per la fabbricazione del coke; ricorrendo in tal caso a dei cilindri a punte od a scanalature trasversali, o a delle macine formate da due coni dentati e ad asse verticale, penetranti l'uno nell'altro, ovvero al disintegratore Carr del quale si è già fatto cenno.

Le operazioni che si fanno subire al carbone sono in via generale le seguenti: separazione del grosso dal minuto; cernita del grosso; divisione del minuto in granaglie medie ($>$ 10 mm.) e fini ($<$ 10 mm.); classificazione e lavaggio di queste due categorie.

La separazione del grosso dal minuto si fa rovesciando — mediante apparecchi meccanici appositi (*culbuteurs*) — i vagoni provenienti dai cantieri in tramogge regolatrici capaci di contenere più decine di tonnellate e che distribuiscono il carbone agli apparecchi di classificazione, che sono ordinariamente delle griglie o dei vagli piani; le prime fisse ed a

pendenza non inferiore ai 35° ed i secondi a scossa o ad oscillazione composti di diverse lamiere sovrapposte, a fori decrescenti e capaci di passare anche 40 tonnellate all'ora. Si ricorre anche talora per la prima classificazione a griglie speciali a barrotti mobili che hanno una potenzialità anche maggiore, mentre per la classificazione che precede il lavaggio si usano a preferenza dei vagli piani a scossa o ad oscillazione e non di rado il vaglio piano a moto giratorio del Coxe già a suo tempo descritto.

La cernita a mano dei pezzi e delle grosse granaglie si fa in generale su nastri continui del genere di quelli descritti ma di dimensioni maggiori ed i nastri sono talora metallici, talora sono formati da bande riunite di funi d'aloe piatte, talora da larghe cinghie di caoutchouc. La loro lunghezza oltrepassa spesso gli 8 m. e la loro larghezza arriva qualche volta fino a m. 1,20.

Tolte le pietre, il carbone scende dai nastri direttamente nei vagoni mediante condotti di pendenza ridotta al puro necessario onde evitare ogni sminuzzamento, ovvero cade su di un trasportatore unico che raccoglie il prodotto dei diversi nastri e lo porta ad una tramoggia collettrice o direttamente al carico dei vagoni.

Le granaglie medie, dopo una divisione in classi (ove occorra) con diametri di fori abbastanza discosti (il che è naturale data la gran differenza fra la densità del carbone e quello dello schisto) e molto sommaria (perchè eseguita rapidamente e su grandi masse) è sottoposta al lavaggio ed ogni categoria è trattata separatamente.

Come per i minerali metallici l'apparecchio primitivo pel lavaggio dei carboni fu il crivello a mano a staccio mobile. Tenne dietro a questo il crivello a stantuffo laterale ed a staccio fisso mosso a mano (bac-à-piston) o con organi meccanici, il quale però differisce da quello tipico usato per i minerali metallici inquantochè la sostanza utile essendo la più leggera e trovandosi negli strati superiori occorre che l'apparecchio abbia disposizioni speciali tali che sia assolutamente esclusa ogni aspirazione che tenderebbe a far filtrare del carbone minuto attraverso al letto schistoso; il che si ottenne talora munendo lo stantuffo di valvole aprentisi dall'alto al basso e con canali di ritorno dell'acqua dal compartimento di lavaggio a quello dello stantuffo. Inoltre in questi crivelli si poteva dare allo staccio una superficie molto più grande di quella dello stantuffo, perchè la ganga — che rappresenta d'altronde una parte minima della carica — non pesa nell'acqua che da 1,40 a 1,80 ed il carbone pesa appena più dell'acqua, il che riduce enormemente lo sforzo che lo stantuffo deve fare per mettere in movimento la carica.

Data però la loro debole potenzialità che non oltrepassa i 500 kg. all'ora non sono usati che in casi speciali e furono sostituiti da prima con crivelli di costruzione speciale, ora intermittenti, ora continui e capaci — per le dimensioni loro — di ricevere e smaltire delle cariche molto maggiori.

La necessità tuttavia di trattare forti masse diede luogo all'invenzione di altri apparecchi più potenti e che differiscono notevolmente dal crivello a stantuffo.

Tali sono i classici apparecchi lavatori Marsault e Evrard.

L'apparecchio Marsault si compone di una cassa di lavaggio L dell'altezza di 6 a 7 m. e di m. 1,70 di lato, munita al basso di valvole per lo scarico dei minuti (fig. 324) e nella quale può scendere e salire una specie di gabbia C aperta nei fianchi e col fondo formato da un telaio sul quale si adatta la lamiera forata o griglia che deve reggere la carica del carbone e che combacia esattamente colle pareti della cassa L di lavaggio. La gabbia è sospesa mediante un'asta rigida e guidata, allo stantuffo di un cilindro idraulico I della stessa lunghezza della cassa L, in modo che agendo sull'introduzione o sullo scappamento del cilindro stesso si può farla gradualmente discendere o montare in seno all'acqua contenuta nella cassa inferiore. Quando la gabbia è al sommo della corsa riceve la carica dalla tramoggia T ed una volta caricata — coll'aprire e chiudere successivamente lo scappamento del cilindro I — subisce una serie di cadute successive rapide ma di altezze limitate fino ad arrivare al fondo della cassa L. Si rimonta allora la gabbia e si ricominciano le cadute successive e ciò per diverse volte se occorre. Quando la separazione è avvenuta si rimonta la gabbia e la si fa emergere dal livello del piano superiore P gradualmente, ed ogni volta si espelle la parte emergente mediante un raschietto verticale O della larghezza della gabbia, il quale è unito all'asta dello stantuffo di un altro cilindro idraulico M e che può quindi spingere il carbone per successivi strati nel compartimento G.

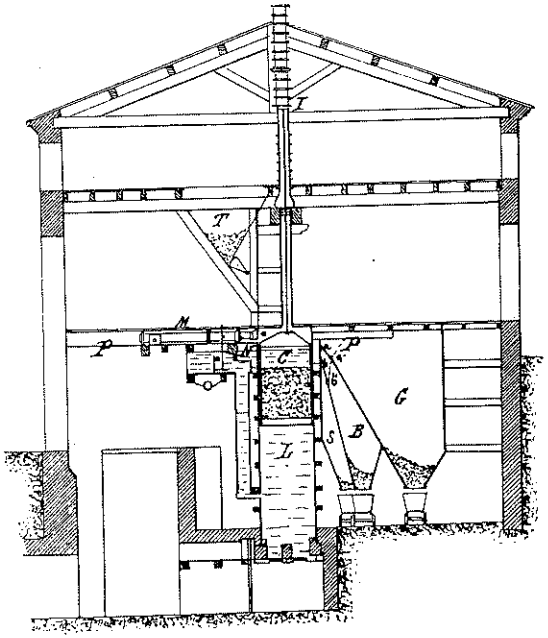


Fig. 324.

Quando coi successivi sollevamenti si arriva alla zona dei misti si gira la paratia a nella posizione a' e questi carboni impuri vengono alla loro volta spinti dal raschietto nel compartimento B (barrés). Finalmente

girando la paratia b in b' si fa cadere lo schisto colle altre impurità nel condotto S. L'acqua che sfiora dalla cassa L torna ad essa mediante il canale N.

L'apparecchio funziona come si vede secondo i principii della caduta diretta del carbone in una massa d'acqua immobile. L'aspirazione è ridotta al minimo soddisfacendo così ad una delle esigenze del lavaggio dei combustibili. La potenzialità dell'apparecchio lavatore Marsault può raggiungere le 150 tonnellate in 10 ore di lavoro.

L'apparecchio Evrard differisce nel principio da quello precedentemente e sommariamente descritto. La cassa L (fig. 325) nella quale scorre esattamente il telaio m che porta la griglia si addentra in un'altra cassa D completamente chiusa ed ha nel suo interno il cilindro idraulico I che coll'asta dello stantuffo unita in alto al telaio m può far scendere o salire quest'ultimo e la carica che gli sovrasta. Mentre lo stantuffo del cilindro I e quindi la griglia m sono al basso della corsa, si fa arrivare la carica dal condotto T mentre l'acqua nelle due casse arriva a livello della griglia. Si fa arrivare del vapore mediante un tubo n nello spazio vuoto esistente alla parte superiore della cassa D e la pressione che si esercita sulla massa liquida spinge l'acqua entro la cassa L e solleva la carica. Aprendo e chiudendo alternativamente il robinetto d'ammissione del vapore si ottiene una serie di scosse simili a quelle che produce il moto alternativo dello stantuffo in un crivello ordinario.

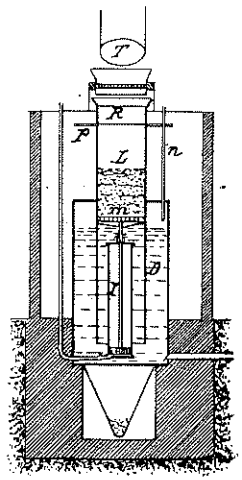


Fig. 325.

Quando si giudica per esperienza che l'operazione può essere completa si solleva gradatamente la carica mediante il cilindro I e la si fa emergere dal piano P per strati successivi che vengono spinti in avanti e fatti cadere nei diversi compartimenti dal raschietto R azionato da un altro cilindro idraulico orizzontale in modo simile a quello dell'apparecchio Marsault.

A differenza di quanto avviene in quest'ultimo, col sistema Evrard la separazione è ottenuta per successivi sollevamenti dell'acqua e della carica.

La capacità d'un apparecchio Evrard può ascendere a circa 180 tonn. in 10 ore.

Attualmente la preferenza è data tuttavia a svariati apparecchi lavatori continui i quali sono fondati sullo stesso principio di lavoro del crivello ordinario, pure differendone nelle dimensioni, nei sistemi d'evacuazione dei prodotti ed in molti altri dettagli meccanici. Se ne ha una

idea nello schizzo dato dalla fig. 326 che rappresenta la sezione di un apparecchio Lemière.

Il carbone da lavare arriva dal condotto C, munito di distributore, sul piano di lavoro $A\,B$, mentre uno stantuffo P imprime all'acqua ed alla carica una serie di pulsazioni di ampiezza conveniente. Il piano di lavoro è diviso in tre zone da tre valvole v trasversali, che occupando tutta la larghezza della griglia sono mobili intorno ad un asse orizzontale e sono tenute chiuse da aste munite di contrappesi colle quali si può anche regolarle a mano. Sotto l'azione dei colpi dello stantuffo queste valvole si aprono e lasciano passare successivamente le materie schistose nel compartimento S, che riceve pure i fini ed i fanghi evacuati per filtrazione, i misti (barrés) nel compartimento B e del carbone impuro nel compartimento C. Il carbone lavato cade invece nella cassa N dalla quale è estratto mediante una noria E.

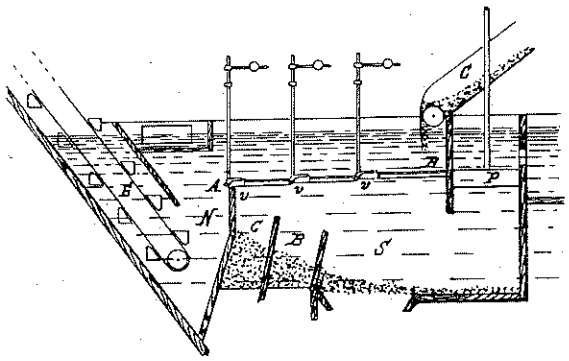


Fig. 326.

Uno di questi apparecchi con piano di lavoro lungo m. 2,50 e largo m. 1,70 può passare 15 tonn. all'ora di carbone a grani che vanno da 5 ai 30 mm. di diametro.

In America per il trattamento dei carboni e sopratutto per l'antracite si usano crivelli a staccio fisso (Elmore, Wilmot, Forrester, ecc.) con svariate disposizioni di dettaglio sia per la alimentazione, sia per l'evacuazione del carbone e dello sterile e di capacità notevole che va da 20 a 50 tonn. all'ora. Vi sono anche in uso dei crivelli a staccio mobile, ma in misura minore.

Tanto colà, come in Europa per le classi minori (dopo eliminazione degli schlamms) si ricorre talora all'uso di veri crivelli filtranti, detti *crivelli a feldspato*, perchè in origine il letto era formato da grani di questo minerale, ma ora vi si ricorre raramente.

Attualmente, in molti casi, per il trattamento del carbone minuto (< 5 Ohm) si ricorre all'uso di *rhéolaveurs*, e più di recente all'arricchimento con separatori pneumatici, il cui uso va diffondendosi.

In alcuni casi si ebbe ricorso alla concentrazione per fluttuazione, la quale è facilitata dalla differenza di peso specifico fra carbone e schisto, il che fa sì che in generale non è richiesta una macinazione ad oltranza, bastando al massimo una riduzione a 30 mesh (mm. 0,37) e l'uso di olii

comuni risultanti dal catrame di legno o l'impiego di un miscuglio di acido cresilico e di paraffina (kéroséne). Il procedimento tuttavia dà dei prodotti di non facile impiego, data la forte quantità d'acqua che essi contengono e può talora aumentare il loro tenore in solfo.

I *rhéolaveurs*, destinati e studiati apposta per il lavaggio dei carboni, funzionano da veri concentratori idraulici e sono costituiti da due o più idrovagli di forma appropriata alla natura, volume e quantità del materiale speciale da trattare; collegati fra loro da tratti di canale di conveniente sezione e di inclinazione che va decrescendo da un apparecchio all'altro, formando un insieme che è percorso dalla corrente d'acqua che trascina il carbone da classificare e da epurare e comprendente grani che raggiungono talora la grossezza di 70 mm. Lungo il canale si produce un deposito per densità, onde lo schisto si dispone al fondo in uno strato i cui elementi, anche per la loro forma, avanzano più lentamente dello strato più leggero che lo sovrasta e che è trascinato dall'acqua con velocità maggiore.

Arrivando nella cassa dell'idrovaglio, i grani di schisto, avendo in paragone del carbone una componente verticale maggiore per il loro peso specifico ed un componente orizzontale di trascinamento minore, precipitano, mentre il carbone prosegue la sua via nel canale fino al successivo apparecchio, e fino alla bocca di scarico dell'ultimo idrovaglio.

Le casse di forme che ricordano quelle dei comuni idrovagli su canale, ma di dimensioni maggiori, sono munite al fondo di aperture speciali d'evacuazione e spesso di un conveniente arrivo di una corrente ascensionale che perfeziona la classificazione.

Le pendenze del canale d'alimentazione del primo apparecchio che è spesso del 20 al 25 %, va diminuendo gradatamente tra un apparecchio e l'altro finchè nel tratto di scarico si riduce a 5 o 10 %.

I primi apparecchi destinati all'arricchimento a secco dei carboni mediante correnti d'aria ad azione continua od intermittente, datano da oltre mezzo secolo.

Tra questi si possono ricordare i crivelli pneumatici Krom, Plumb e Paddok che non ebbero tuttavia una gran diffusione, mentre il campo veniva loro contrastato da tavole pneumatiche di cui il prototipo fu la tavola Sutton-Steele che assomigliava molto nell'insieme ad una tavola Wilfley, e come questa aveva un apparato motore differenziale, mentre il piano di lavoro a doppio fondo, e di conveniente inclinazione trasversale, era formato da listelli longitudinali ricoperti da forte tessuto speciale sul quale poggiavano le liste formanti le riffles.

Un getto d'aria alimentato da sotto il piano di lavoro si diffondeva uniformemente in virtù delle liste longitudinali e generava lo stratificarsi del materiale per densità. Il materiale più leggero saltellando trasversalmente sulle riffles sgorgava lungo il lato inferiore; mentre il mate-

teriale più pesante percorrendo le riffles era evacuato all'estremità della tavola.

I brevetti furono acquistati dalla « American Coal Cleaning Corporation » che, modificando la Sutton nei dettagli, pur mantenendone il principio, la adattava al trattamento dei carboni.

L'apparecchio è conosciuto sotto il nome di « separatore pneumatico S. Y. », ed ebbe la prima applicazione industriale nel 1919 con un insieme di dodici tavole in un impianto della « Roches Mountain an Pacific Co » a St. Louis.

Da esso con successivi perfezionamenti ne derivò il « separatore Wye » della « The Birtley Company Ld. » (Durham Inghilterra) che dal 1926 va estendendone l'applicazione in numerosi impianti di capacità varia dalle 20 alle 250 tonnellate orarie (impianto della « The Horden Collieries Ld. », Horden, Northumberland).

Il separatore Wye può trattare carbone in grani da 50 mm. in giù, previa classificazione a volume in tre classi:

$$\text{mm. } 50 \div 12, \quad 12 \div 3, \quad 3 \div 0{,}4.$$

La parte più fina non può essere trattata ed è eliminata per aspirazione prima che la classe $3 \div 0{,}4$ sia immessa nella relativa tavola. Il tenore in cenere è spesso ridotto del 50 %.

Concludendo: gli impianti di epurazione dei carboni possono variare da semplici classificazioni per grossezza secondo calibri commerciali, accompagnate (ove occorra) da semplici cernite a mano fino ad impianti più o meno complessi di concentrazione per gravità con classificazione a volume seguita da trattamento in crivelli di varia natura, o in rhéolaveurs o su separatori pneumatici per i grani minori di 50 mm. Raramente ed in casi specialissimi si ricorse alla fluttuazione dei materiali carboniosi finissimi.

La preferenza da darsi al trattamento per lavaggio o per separazione pneumatica dipenderà specialmente dalla natura stessa del carbone e dall'uso a cui esso dovrà esser destinato nonchè da speciali condizioni locali.

Processo Change (Patent Sand Flotation Process). — È interessante il far menzione di questo procedimento di lavaggio dei carboni, nel quale è applicato industrialmente il metodo sperimentale di separazione, in un mezzo di densità media tale da consentire al carbone di galleggiare mentre lo schisto e le altre impurità pesanti affondano.

Il mezzo ad alta densità è nel processo Chance una massa fluida in intima miscela di sabbia ed acqua.

L'apparecchio è costituito da un cono nel quale una corrente che mantiene in continua agitazione la miscela è introdotta ad altezza conveniente da tre o più anelli circondanti il cono ed anche in una colonna detta di classificazione che fa seguito inferiormente al cono.

Il carbone grezzo (previamente liberato dalla polvere) è alimentato superiormente nel cono ed il carbone epurato galleggiando sulla massa fluida si avvia alla sortita da dove cade su un vaglio a scosse che nella sua prima parte elimina l'acqua e la sabbia, che se ne vanno alla camera d'aspirazione di una pompa a sabbia.

Lo schisto e le altre impurità pesanti che affondano nella massa fluida penetrano nella colonna inferiore di classificazione da dove vengono evacuate con un dispositivo automatico di saracinesche comandate da cilindri ad aria compressa.

Questi rifiuti sono vagliati e l'acqua e la sabbia vanno alla pompa a sabbia che le rimette in circolazione insieme a quelle uscenti dal vaglio superiore del carbone.

Una data circolazione dell'acqua d'agitazione, opportunamente regolabile, permette di mantenere uniforme la densità della miscela acqua-sabbia: mentre un agitatore meccanico ostacola l'eventuale deposito di sabbia sulle pareti interne del cono e favorisce il miscuglio della sabbia coll'acqua; impartendo al tempo stesso alla massa fluida un moto circolare che al sommo del cono aiuta la sortita del carbone epurato avviandolo al vaglio separatore che lo classifica alla pezzatura voluta.

Il processo ebbe già molte applicazioni e fra le altre in un impianto della « Newmarket Cliery », Wakefield, che tratta 100 tonn. all'ora di carbone in pezzi sotto i 6' (15 cm.).

Il carbone grezzo, mediante un nastro trasportatore è portato ad un vaglio a scosse che elimina i grani inferiori a 15 mm. che passano su un vaglio vibrante, il cui piano superiore ha fori di 3 mm. e l'inferiore fori di mm. 1,5.

Tutto il carbone tra mm. 1,5 e 15 cm. va al cono Chance, mentre il fino sotto mm. 1,5 mediante un trasportatore va ad un polverizzatore che alimenta il focolare di quattro caldaie Lancashire.

Processo Beer. — Vogliamo ricordare anche un procedimento che la ben nota Casa S. A. Maison Beer (Jemeppe, Belgique) brevettava parecchi anni or sono sotto la denominazione di « extra trieur laveur à charbon »: sistema a correnti sotto pressione ed a colonne verticali, per il quale essa rivendicava dei vantaggi tali da meritare di essere tenuta in considerazione, data la serietà e competenza di quella Casa costruttrice.

Il principio dell'apparecchiatura in sè stessa assai semplice, è schematicamente rappresentato dallo schizzo della fig. 327.

Tutta la parte *A* che costituisce l'apparecchio di separazione propriamente detto, forma uno dei vasi comunicanti. La parte *B* è l'altro vaso comunicante che costituisce l'apparecchio d'evacuazione dello sterile.

Se si introduce una corrente d'acqua a pressione dal basso in *X*, i

due vasi si riempiono finchè l'acqua raggiunge il livello delle sortite S ed S' ed a partire da quel momento continuando la venuta dell'acqua, si stabiliranno due correnti nel senso $F\ D\ T\ T'\ S$ da un lato ed $F\ G\ I\ S'$ dall'altro.

La costanza della velocità delle correnti nelle colonne $C\ H\ E$ (dipendendo da una portata unica) può essere regolata e mantenuta in modo sicuro, in dipendenza della natura del carbone da lavare; ed una volta regolato funziona nel modo seguente:

Il carbone della classe, per esempio, 0,50 mm. introdotto da un distributore nella colonna C vi discende ed i suoi elementi dissociandosi per ordine di densità vanno fino all'incontro della corrente che assorbe e trascina il carbone puro fino alla sortita S.

I grani più densi sono trascinati fino all'incontro della colonna H, nella quale discendono classificandosi ancora per densità finchè incontrano la seconda corrente, che agisce come la prima, portando allo scarico S' i misti, mentre lo sterile cade in E dove è ripreso da un elevatore a tazze ed elevato all'altezza voluta.

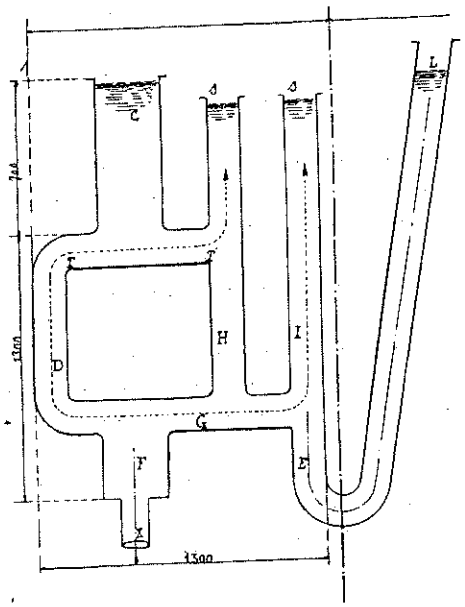


Fig. 327.

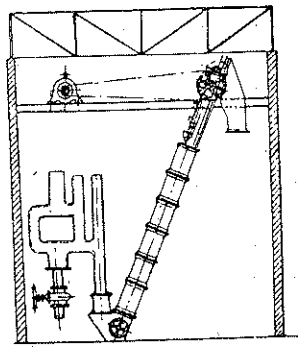


Fig. 327 *bis*.

L'insieme — a parte i dettagli meccanici non difficili da concepire — è di una gran semplicità ed è sintetizzato nella piccola fig. 327 *bis*.

La Casa costruttrice garantiva, in condizioni normali, dei tenori in cenere di 75 a 77 % negli sterili, con una notevolissima economia di impianto e di esercizio.

Trattamento dei minerali d'oro. — Dal punto di vista del loro trattamento i minerali d'oro possono dividersi in due categorie.

La prima comprende i minerali in cui l'oro è libero ora sparso in grani in seno ad una massa detritica, ora disseminato più o meno finamente il più delle volte nel quarzo dei filoni auriferi o più raramente in certe piriti. Da questi si può estrarre la maggior parte dell'oro contenuto sia con semplici operazioni di lavaggio, sia — dopo triturazione — giovandosi della proprietà che ha l'oro di unirsi al mercurio formando un'amalgama dalla quale è facile ottenere il metallo prezioso e ricuperare una parte del mercurio per sublimazione.

La seconda categoria comprende i minerali nei quali l'oro trovasi allo stato di combinazione specialmente con dei solfuri metallici (piriti arsenicali, galena, blenda, rame grigio, argento rosso, argirioso, stibina, tellururi, ecc.) e dai quali non è possibile di estrarlo per amalgamazione, ma per i quali occorre per contro o un trattamento per fusione piombosa o più sovente il trattamento chimico per clorurazione, o bromurazione o cianurazione. Sono questi i minerali che gli inglesi ed americani sogliono denominare *rebellious or refractories ores*, perchè sono ribelli o refrattari all'amalgamazione.

Questi ultimi o sono — dopo macinazione seguita spesso da una torrefazione preventiva — direttamente sottoposti al trattamento chimico ed escono dal campo della preparazione meccanica; o devono per la natura loro o per la loro associazione colle ganghe o con altre sostanze non aurifere essere concentrati per separare dalle altre le specie minerali aurifere da trattare chimicamente ed allora rientrano nella categoria dei minerali ai quali si adattano i metodi generali della preparazione meccanica.

Noi passiamo ad esaminare i sistemi seguiti per estrarre l'oro dai minerali della prima categoria.

L'oro libero si trova sparso nelle sabbie di alcuni corsi d'acqua allo stato di pagliette o di grani, i quali quando hanno un certo volume chiamansi *pepiti*. Da queste sabbie l'oro può essere ricavato (in piccola scala) quasi totalmente con un semplice lavaggio a mano mediante apparecchi molto semplici e ciò in grazia del suo alto peso specifico (19,50).

Gli utensili più comunemente usati dai ricercatori d'oro sono il *pan* degli americani e la *batea*. Il primo ha la forma di una padella senza manico, la seconda è una specie di scodella del diametro di 45 a 50 cm. per una profondità massima di 100 mm. Il loro funzionamento semplice ad esporsi ed a capirsi richiede tuttavia un'abilità speciale che non s'acquista che colla pratica.

Si riempie la ciotola per tre quarti circa di sabbia e tenendola in una posizione lievemente inclinata si espone all'azione di un debole filetto d'acqua agitando la massa con un leggero movimento oscillatorio. Qualche volta invece si fa lavorare la ciotola immersa nell'acqua. Le particelle leggere sono trascinate dall'acqua al di fuori dell'orlo del piatto e si finisce per avere al fondo l'oro coi grani delle sostanze metalliche che l'accompagnano e specialmente con particelle di ferro magnetico le quali ultime possono essere tolte con una calamita.

Un uomo può così lavare da 200 a 250 dm^3 di sabbia aurifera al giorno.

All'uso della *batea* fu sostituito od accoppiato quello della *culla* che permette un lavoro più intenso e proficuo. È un truogolo a base rettangolare, inclinato verso uno dei lati minori e sospeso in un telaio in modo da poter oscillare. Il fondo è di tela metallica ed il piano superiore porta una griglia sulla quale si getta il materiale alluvionale facendovi colare dell'acqua. I ciottoli restano sulla griglia; i grani d'oro e d'altre sostanze metalliche, sono trattenuti sulla tela e le parti fine che traversano questa ultima sono lavorate colla *batea*.

Talora il truogolo ha sotto la tela metallica un fondo piano e convenientemente inclinato nel quale vi sono dei listelli formanti risalti e scanalature nelle quali si mette del mercurio che trattiene amalgamandole le particelle d'oro colle quali viene a contatto diretto.

Uno di tali apparecchi può trattare circa 800 dm^3 di sabbia al giorno.

Una maggiore intensità di lavoro si ottiene col *longtom*, che funziona in modo simile a quello della culla.

È un canale inclinato lungo da m. 3,50 a 4,00 m., il cui fondo nell'ultimo tratto è munito di uno staccio sotto il quale vi è un altro canale con listelli trasversali formanti le scanalature nelle quali si mette il mercurio. Il materiale è caricato alla testa del canale mentre vi arriva una corrente d'acqua che lo trascina in giù. Il minuto passa attraverso i fori dello staccio e scorre con una parte dell'acqua nel canale inferiore ove l'oro si deposita ed in parte si amalgama, mentre le pietre ed i grani grossolani sono espulsi dall'acqua al di là dello staccio. La quantità di materiali alluvionali trattabile in un *longtom* va da m^3 1,50 a m^3 2,00 al giorno.

Per il trattamento a mano delle sabbie fine aurifere fu pure adoperato il *separatore Bazin* che è una gran scodella di ferro immersa in una cassa d'acqua e montata su di un asse verticale alla quale mediante una manovella e piccoli ingranaggi conici si può imprimere un moto rapido di rotazione. Messo in moto e caricato l'apparecchio le parti leggere in virtù del moto dell'acqua e della forza centrifuga sono cacciate fuori e si depositano nella cassa esterna, mentre le particelle più pesanti si radunano sul fondo della scodella e possono essere occorrendo depurate colla batea. Il separatore Bazin può trattare circa m^3 1 ½ di sabbie aurifere al giorno.

Talora alla scodella si aggiunge inferiormente un serbatoio cilindrico centrale con del mercurio in modo che per il moto del recipiente le materie vanno ad attraversare il serbatoio di mercurio che riesce a trattenere amalgamandole le pagliuzze d'oro che altrimenti, per essere molto esili, andrebbero via dall'orlo del piatto coi grani leggeri.

Tutti questi apparecchi ed altri di uso meno comune hanno come si vede una potenzialità limitatissima, ma quando si tratta di grandi masse alluvionali, sia che queste siano estratte da fiumi o da laghi con draghe, come si fa in Siberia, nella Nuova Zelanda, nella Columbia, ecc., sia che

siano abbattute dalla loro sede antica (come avviene in California, nel Canadà, in Australia, ecc.) per mezzo di potenti getti di acqua a forte pressione che disgregano la massa sabbiosa spesso ricoperta da colate basaltiche, si ricorre al lavaggio in grande nei così detti *sluices*.

Separate le grosse pietre mediante griglie opportunamente disposte, la massa viene immessa con una fortissima quantità d'acqua in questi *sluices* o canali di legno di larghezza a seconda dei casi compresa fra m. 0,80 e m. 0,50, profondi circa 1 m. e di lunghezza che può ascendere da qualche decina di metri a uno o due chilometri. La pendenza varia dal 3 al 7 %. Il fondo è guarnito di blocchi di legno o di grosse pietre solidamente incuneate fra loro onde non siano divelte dalla corrente e gli interstizi sono riempiti con piccoli ciottoli, con della sabbia, ecc. per essere poi innaffiato finamente con del mercurio in ragione di 15 a 16 kg. per ogni 100 m. di canale, salvo ad aggiungerne se occorre di tanto in tanto durante il funzionamento. Le due pareti laterali sono rivestite internamente di tavole ricambiabili.

Scorrendo i materiali disgregati in seno alla massa liquida le particelle aurifere vanno al fondo e trovano il mercurio che le trattiene amalgamandole, mentre i ciottoli e le sabbie leggere continuano la loro via fino allo sbocco del canale. Si capisce facilmente che la violenza della corrente non può che favorire le perdite per trascinamento, per diminuire le quali si ricorre spesso a ripieghi speciali. Così si diminuisce talora in certi tratti la pendenza eliminando mediante griglie i grossi ciottoli che vi rotolano sopra e che sono buttati fuori dal canale.

Inoltre ogni tanto e per un breve tratto il fondo del canale è fatto di una serie di sbarre trasversali d'acciaio distanti fra loro da 10 a 20 mm. onde lasciar passare almeno una parte dei grani minuti con una certa quantità d'acqua. Questa derivazione che costituisce ciò che chiamasi una *sotto-corrente* (*under-current*) va a spandersi su specie di tavole larghe da 2 a 3 m., lunghe talora da 10 a 20 m., con pendenza ridotta e col fondo munito di risalti trasversali per favorire il deposito delle materie più dense e quindi più ricche, mentre tutto ciò che è trascinato dall'acqua va a riunirsi a valle colla corrente principale.

Una volta o due al mese si interrompe il lavoro e si ritira dal canale e dalle tavole l'amalgama ottenuta. Cessato l'arrivo della materia solida si fa dapprima scorrere nel canale una forte corrente d'acqua sola per spazzarlo dai ciottoli e dai detriti e quindi si limita l'acqua riducendola semplicemente ad un tenue velo liquido. Partendo poi dal principio del canale e per tratti successivi si tolgono i blocchi formanti il fondo che vengono accuratamente lavati e si raccoglie poi l'amalgama mediante piccole chiuse trasversali lutate con cura e messe alla distanza di 25 a 30 metri l'una dall'altra sul fondo del canale. L'amalgama è separata dalle impurità lavorandola colla batea per essere poi distillata in storte

di ferro ricuperando in gran parte il mercurio, che depurato con mezzi chimici o coll'elettrolisi può di nuovo servire per l'amalgamazione.

Le perdite con un sistema così spicciativo e sommario non possono essere che fortissime, poichè evidentemente le esili pagliuzze d'oro saranno trascinate via dalla corrente veloce ed inoltre sfuggiranno all'amalgamazione quelle particelle d'oro che per essere ricoperte da una patina di pirite non si uniscono al mercurio nonchè quelle incluse talora nei ciottoli e nei grossi grani quarzosi. D'altra parte si poterono così trattare economicamente delle enormi masse detritiche spesso a tenori bassissimi del prezioso metallo.

Quando l'oro libero è sparso più o meno finamente nel quarzo dei filoni auriferi il metodo generale di trattamento consiste in una triturazione completa e più o meno fina, a seconda della disseminazione più o meno intima del metallo nel quarzo, accompagnata o seguita dall'amalgamazione e talora da una concentrazione meccanica.

Il materiale è prima di tutto frantumato ora con frantoi Blake, ora con frantoi a rotazione dei tipi già descritti. Un frantoio di dimensioni medie (0,40 × 0,25) può secondo i casi alimentare da 20 a 30 pestelli. A Langlaate-Estate (Transwaal) tre frantoi a rotazione Gates bastano per alimentare 160 pestelli.

Ove la distribuzione dell'oro nella ganga lo consenta, si sottopone il materiale frantumato ad una cernita a mano su grandi trasportatori o su tavole rotonde di gran diametro e questa operazione consente di togliere dalla massa una gran parte di sterile. Così per esempio alla Wemmer ed alla Ferreira nel Transwaal si arrivò ad eliminare colla cernita preventiva persino il 40 % di sterile diminuendo notevolmente il prezzo del trattamento e con perdite lievissime di metallo.

Gli apparecchi più comunemente usati per la triturazione del materiale frantumato sono i pestelli nei quali la macinazione è accompagnata dall'amalgamazione.

Tutte le critiche fatte al loro funzionamento, tutte le invenzioni di innumerevoli trituratori e macinatori di ogni genere non hanno valso a diminuirne la diffusione e la costruzione loro perfezionata e studiata in tutti i dettagli ha vieppiù contribuito a farli rimanere in favore presso i pratici, i quali in maggioranza li considerano ancora come i migliori e più sicuri ricuperatori dell'oro amalgamabile.

Fu già esposto il modo di lavorare dei pestelli e si fece notare come si possa in essi regolare entro limiti abbastanza ampi il grado di triturazione, adottando dei pestelli ora pesanti e lenti, ora leggeri e rapidi; modificando l'altezza di caduta, variando l'altezza dello scarico e la dimensione dei fori della griglia d'evacuazione.

Quando per i minerali d'oro la batteria deve lavorare come amalgamatrice e trituratrice al tempo stesso (e questo è il caso più frequente)

il mortaio nella sua parte interna e su tutta la lunghezza è rivestito nel tratto inferiore da due placche amalgamate, una più alta dal lato dell'arrivo del materiale e l'altra più bassa dal lato della griglia (fig. 61) e nel mortaio stesso ad intervalli determinati si versa del mercurio.

Dallo stato delle particelle d'amalgama che sono spinte fuori attraverso ai fori della griglia d'evacuazione si giudica della necessità di aggiungere più o meno di frequente del mercurio. Se l'amalgama è molto dura è segno che la quantità di mercurio non basta; se è molto liquida ve ne è in eccesso.

La quantità d'acqua non deve essere esuberante e la sua temperatura più favorevole è di 35° a 45° centigradi.

L'alimentazione occorre sia regolarissima e bisogna evitare che cadano nella batteria dell'olio o delle sostanze grasse.

La pulizia delle batterie si fa almeno una volta al mese.

L'amalgama impura, molle e schiumosa che si può togliere a mano è messa in disparte per essere trattata nei tini d'amalgamazione: quella compatta aderente alle placche amalgamatrici interne è raschiata e tolta mediante un utensile d'acciaio. La sabbia ed il materiale in genere che era nel mortaio si getta nel mortaio della batteria vicina che è in marcia, giacchè si procede alla pulizia di una batteria per volta.

La produzione di un pestello varia da tonn. 1,5 a tonn. 3,5 in ventiquattr'ore.

La triturazione contemporanea all'amalgamazione si fa anche talora (come già si ebbe occasione di accennare altrove) nei molini Huntington; nelle tine d'amalgamazione, nei così detti *molini di montagna*, vere macine che furono anche in uso nelle nostre Alpi alle miniere della Valle Anzasca, di Pestarena e del Tirolo; nonchè in altri trituratori meno noti e di uso limitato a località e casi speciali; ma, come si disse, i preferiti e più generalmente usati sono i pestelli.

Il materiale triturato misto a tenui particelle d'amalgama attraversato lo staccio frontale della batteria scorre su lastre di rame amalgamate e convenientemente inclinate e le particelle aurifere nello scorrere sulla superficie loro vi aderiscono amalgamandosi.

Spesso alla soglia di sortita del mortaio si ha una placca amalgamata di larghezza variabile dai 10 ai 40 cm. e lunga quanto è largo il mortaio, seguìta da un distributore che guida e spande la torbida uniformemente su tutta la larghezza della lamiera o delle lamiere lunghe di rame amalgamate. Fra una lamiera e l'altra si hanno talora delle tasche contenenti del mercurio, le quali possono avere forme e disposizioni svariate. La torbida passando sotto la paratìa che le divide in due compartimenti viene a contatto diretto col mercurio il quale riesce ad impossessarsi di una buona parte delle esili pagliuzze d'oro che altrimenti andrebbero perdute per trascinamento.

La larghezza delle placche d'amalgamazione varia da m. 1 a m. 1,40 e l'area totale dipende dalla natura del minerale da trattare. È maggiore se l'oro è in grani, minore se la disseminazione è fina. Può variare da 1 a 10 m²; ma nei casi più comuni è di 4 a 5 m². Il loro spessore va dai 2 ai 3 mm. e la pendenza oscilla fra i 5 ed i 10 gradi.

È buona regola di adottare la pendenza strettamente necessaria ad impedire il depositarsi dei solfuri fini metallici che accompagnano spesso l'oro e che fermandosi sulla lastra ostacolerebbero il contatto dei granuli auriferi colla superficie amalgamante. Quando la pendenza è conveniente la torbida scorre in onde successive che fanno rotolare i grani gli uni sugli altri facendo sì che i grani più pesanti vadano a contatto colle lastre.

Le lamiere più usate sono quelle di rame elettrolitico o di rame ricotto. La ricottura dà alle placche la porosità necessaria per ricevere il mercurio che si fa loro aderire con metodi diversi a seconda dei casi e uno dei quali riassumiamo brevemente. Ripulita per bene la lastra dalle parti ossidate e dall'untume, si frega mediante una spazzola od uno strofinaccio con sabbia fina finchè la superficie sia brillante. Si lava coll'acqua e poi con una spazzola più tenera vi si passa una soluzione di cianuro di potassio, dopo di che la si asciuga con un panno. Si frega allora colla spazzola e con un miscuglio di sabbia fina e sale ammoniaco nel quale sia stato spruzzato del mercurio e dell'acqua in modo da formare una pasta piuttosto tenera e mentre si frega si va spruzzando del mercurio fino a completa amalgamazione che richiede circa un'ora di lavoro. Si lava con acqua e si ripassa di nuovo la soluzione di cianuro di potassio. Dopo tale operazione si frega talora sulla tavola dell'amalgama d'oro leggermente riscaldata, mediante un pezzo di lastra di gomma e umettando con soluzione di sale ammoniaco.

Si usano anche delle lastre argentate ed amalgamate che costano di più, ma sono di più facile manutenzione.

Durante il funzionamento — per impedire che l'amalgama si accumuli e si indurisca — occorre toglierla con un raschietto e vivificare la lastra. Tale operazione si fa una volta al giorno facendo scorrere dell'acqua per togliere la sabbia e si sfrega con una spazzola spruzzando finamente del mercurio e usando anche di tanto in tanto un po' di soluzione di cianuro di potassio.

Una volta al mese almeno, quando si pulisce la batteria, si procede ad una ripulitura più radicale delle lastre.

La maggior parte dell'amalgama di tutto il trattamento (circa il 60 %) si ha dalla batteria ed il resto dalle lastre la cui resa va diminuendo dalla testata al lato estremo di sortita.

Le perdite d'oro inevitabili sono dovute alle pagliuzze che galleggiano; alle particelle incluse nei grani misti; a quelle rivestite di una leggera patina di solfuri metallici ed ai grani composti, come ad esempio quelli di tellururo d'oro.

La torbida impoverita che abbandona la lastra contiene spesso ancora molto oro onde ad essa si fanno seguire talora delle tavole (*blankets*) ricoperte di tessuto peloso simile a quello delle coperte da letto, della lunghezza di 3 a 4 metri e la cui pendenza raramente supera il 2 %. Il tessuto si toglie dalle tavole ad intervalli di 4 a 5 ore ed è accuratamente lavato in una tina per staccarne le pagliuzze d'oro che vi aderirono (1).

Talaltra, e ciò più sovente, la torbida subisce una vera concentrazione alimentando delle tavole e più generalmente delle Frue-Vanners, che sono tuttora preferite nella preparazione dei minerali d'oro.

La fig. 328 rappresenta la sezione di un impianto completo e dà un'idea dell'insieme del trattamento descritto.

I vagoni provenienti dai cantieri o dai depositi scaricano

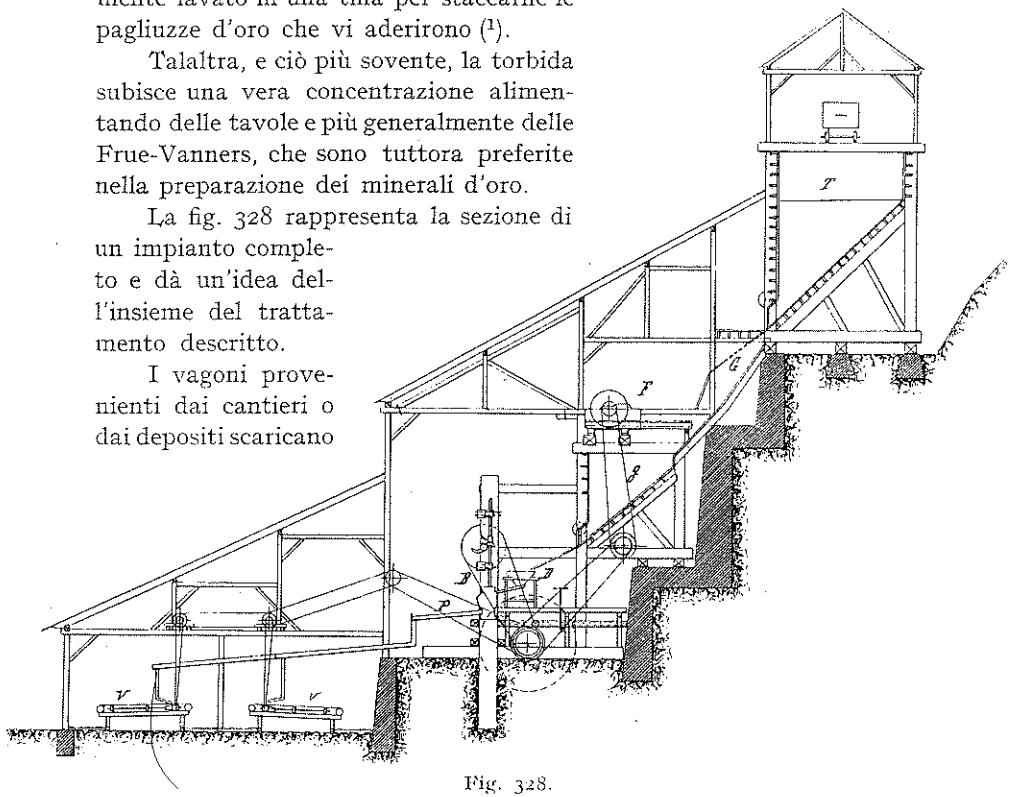


Fig. 328.

il loro contenuto nella gran tramoggia *T* alla quale fa seguito la griglia *G* che dà il grosso al frantoio *F* ed il fino alla tramoggia *g* la quale riceve anche il minerale spezzato dal frantoio. Da questa il materiale passa alle batterie *B* mediante i distributori automatici *D*. Il materiale triturato dai pe-

(1) Più che coll'uso del tessuto suaccennato, un molto più notevole ricupero dell'oro si ottiene attualmente ricorrendo all'impiego di un velluto speciale (*corduroy*) la cui superficie è formata da una quantità considerevole di peli lunghi e fini conservanti un certo distacco fra loro, piccolo ma sensibile. I risultati dell'uso di questi velluti è tale per cui l'impiego delle tavole d'amalgamazione va riducendosi, data la semplicità delle manipolazioni che essi consentono in paragone di quelle ben più complicate delle tavole d'amalgamazione.

stelli va sulle placche d'amalgamazione *P* e la torbida impoverita che abbandona queste ultime, mediante canali e partitori, è data alle Frue-Vanners *V*.

Si mettono in generale due Frue-Vanners per ogni batteria di 5 pestelli ed il prodotto concentrato che se ne ottiene varia dal 0,70 al 4 % del minerale triturato.

Tale prodotto è trattato chimicamente per clorurazione o cianurazione, mentre la torbida che lascia le tavole va in bacini di deposito dai quali si estraggono le sabbie fini (*tailings*) che sono talora trattate anch'esse per cianurazione.

Il cianuro d'oro e di potassio è poi trattato per zincaggio o per elettrolisi.

Nei fanghi impalpabili che escono dalle ultime casse di deposito si ha ancora non di rado fino ad $^1/_{10}$ della totalità dell'oro contenuto nel minerale introdotto al trattamento. Onde ricavarne ancora un po' del metallo prezioso si ricorre in casi eccezionali al sistema di far passare la torbida fina in una serie di spitzlutten a leggera corrente ascensionale, ottenendone due o tre categorie di sabbie finissime da passare alla cianurazione coi tailings.

Ad onta di tutte le cure le acque fangose che vanno via contengono in molti casi il 60 % degli slimes (fanghi) in sospensione, difficilmente ricuperabili perchè impiegano un tempo lunghissimo per depositarsi anche in ampi bacini. Si tentò di affrettarne il deposito mescolando all'acqua delle soluzioni di altre sostanze, traendo partito degli studi fatti dallo Schloesing per affrettare la precipitazione dei fanghi coi sali di calce e di magnesia; ma salvo che in casi specialissimi non pare che il sistema sia stato molto proficuo.

Anzichè procedere alla parziale amalgamazione contemporanea alla triturazione in diversi casi si diede la preferenza al sistema di scindere completamente le due operazioni, triturando prima al grado voluto con molini Huntington, con molini a palle, con tube-mills o con altri dei numerosi macinatori inventati a tale scopo e procedendo poi all'amalgamazione in apparecchi speciali, quali per esempio l'amalgamatore *Atwood*, l'*Eureka Rubber*, le *tine d'amalgamazione*, ecc.; apparecchi questi utilizzati anche non di rado nel trattamento generale già descritto per passare le materie aurifere depositate sui *blankets* o direttamente le materie che sfuggono dalle lastre amalgamatrici che seguono i pestelli.

Per ovviare al difetto che si rimprovera ai pestelli ed agli altri macinatori che non lasciano sfuggire le sostanze triturate se non quando hanno raggiunto totalmente il grado di finezza voluto producendo così una grande quantità di slimes e di pagliuzze leggere che galleggiano (*floating-gold*) e che dànno luogo alla maggior parte delle perdite che si verificano nel trattamento dei minerali d'oro, ed in alcuni casi per evitare l'uso di grandi quantità d'acqua in certe località dove questa fa difetto, si adottò la macinazione a secco, per preparare la materia all'ulteriore amalgamazione, mediante cilindri trituratori e qualche volta con molini a palle convenientemente organizzati.

Il sistema della macinazione a secco per preparare la materia all'amalgamazione o al trattamento chimico fu adottato per esempio a Mon-Morgan (Australia), a Creeple-Creek (Colorado), al Dakota, ecc. pare con buon successo.

Fu anche tentata la separazione delle parti fini macinate mediante una corrente d'aria ascensionale, ma tale sistema non ebbe che qualche rara applicazione giustificata forse da considerazioni di indole affatto locali.

Riassumendo può dirsi che i minerali d'oro a seconda della loro composizione chimica, degli elementi a cui l'oro si trovi associato, dello stato di disseminazione e anche della natura delle ganghe lapidee che lo contengono, sono attualmente concentrati, a seconda dei casi con trattamenti gravimetrici, di amalgamazione, di fluttuazione o di cianurazione con opportune combinazioni di due o più dei trattamenti di cui sopra.

Per essi è più che mai raccomandabile lo studio preliminare al microscopio, che può indicare a dato certo il grado di macinazione occorrente: esso, per esempio, può anche indicare, nel caso di una pirite aurifera, se l'oro vi è o no allo stato libero e quindi se sia consigliabile l'amalgamazione o la fluttuazione. In altri casi l'esame al microscopio può rivelare la presenza, ad esempio, di minerali di rame ossidati capaci di ostacolare la fluttuazione.

Può dirsi intanto che quando il minerale contiene dell'oro libero in quantità sufficiente, la formula del trattamento può per lo più essere la seguente: concentrazione per amalgamazione seguita da fluttuazione o cianurazione.

Se il minerale non contiene oro libero deve, per lo più, essere trattato per cianurazione dopo macinazione spesso molto spinta Ma se l'oro è unito ai solfuri, converrà talora fluttuare la parte metallica con macinazione normale, e trattare il concentrato — secondo i casi — per fusione piombosa o talora per cianurazione dopo macinazione per lo più finissima, che non avverrà allora più che su una piccola parte del minerale iniziale ridotta qualche volta al 20 % (e talora anche meno) del peso totale del minerale iniziale.

Se però quei minerali contengono dei composti metallici (certi sali di rame, di ferro, dell'arsenico, ecc.) che ostacolano e rendono costosa la cianurazione, conviene ricorrere senz'altro alla fluttuazione ed allora il concentrato è trattato per fusione. Certe volte il minerale contiene l'oro nel Mispikele, allora per trattamento di fluttuazione si ottengono dei concentrati che contengono dall'85 al 95 % dell'oro totale. Il concentrato, dopo torrefazione può essere trattato per cianurazione.

La *cianurazione* esula veramente dal campo della preparazione meccanica propriamente detta, costituendo essa una branca a sè di tratta-

mento completamente chimico per la quale esiste tutta una letteratura speciale. Non si può quindi in questo volume che riassumerne, come ricordo, il principio e rapidamente l'andamento generale.

I cianuri alcalini hanno la proprietà di sciogliere l'oro formando del cianuro d'oro, dal quale si può separare il metallo prezioso servendosi di metalli di basso costo.

Per applicare praticamente questo procedimento si mescola il minerale finamente macinato con soluzione diluita di cianuro di potassio o di sodio in apposite vasche. La quantità di cianuro è determinata dal suo cianogeno, quest'ultimo, dovendo essere proporzionale al metallo prezioso contenuto nel minerale. La dose di cianuro alcalino deve essere sciolta in un volume notevole d'acqua per avere una soluzione diluita, poichè solo in tale stato essa possiede un'azione selettiva e scioglie l'oro e l'argento — se ve ne è — ma non gli altri metalli.

Dopo separazione, dalla soluzione cianurata si ricava l'oro precipitandolo mediante zinco in trucioli o in polvere e separandone lo zinco con trattamento all'acido solforico.

L'andamento delle operazioni in un impianto moderno di cianurazione è il seguente.

La torbida contenente il minerale in elementi finissimi, va alla sezione di cianurazione, dove è addensata in modo da non contenere che circa il 50 % di sostanza solida ed è contemporaneamente trattata con una conveniente soluzione di cianuro di potassio o di sodio ed agitata per il tempo necessario a sciogliere l'oro.

L'agitazione ha luogo mediante agitatori meccanici a bracci giranti (talora messi in serie) o in un agitatore ad aria compressa (agitatore Pachuca).

Dopo la cianurazione la soluzione aurifera ricca è separata dal residuo sterile per filtrazione o per decantazione a contro corrente che ha luogo in una serie di tre o più addensatori riceventi la torbida che ha circolato negli agitatori.

La soluzione ricca passa quindi alla sezione di precipitazione, che attualmente avviene mediante l'immissione nella torbida di polvere di zinco opportunamente preparata. Dal precipitato poi si elimina lo zinco con trattamento speciale all'acido solforico ottenendone l'oro che passa poi ad essere raffinato.

Per fissare le idee si riproduce qui la sezione di un impianto completo di trattamento di minerale d'oro per amalgamazione e successiva cianurazione della torbida impoverita, sezione che proviene da uno dei cataloghi della Società Italiana Ernesto Breda di Milano (fig. 329).

Separazione coll'aria. — Invece di servirsi dell'acqua come agente separatore si tentò di usare una corrente d'aria agente sul minerale macinato fino e allo stato di completa secchezza.

Certamente era molto attraente l'idea di potersi servire di un mezzo

resistente che si ha a disposizione dappertutto; che non richiede di essere elevato con pompe e che elimina il rischio di perdite forti per trascinamento e galleggiamento.

I risultati tuttavia delle numerose prove fatte in epoche e località diverse non furono molto incoraggianti ed i differenti apparecchi escogitati a tale scopo non ebbero che scarse e limitatissime applicazioni pratiche.

Non è quindi il caso di approfondire l'argomento ricordando solo per sommi capi e soltanto a titolo di promemoria i principali sistemi tentati o seguiti. Il primo tentativo di tal genere di trattamento fu fatto ad Engis verso il 1850 negli stabilimenti della Vieille-Montagne e l'apparecchio era molto semplice.

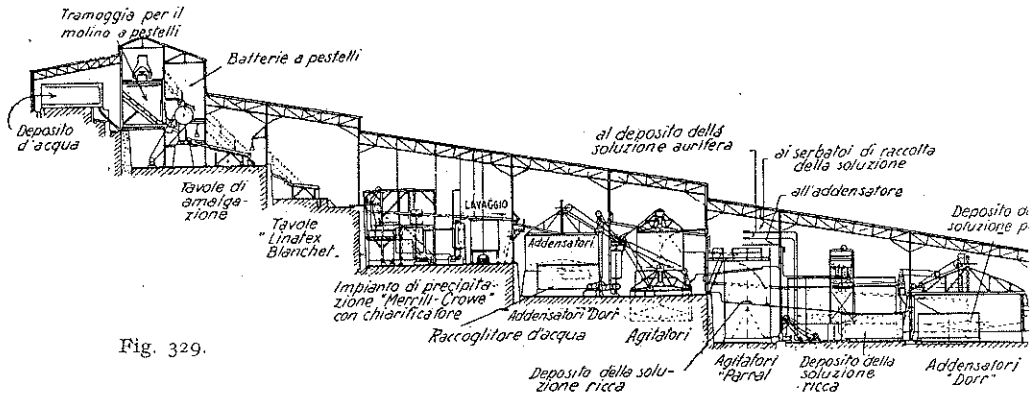


Fig. 329.

Da una tramoggia di carico con opportuno distributore automatico cadeva il minerale in polvere nella corrente d'aria lanciata da un ventilatore entro una lunga cassa a sezione crescente, il cui fondo era formato da due lunghi piani inclinati che lasciavano fra loro al basso una fenditura dalla quale i materiali classificati dalla corrente potevano uscire per cadere in compartimenti chiusi sottostanti. Naturalmente nei primi compartimenti si depositavano i grani più pesanti e successivamente i più leggeri. Si otteneva però un arricchimento molto limitato ed il trattamento fu abbandonato.

Edison per separare la magnetite dal feldspato e dall'apatite in New-Jersey, faceva scendere in lama sottile il minerale secco e fino davanti a tre getti d'aria lanciati da un ventilatore in uno stretto condotto verticale messo in comunicazione, mediante aperture praticate nella parete opposta all'arrivo dell'aria soffiata, con una cassa a due sole aperture; una in alto per l'uscita dell'aria e l'altra in basso per evacuare le polveri che si depositavano. Passando il minerale davanti ai tre ugelli disposti uno sotto l'altro e regolabili, le parti leggere erano spinte attraverso alle fenditure del condotto nella cassa, mentre le particelle pesanti continuavano il loro

cammino verticale ed erano raccolte in basso del condotto per essere arricchite poi mediante un separatore magnetico.

Verso il 1890 ad Himmelsfürt in Sassonia si fecero delle prove fondate sullo stesso principio del funzionamento delle tavole a nastro del genere di quelle del Ferraris, del Bilharz, ecc. Il minerale arrivava all'estremità di un nastro continuo ben teso ed animato di un lento movimento di traslazione svolgendosi su due tamburi estremi. Il minerale avanzando nel suo cammino incontrava una serie di getti d'aria trasversali lanciati da un ventilatore in un tubo longitudinale munito di ugelli regolabili in modo

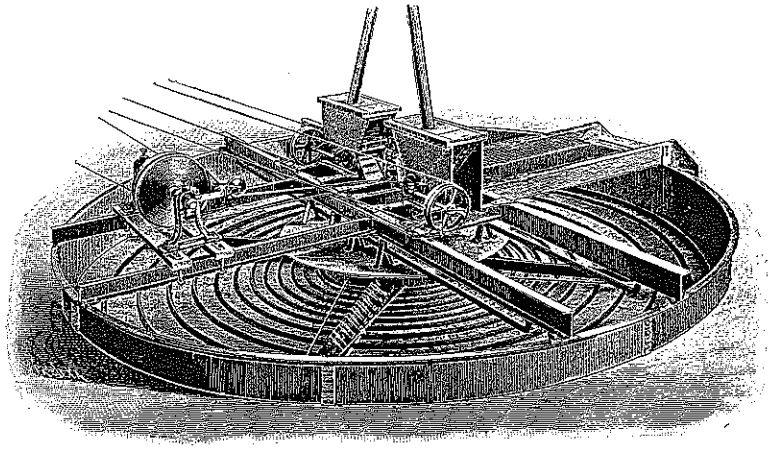


Fig. 330.

da avere delle correnti d'aria di intensità sempre crescente dal principio alla fine del nastro. I prodotti soffiati via dal piano di lavoro erano raccolti in tante cassette poste lungo il lato del nastro opposto a quello d'arrivo delle correnti d'aria, finchè all'estremo restavano sul nastro le sole particelle pesanti che per il moto del nastro stesso andavano a cadere in apposito compartimento. Anche i risultati ottenuti con questo apparecchio non furono tali da farne diffondere l'uso.

Si introdussero invece con successo per l'arricchimento dei carboni quelle tavole pneumatiche delle quali abbiamo fatto cenno a riguardo della classificazione ed epurazione dei combustibili.

Un sistema che ebbe qualche applicazione pratica (in Svezia e negli Urali specialmente) è il processo di separazione di Pape-Henneberg che lavora per azione combinata di correnti d'aria e della forza centrifuga. La fig. 330 dà una veduta d'insieme di un separatore di questo genere costruito dalla Casa Krupp-Grusonwerk.

Il minerale macinato a meno di 1 mm. in un molino a palle mediante

appositi distributori arriva verso il centro di un disco di circa m. 0,50 di diametro, liberamente sospeso e rotante alla velocità di 3000 giri. Esso è coperto a breve distanza da un disco fisso di m. 2 circa di diametro sotto l'orlo del quale e radialmente diretta dalla periferia verso il centro si generano delle correnti d'aria che spingono la polvere impalpabile verso un'apertura centrale esistente nel disco proiettore. Queste correnti radiali sono generate da un aspiratore speciale che elimina così dalla detta apertura centrale le polveri leggere le quali sono raccolte in una camera di deposito. Le particelle proiettate in giro dal disco rotante, vanno a cadere più o meno lontano a seconda del loro peso e volume in virtù della forza centrifuga (la quale agisce in ragione diretta delle masse) in tanti compartimenti od anelli circolari concentrici dai quali vengono tolte da diverse aperture opportunamente disposte.

L'insieme dell'apparecchio ha in tutto 6 m. di diametro. In ogni anello si avrà naturalmente una classe mista con grani più piccoli di minerale pesante e grani più grossi di ganga ma di egual peso dei precedenti. Stacciando le diverse classi e col sussidio del lavaggio su tavole si completa l'arricchimento.

Il sistema è ingegnoso, ma presenta il grave inconveniente di richiedere una completa essiccazione, preventiva; una macinazione molto spinta e quindi una gran formazione di impalpabili i quali non possono poi assolutamente essere arricchiti in nessun modo.

Trattamento per deflagrazione. — Nel Capitolo I di questo volume è detto come si sia profittato qualche volta della proprietà che presentano alcune sostanze cristallizzate (calcite, fluorina, barite) di decrepitare e ridursi in polvere sotto l'azione del calore.

Il metodo generalmente seguito è il seguente:

a) Eliminazione degli elementi minori di 1 mm. e classificazione del resto, più o meno serrata a seconda della struttura del minerale.

b) Riscaldamento di ognuna delle classi a temperatura tra 450° e 600° in un forno (generalmente rotativo).

c) Stacciatura attraverso a tela a perforazione fina, dipendente dalla natura del prodotto della deflagrazione.

Così fin dal 1875 in una miniera tedesca F. Storm separava per decrepitazione il rame grigio (Faalerz) dalla barite ed in America a Benton County (Missouri) si otteneva una notevole concentrazione di un minerale blendoso a ganga baritica. E ancora a Monteponi, molti anni or sono, certi misti di galena e baritina provenienti dai crivelli in grani tra i 5 mm. erano sottoposti a decrepitazione in un forno girevole a temperatura di circa 500° e passati quindi a vagliatura.

Si può anche ricordare l'applicazione di questo metodo usato anni or sono nella laveria di Rock-Candy (Columbia Britannica) per epurare dello

spatofluoro molto inquinato da quarzo. Il risultato industriale non fu pare, molto brillante; forse perchè non tutto lo spatofluoro era allo stato cristallino.

È questa una condizione di capitale importanza, dato che il fenomeno della decrepitazione è in stretta dipendenza coll'acqua di cristallizzazione.

Trattamenti speciali di diversi minerali. — Fu già accennato, a suo luogo, al trattamento magnetico dei minerali di ferro.

I minerali di mercurio (cinabro) non subiscono che trattamenti di frantumazione e cernita, dopo di che passano senz'altro ai forni Spirek o d'altro tipo per ottenere il mercurio metallico per sublimazione.

I minerali di tungsteno sono in generale trattati con procedimenti gravimetrici per ottenere un concentrato contenente il wolfram e profittando poi della permeabilità magnetica della wolframite per effettuare la separazione delle parti non magnetiche del concentrato torrefatto. Se però vi è del ferro la separazione è impossibile e non resta che ricorrere ad un trattamento chimico con acido, per eliminare in soluzione il ferro.

Per la grafite, il trattamento consisteva generalmente in una prima frantumazione seguita da cernita a mano; da una macinazione fina con acqua e passaggio della torbida in una serie di bacini di decantazione e di deposito, ottenendone un rendimento di meno del 60 %. Attualmente il trattamento preferito è quello della fluttuazione agevolata dalla grande tendenza naturale al galleggiamento proprio della grafite.

Anche per il talco in molti casi si tratta attualmente il minerale con vantaggio per fluttuazione, ottenendone la separazione di impurità (quali magnesia, pirite e serpentina). Il talco galleggia facilmente.

Basta in generale un reattivo schiumante (olio di pino, alcool butilico). La magnesia è depressa da un po' di soda caustica e di silicato di sodio, mentre un po' di cianuro di sodio deprime la pirite. L'emulsol X con aggiunta di petrolio pare dia buonissimi concentrati e rendimenti altissimi.

Per la preparazione dell'asbesto un trattamento in uso corrente consiste in una prima frantumazione seguita da cernita a mano. Passaggio del materiale frantumato ad un frantoio rotativo dopo essiccazione in un forno rotativo, e quindi ad uno sfibratore seguito da stacciatura a meno di mm. 1,5. Il minore di mm. 1,5 è eliminato come sterile; ed il resto va ad un ventilatore che dà fibre ad un collettore. Il residuo della ventilazione va ad un polverizzatore Ciclone che manda il prodotto ad un vaglio a fori di mm. 1,5, il cui fino va allo sterile mentre il resto va al collettore. Dal collettore il materiale passa ad una serie di macinazioni e classificazioni che forniscono i diversi prodotti adatti alle singole industrie alle quali devono essere destinati.

Il fosfato ($Ca_3P_2O_8$) è in certi casi sottoposto a sfangamento ed in casi speciali (ma raramente) è macinato e concentrato su tavole ed in addensatori *Dorr*.

La fluorina (spatofluoro) è spesso concentrata con trattamento completo gravimetrico i cui prodotti sono talora arricchiti per fluttuazione a tenori del 98 e 99 % di spatofluoro da servire per la fabbricazione dell'acido fluoridrico.

La baritina non subisce in generale che una cernita a mano, e raramente una concentrazione gravimetrica, prima di passare alla macinazione, in generale finissima.

CAPITOLO QUINDICESIMO

APPARECCHI - ACCESSORI

Per completare lo studio di dettaglio della preparazione meccanica dei minerali è necessario di dare anche un cenno dei diversi dispositivi ed apparecchi ai quali si ricorre nella pratica corrente per effettuare convenientemente tutte le manipolazioni alle quali può essere soggetto il materiale nel passare da una all'altra delle diverse fasi del trattamento.

Converrà quindi esaminare, almeno brevemente.

1° Il ricevimento e deposito dei materiali nonchè le tramogge e bocche di carico che consentono di rendere rapida e sicura l'alimentazione degli apparecchi di frantumazione, di triturazione o di sfangamento dai quali può cominciare il trattamento.

2° I mezzi più in uso per effettuare i trasporti sia orizzontalmente (per carriole, per vie ferrate, con trasportatori a vite, a oscillazione, a nastro, ecc.) sia in ascesa (con norie, montacarichi, piani inclinati, ruote elevatrici, pompe, ecc.) sia in discesa mediante l'acqua (tubi, canali, ecc.).

3° I metodi adatti per compiere alcune altre operazioni accessorie, quali ad esempio la ripresa e spappolamento di sabbie e fanghi, la decantazione o separazione delle acque dai grani, ecc.

4° I sistemi più razionali ed alcuni dei principali tipi della numerosa serie d'apparecchi per la presa dei campioni.

Tramogge e bocche di carico. — Il materiale da trattare può arrivare per vagoni, per carri, per trasporto aereo, ecc. direttamente alle laverie tale quale sorte dai cantieri e la separazione del grosso dal minuto — ove occorra — si fa al sommo della laveria stessa, ovvero arriva dalla miniera già suddiviso. In entrambi i casi l'insieme o le diverse categorie mettono capo in modi svariati — a seconda della disposizione del terreno e delle altre esigenze locali — in tasche o tramogge più o meno ampie, che possono essere in muratura od in legno e dalle quali occorre di poter caricare poi rapidamente i veicoli che devono portare i minerali ai primi apparecchi dell'opificio.

Se l'entità delle masse da elaborare, e se l'andamento altimetrico del terreno vi si presta si creano talora al sommo della laveria delle vere discariche la cui disposizione alla base deve essere studiata in modo da agevolare la ripresa della materia e le quali costituiscono una specie di regolatore che non costringe la miniera a limitare il trasporto dei minerali poveri dai quali potrebbe essere ingombrata e consente alla laveria il suo andamento normale anche se una causa eccezionale qualunque costringa a sospendere per qualche giorno il trasporto dei materiali destinati al lavaggio.

Il carico dei veicoli dalle tasche di deposito ha luogo per bocche o condotti verticali, o per condotti inclinati. Nel primo caso il carico è

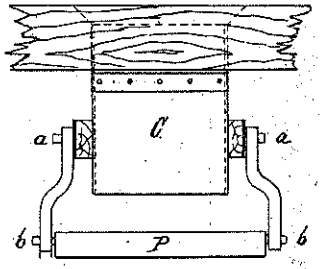


Fig. 331 *a*.

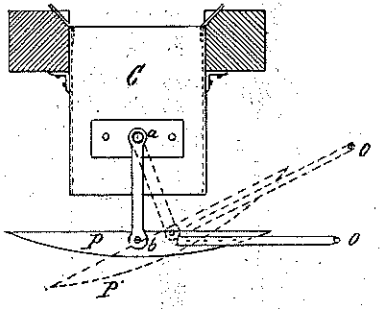


Fig. 331 *b*.

regolato da paratie piane o curve a snodo e mobili orizzontalmente o quasi; nel secondo caso l'apertura è regolata da paratie piane verticali o da paratie curve ed a rotazione e qualche volta — specialmente per lo scarico dei materiali in grossi pezzi — è soppressa ogni paratia ed è mobile invece il condotto inclinato, che può girare intorno ad un alberetto orizzontale sottostante in modo che sollevando od abbassando con catene o con leve o altrimenti la punta del canale si arresta o si attiva la discesa del materiale nel veicolo sottostante.

Le figg. 331 *a* e *b*, dànno in scala di 1 : 20 una bocca di carico del primo tipo da fissare al fondo di una tramoggia e adatta per materiali sciolti fino a grani di 50 a 60 mm. Il condotto verticale *C* di lamiera porta sospesa a snodo in *a* e *b* la paratia orizzontale mobile *P* sulla quale appoggia la carica del materiale sovrastante. Agendo sull'impugnatura *O* la paratia si inclina senza gran sforzo, prende per esempio la posizione *O' P'* ed il materiale scende in getto continuo nel vagone sottostante. Rimettendo la paratia nella posizione primitiva il getto s'arresta di botto.

Per poter adattare lo stesso tipo di bocca di carico per i materiali in roccia con miscuglio di pezzi di ogni dimensione fino al diametro medio di 25 cm. e più, chi scrive ha adottato con vantaggio la disposizione sem-

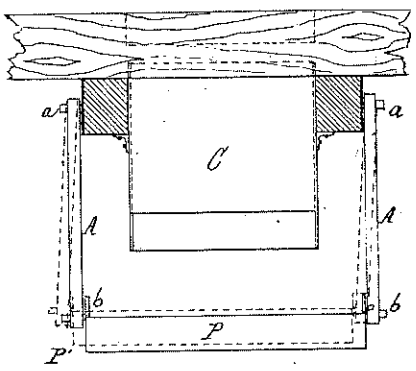


Fig. 332 *a*.

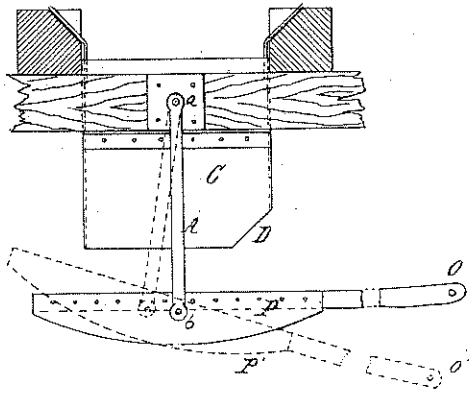


Fig. 332 *b*.

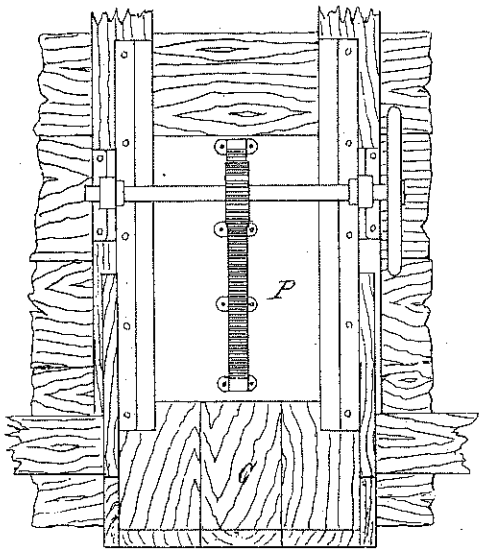


Fig. 333 *a*.

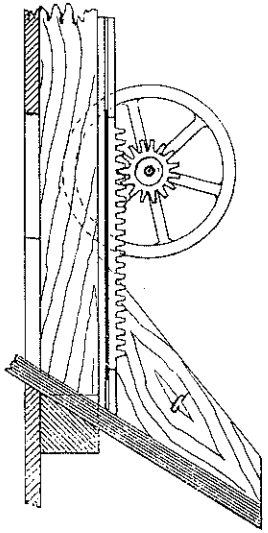


Fig. 333 *b*.

plicissima indicata pure in scala di 1 : 20 nelle figg. 332 *a* e *b*. Il condotto *C* è naturalmente più ampio ed è tagliato in sbieco sul davanti in *D*. Gli snodi *a* sono allontanati dalle fiancate della tramoggia, onde la paratìa mobile inferiore abbia una larghezza conveniente e gli occhi delle aste *A* di sospensione entrano con molto giuoco sui relativi perni *a* e *b*. Inclinando la paratìa mobile *P* in *P'* ed imprimendole un movimento d'oscillazione laterale, la carica si muove e riempie il vagone (un vagone di $^2/_3$ di m^3 è caricato in media in un minuto). Arrestando il moto d'oscil-

lazione e rimettendo la paratìa nella sua posizione orizzontale la carica si ferma subito. La lunghezza della leva *P O* (che può anche essere un po' ripiegata in alto) è tale da non permettere che qualche blocco vada a colpire la mano dell'operaio che agisce sulla sbarra trasversale *O*.

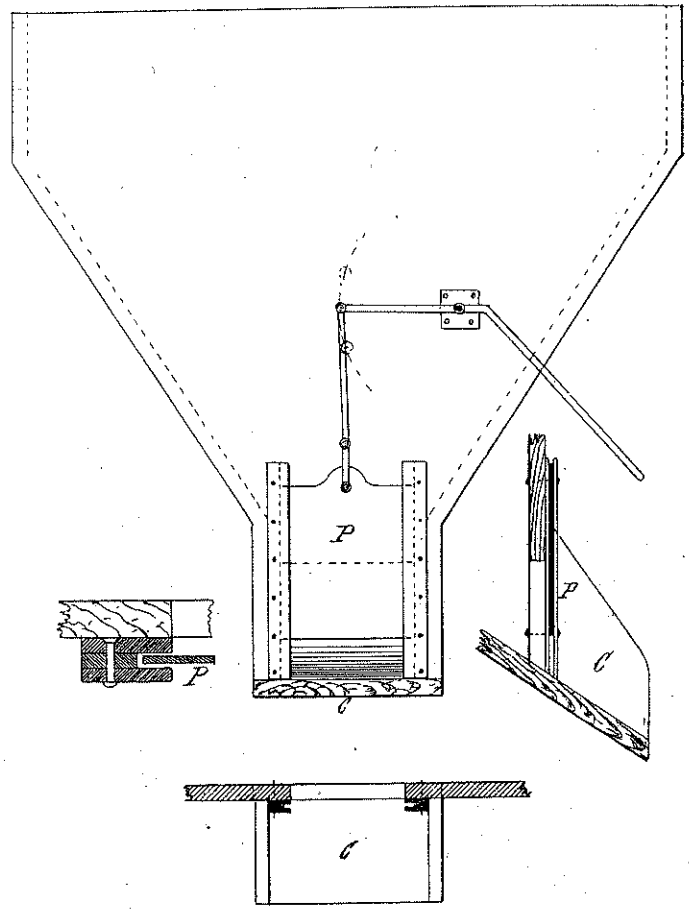


Fig. 334 *a*, *b*, *c* e *d*.

Le figg. 333 *a* e *b* rappresentano in scala di 1 : 20 una bocca di carico laterale a condotto inclinato *C*, con paratìa verticale *P* che può essere aperta o chiusa più o meno mediante asta dentata e rocchetto; mentre le figg. 334 *a*, *b*, *c* e *d* ne dànno un'altra dello stesso tipo, ma colla paratìa verticale, comandata da leve a snodo.

Entrambe sono adatte per materiali sciolti ed a grani fino a 50 mm.

A proposito delle tramogge o bocche di carico, vi è da notare la ten-

denza sempre maggiore all'impiego (in testa alle laverie) di silos, spesso di capacità imponenti, che si fanno in legno, in muratura ordinaria ed attualmente talora in cemento armato; nonchè all'intercalazione fra la fase della frantumazione e quella della triturazione, e fra questa ed il passaggio agli apparecchi di concentrazione, di tramogge di un certo volume per evitare le interruzioni di lavoro per eventuali fermate dei primi apparecchi o per interruzione momentanea di alimentazione.

È opportuno invece il fare cenno di alcuni alimentatori o distributori automatici che sono usati in testa agli apparecchi sia di riduzione che di concentrazione dei materiali già ridotti a grani più o meno fini.

Alimentatori e distributori automatici. — Qualità essenziale di un buon alimentatore è quella di potere fornire all'apparecchio che ne dipende con la massima regolarità possibile quel quantitativo che esso richiede e con facile e sicura regolabilità, anche durante il funzionamento, onde poterne variare la portata a seconda del bisogno.

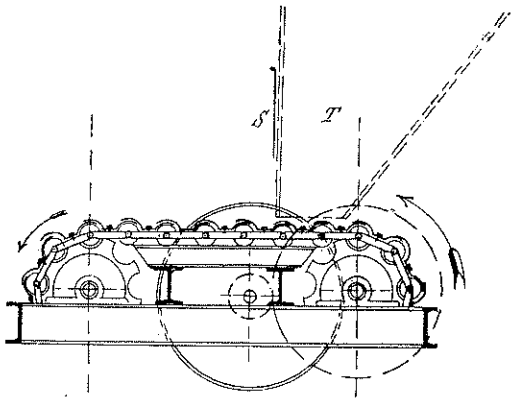


Fig. 335.

La forma, disposizione e costruzione di questi apparecchi variano assai specialmente a seconda che essi devono alimentare dei frantoi, o delle cilindraie o dei crivelli o delle tavole in dipendenza sopratutto della grossezza degli elementi che costituiscono la massa da alimentare.

Così, mentre nei grossi frantoi a rotazione non si fa che rovesciare per lo più il contenuto dei vagoni nell'imbuto svasato superiore, che guida i blocchi fino all'imbocco della camera conica di macinazione, per i frantoi a mascelle si ricorre invece spesso a degli alimentatori meccanici del tipo per es., di quello rappresentato dalla fig. 335 e consistente in un corto trasportatore a nastro, che può essere di grossa cinghia di gomma, ovvero metallico e ad elementi snodati, di forma conveniente, fissati alle catene che girano sulle ruote a denti laterali. L'alimentatore è posto per lo più sotto la tramoggia *T* onde il materiale poggia sul nastro e viene portato in avanti a traverso alla saracinesca *S* che può essere alzata od abbassata a volontà per regolare la quantità di materiale che si vuole lasciare arrivare sul nastro.

Per materiali di media grossezza, come ad es., per l'alimentazione di batterie di pestelli, sono molto usati in America, degli alimentatori del tipo Tulloch di cui è fatto cenno (pag. 113) e del tipo Challenge che

sono ad alimentazione saltuaria e periodica e che non hanno per noi una particolare importanza.

Nella fig. 336 è rappresentato un alimentatore automatico a tiretto comandato da un disco formante manovella ad eccentricità variabile su feritoia. Il materiale della tramoggia *O* scende nel tiretto T per il canale *C* a traverso la saracinesca *S* comandata da rocchetto e dentiera. La corsa e l'inclinazione del tiretto dipendono dalla grossezza degli elementi del materiale da evacuare: piccola corsa e sensibile inclinazione

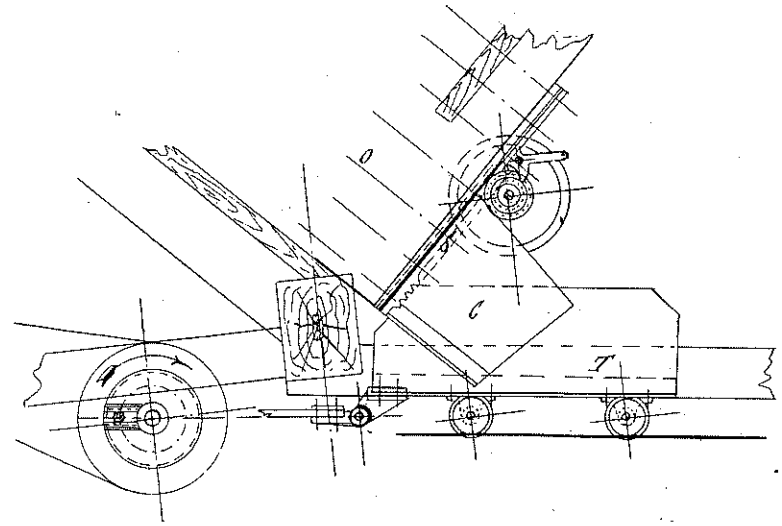


Fig. 336.

per grossi pezzi, la prima cresce e la seconda diminuisce col diminuire della grossezza dei grani. Velocità variabile fra 60 e 90 oscillazioni al minuto.

Alimentatore Sherwen a vibrazioni elettromagnetiche. — Questo alimentatore modernissimo e assai potente, le cui notizie e figure sono ricavate da uno dei cataloghi della Società Italiana Ernesto Breda di Milano, conviene a materiali di qualunque pezzatura e lavora su un principio identico a quello del vibrovaglio Sherwen descritto già in questo volume.

Il vibratore tipo Sherwen illustrato nella fig. 337 può convenire a materiali di qualunque pezzatura, e lavora su di un principio identico a quello del vibrovaglio Sherwen descritto in questo volume.

Il vibratore tipo Sherwen può esser adattato a silos, tramoggia, ecc. ottenendone un afflusso e può essere fissato direttamente al silos od alla tramoggia da far vibrare, il più vicino che sia possibile alla bocca di essi.

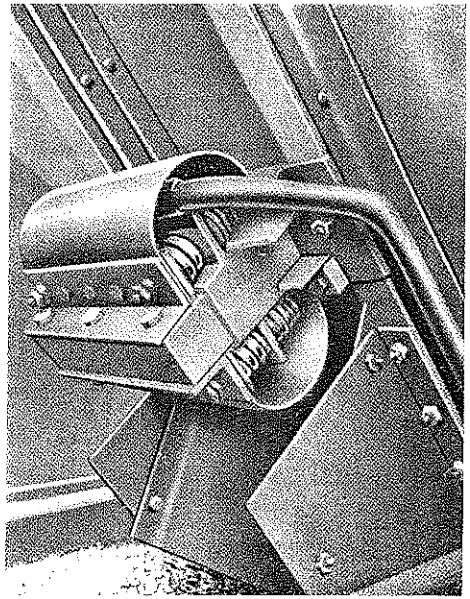


Fig. 337.

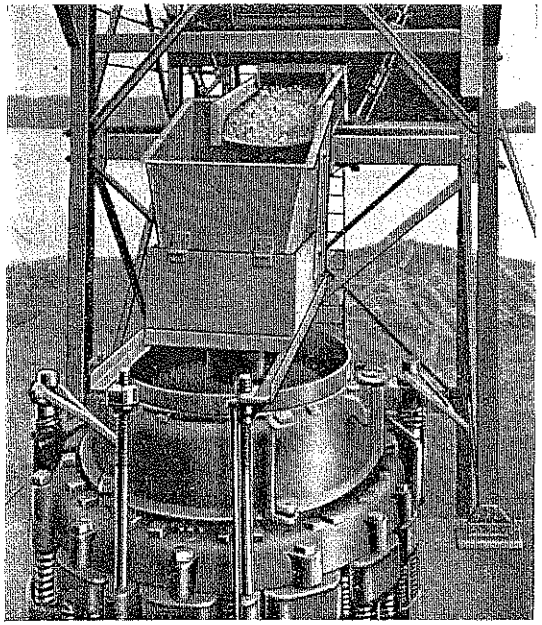
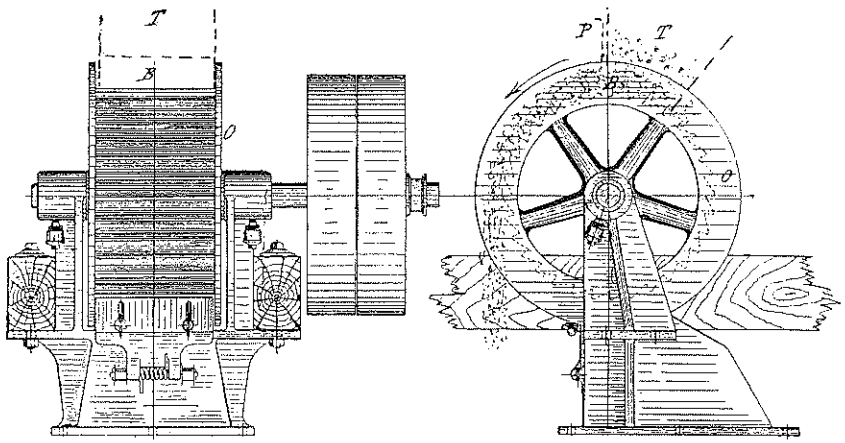


Fig. 338.

Il principio su cui si basa il suo funzionamento è il seguente:

Il meccanismo vibratorio consiste in due bobine, avvolte su di un nucleo stazionario a lamine e connesse in serie con un rettificatore sistema Westinghouse di mezza fase. Un'armatura mobile è montata su di una molla a lamina ed è collegata al trasportatore mediante molle cilindriche. Quando si inserisce la corrente, durante la prima metà del ciclo l'armatura ed il trasportatore vengono spinti contro la pressione delle molle. Durante la seconda metà del ciclo della corrente alternata, il rettificatore impedisce alla corrente di passare, rendendo possibile alle molle di compiere la corsa di ritorno.

È evidente che l'uso del principio brevettato Sherwen di una corrente pulsante, ottenuta da una corrente alternata, permette che l'intervallo interpolare fra il magnete e l'armatura mobile sia chiuso ed aperto ad ogni ciclo. Così da una corrente della frequenza di 50 periodi al secondo si ottiene una velocità delle parti mobili dell'armatura di 3000 giri al minuto primo. Mediante una resistenza si può variare a piacere ed istantaneamente la velocità di tra-



Figg. 339 *a* e *b*.

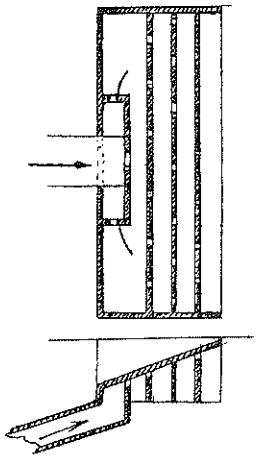
sporto del materiale. Così è possibile il variare, anche per gradi piccolissimi, la quantità scaricata dall'alimentatore da *O* fino al massimo a cui può arrivare la macchina.

La fig. 338 mostra un frantoio a cono Symons di 120 cm. di diametro servito da un alimentatore tipo Sherwen.

Indicati invece per l'alimentazione di cilindraie e crivelli sono gli alimentatori a tiretto e quelli a tamburo delle figg. 339 *a* e *b*. Sotto l'apertura inferiore della tramoggia *T* di caricamento un tamburo *O* munito di flange laterali gira su di un asse orizzontale nel senso indicato dalla freccia e trascina con sè il materiale contenuto nella tramoggia stessa, a traverso un'apertura *B*, larga quanto il tamburo e regolabile mediante la saracinesca *P*.

Per materiale misto o in grani medi, il tamburo è dentato come nella fig. 339 *b*. È invece liscio quando si tratta di grani fini; come in generale per l'alimentazione di separatori magnetici, ecc.

Gli alimentatori suaccennati servono per materiali asciutti o quasi.



Figg. 340 *a* e *b*.

Per materiali in acqua possono esser adatti degli alimentatori spiroidali, come quelli annessi ai Ball-mills cilindrici o conici, e quando si tratti di una torbida da distribuire su una certa larghezza, può tornare utile un alimentatore del genere di quello delle Frue-Wanners (figg. 340 *a* e *b*).

Occorre spesso nella preparazione meccanica moderna di dovere ri-

partire una torbida a diverse tavole o ad altri apparecchi. La fig. 341 rappresenta l'ingegnosa disposizione di un distributore costruito dalla Casa Aliss-Chalmers.

La torbida arriva nella cassetta *C* da un tubo al fondo che nella tubolatura *O* a gomito, è girevole mediante pignone ed ingranaggio. Nel girare, l'estremo della tubolatura *O* passa sui diversi compartimenti della cassetta distributrice *D* e li alimenta successivamente. Al fondo di ogni compartimento un tubo immette la torbida nel canale che porta questa all'apparecchio al quale è destinata.

Trasporti. — Non è il caso di entrare qui in dettagli riguardo ai trasporti per veicoli su vie orizzontali o leggermente Inclinate. Basteranno alcuni dati generali come promemoria.

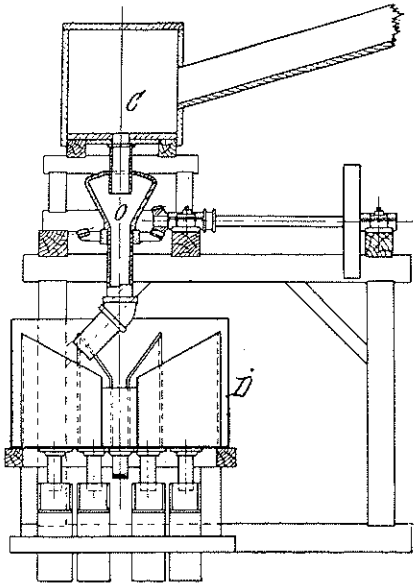


Fig. 341.

Nei piccoli impianti, o solo accidentalmente negli altri casi, si ricorre al trasporto per carriole.

La loro capacità varia per lo più fra 35 e 50 dm³. Il rendimento giornaliero è sempre inferiore alla tonnellata chilometro, per cui, a seconda della mercede dell'operaio il costo del trasporto di una tonnellata ad un chilometro può oscillare fra le 12 e le 20 lire.

Il mezzo più usuale è il trasporto su vie ferrate a piccolo scartamento (da m. 0,45 a m. 0,60) con rotaie da 4,5 a 7 kg. e con vagonetti di capacità variabile da $^1/_3$ a $^2/_3$ di m³.

I vagonetti possono essere a scarico in un solo verso (laterale o di punta) ovvero a cassa girevole con scarico in tutti i sensi. A parità di portata i primi costano meno, sono molto più leggeri e quindi più facilmente maneggevoli: i secondi sono spesso più comodi. Per tratte non superiori a 300 metri si possono così trasportare dalle 12 alle 25 tonnellate al giorno con un vagone di ½ m³, al costo medio di L. 0,25 a L. 0,20 per tonnellata.

Il costo dell'armamento (non essendo da conteggiare apertura e preparazione della sede di posa) può variare da L. 14 a L. 15 per metro lineare.

Ove non siano possibili degli scambi per deviazioni ad angolo retto (come è quasi sempre il caso delle vie interne) si collocano delle placche che possono essere o fisse o girevoli. Ad onta del loro prezzo più elevato, queste ultime sono preferibili: le prime richiedono maggior sforzo ed aumentano le spese di manutenzione dei veicoli.

In casi eccezionalissimi, per trasportare orizzontalmente o quasi delle granaglie fini e delle sabbie si ebbe ricorso alle coclee di legno o di ferro.

L'uso della coclea o vite di trasporto non è consigliabile sia perchè l'apparecchio richiede una spesa continua e forte di manutenzione, sia perchè facilmente si ingorga o si guasta dando luogo a fermate frequenti.

La capacità di una vite di trasporto dipende dal diametro, dal passo e dalla velocità. Il diametro ed il passo, che si tengono in generale uguali vanno per lo più da 150 a 300 mm. Per la velocità non è consigliabile di oltrepassare i 70 giri per evitare polvere e per non spingere della materia fuori del truogolo entro il quale la coclea lavora.

Una coclea ad elica di diametro e passo di 150 mm., alla velocità di 50 giri al minuto primo, può trasportare circa 2 m³ di sabbia e grani misti. Una coclea ad elica di passo e diametro di 300 mm. ed alla stessa velocità della precedente può trasportarne circa 5 m³.

Queste viti di trasporto possono anche lavorare in ascesa fino ad un angolo di 45° e possono scaricare volendo in un punto qualunque del loro percorso. Possono essere comode per trasportare materie secche e contenenti molta polvere, perchè l'apparecchio può essere tutto chiuso. Sono perciò applicate in qualche impianto magnetico per trasportare il materiale torrefatto agli apparecchi di classificazione.

La coclea può anche essere utilizzata, purchè corta, come apparecchio d'alimentazione.

I trasportatori più consigliabili sono quelli a oscillazione e quelli a nastro continuo.

La disposizione dei primi è identica a quella delle tavole oscillanti di cernita e dei vibrovagli già descritti, e come nelle prime il fondo è pieno invece di essere di lamiere forate. Come quelli essi possono essere appoggiati sulle stecche ovvero ad esse sospesi e sotto quest'ultima forma, spesso ridotti alle dimensioni di un semplice canale oscillante lungo anche oltre una ventina di metri appeso alle travature stesse della laveria, sono comodissimi per il poco posto che occupano, per la potenzialità notevole di trasporto e perchè possono ricevere i grani coll'acqua ed evacuare questa nel punto o nei punti voluti mediante piccoli tratti a fori convenienti intercalati nel fondo pieno di lamiera.

Uno di tali canali di 250 mm. di larghezza a 320 oscillazioni al minuto dell'ampiezza di 32 mm. può convogliare circa 5 m³ all'ora di grani qualunque minori di 20 mm. Il costo del trasporto scende spesso al disotto di L. 0,15 per tonnellata (compresa forza motrice, manutenzione e lubrificazione). La forza occorrente varia da 1 a 3 cavalli vapore a seconda delle dimensioni, della lunghezza del canale e del carico.

I trasportatori oscillanti lavorano anche leggermente in ascesa (non

al di là del 10 al 12 %), ma allora naturalmente la loro portata è sensibilmente ridotta.

Esiste anche un trasportatore oscillante a moto alternativo di Wilfley, formato da una specie di canale mobile su rulli e mosso da un meccanismo identico a quello della sua tavola.

La disposizione dei trasportatori a nastro continuo è simile a quella della quale si fece già cenno nel parlare dei nastri mobili per cernita. Con-

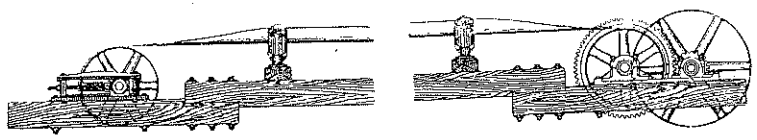


Fig. 342.

stano in altre parole di una cinghia di larghezza variabile da 300 mm. a m. 1 e più (per grandi trasporti) la quale può essere di tessuto di cotone a più doppi o di diversi strati di tela con inserzione di caoutchouc e di confezione speciale per l'uso a cui è destinata, che si svolge su due tamburi estremi, uno dei quali (in generale quello dell'estremità di sortita della materia trasportata) è munito di tenditore e che è sorretta lungo il suo percorso da rulli di forma conveniente (fig. 342).

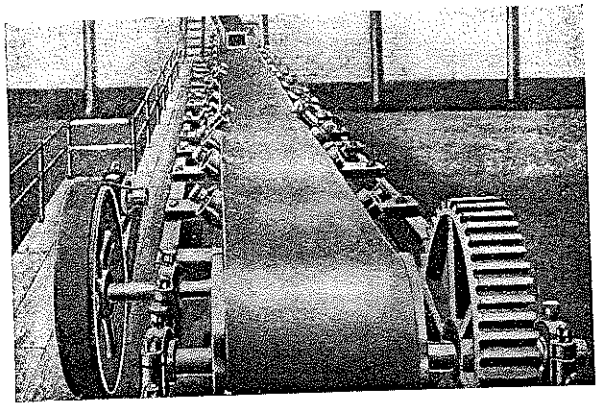


Fig. 343.

Una disposizione di questo genere è data dalla fig. 343 nella quale come si vede i rulli superiori sono doppi ed inclinati, come è anche più chiaramente indicato dalla fig. 344, mentre inferiormente il nastro è sorretto da rulli ordinari. La parte superiore del nastro fra i due tamburi estremi assume quindi la forma di un canale mobile il che aumenta di molto la potenzialità del trasportatore.

Per larghezze della cinghia di trasporto maggiori di 500 mm. i sostegni superiori sono spesso formati anche dalla combinazione di tre o anche di cinque rulli opportunamente combinati onde facciano da appoggio e da guide che impediscono al nastro di spostarsi lateralmente. I perni dei rulli sono in generale muniti di lubrificatori automatici.

La miglior cinghia è certamente quella di caoutchouc e per trasporti di grande entità le inserzioni di questo sono fatte in modo che si ha uno spessore maggiore di caotchouc nella parte mediana che è soggetta ad usura maggiore.

Il diametro minimo dei tamburi è di m. 0,50 e va crescendo fino a m. 1,00 col crescere della larghezza del nastro.

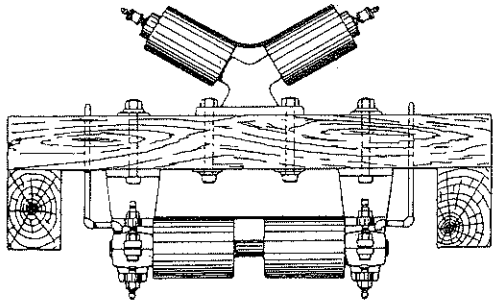


Fig. 344.

Il materiale può arrivare sulla cinghia o direttamente da un frantoio, o da una noria, o da un distributore qualunque; ma in tutti i casi si deve far sì che vi cada da piccola altezza e nello stesso senso del movimento del nastro.

Questi trasportatori, potenti e sicuri nel loro funzionamento, costano un po' cari, ma dànno un eccellente rendimento e possono trasportare materiali in grani ed anche in pezzi. Possono anche al bisogno lavorare in ascesa fino a pendenze del 20 % senza inconveniente alcuno. La maggior spesa di manutenzione è quella della cinghia, che se è di buona qualità può durare da due a tre anni.

Diamo come esempio pratico i dati di due trasportatori di piccolo modello comodissimi per trasporti interni:

	1°	2°
Larghezza della cinghia	300 mm.	300 mm.
Lunghezza da asse ad asse ..	22 m.	40 m.
Velocità al minuto	60 m.	120 m.
Quantità trasportabile all'ora .	4 a 5 m^3	8 a 10 m^3
Forza motrice occorrente	2½ a 3 HP	5½ a 6 HP
Prezzo messo in opera	3200 L.	4500 L.

L'uso delle cinghie di trasporto è andato sempre più estendendosi, sia all'esterno sia all'interno delle laverie, perchè con spese di manutenzione limitatissime, con una sicurezza ed elasticità di lavoro insuperabili, permettono l'attuazione di movimenti talora enormi di materiali da trasportare orizzontalmente ed ascesa con carichi e scarichi in punti svariatissimi, come è indicato negli schemi della fig. 345 che dà appunto

un'idea delle principali soluzioni di problemi di trasporto che si presentano nella pratica corrente, accompagnandolo dalla seguente leggenda:

1° Trasporto orizzontale o inclinato con carico ad un estremo e scarico all'estremo opposto.

2° Trasportatore alimentato in diversi punti della sua lunghezza.

3° Trasportatore orizzontale munito di uno scaricatore mobile per scaricare in un punto qualunque.

4° Trasportatore in leggera curva ascendente.

5° Trasportatore con parte orizzontale e parte in ascesa sotto un angolo di 20° a 25°.

6° Trasportatore inclinato e orizzontale con scaricatore mobile.

7° Trasportatore inclinato e orizzontale munito di scaricatori fissi, che permettono lo scarico in diversi punti separatamente e simultaneamente.

L'importanza di questi apparecchi fa sì che non ci pare inutile di ricordare i requisiti e le applicazioni.

Nei trasportatori a nastro di uso corrente si hanno delle cinghie la cui larghezza varia dai mm. 300 ai 1000 mm. e più, mentre la loro velocità varia dai 0,25 a m. 3 al minuto secondo.

Rileviamo da una pubblicazione della Soc. Italiana Pirelli la seguente tabella compilata in base a risultati di numerosi impianti da essa eseguiti e che può rispondere con sufficiente approssimazione ai casi più comuni della pratica corrente.

Larghezza del nastro mm.	Materiali pesanti	Materiali leggeri	Carboni
	V = m. 3 al 1''	V = m. 2,50 al 1''	V = 2 m. al 1''
	TONNELLATE PER ORA		
300	30	18	22
350	40	23	30
400	52	30	38
450	66	37	47
500	80	46	58
550	98	56	70
600	115	70	85
650	135	75	98
700	155	90	112
750	180	100	130
800	205	117	148
850	230	135	165
900	255	150	185
950	290	165	210

La stessa Casa dà anche alcune formule pratiche per il calcolo dei nastri di trasporto che ci pare interessante di riportare.

Occorre osservare che in quelle formule per il calcolo dei nastri « Pirelli » invece della portata in tonn. per ora occorre sapere il carico P in kg. distribuito su ogni metro del nastro e si trascrive perciò la formula per ricavarlo:

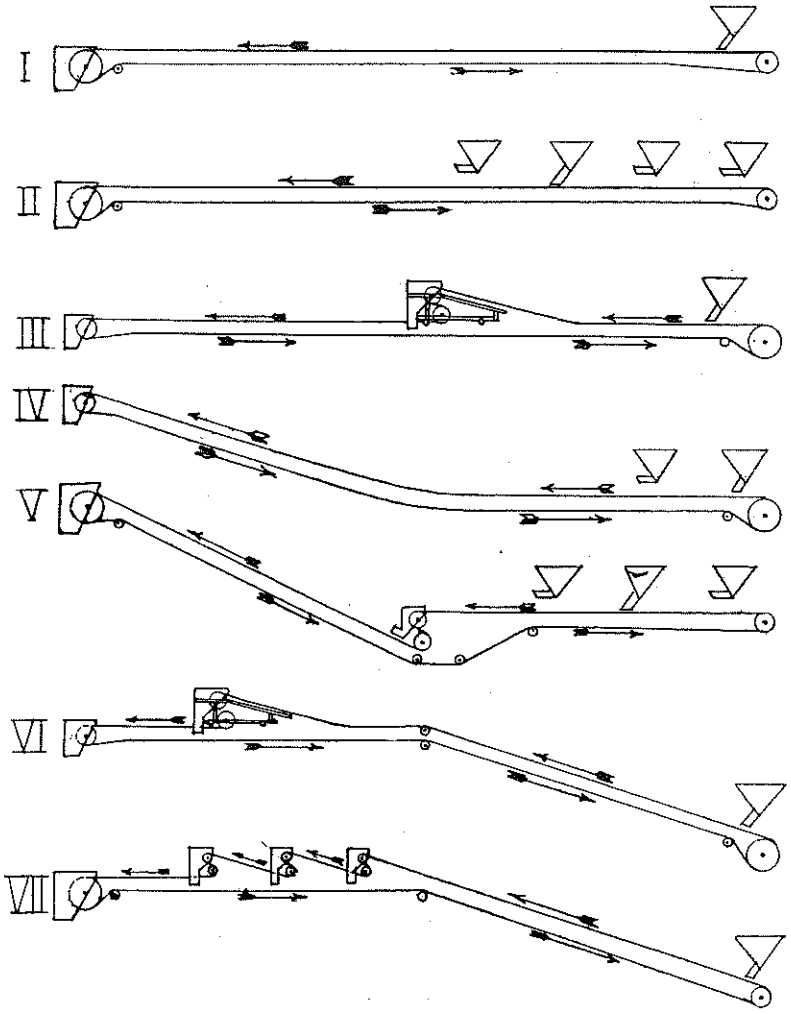


Fig. 345.

$$p = \frac{Q}{V \times 3{,}6}$$

dove:

P = Carico in kg. per metro lineare di nastro;
Q = Portata in tonn. per ora;
V = Velocità lineare in metri al secondo.

In pratica si possono presentare due casi:
1° Trasportatore orizzontale.
2° Trasportatore inclinato:
Siano:

L = Lunghezza in metri del tratto di nastro caricato col materiale (circa la metà dello sviluppo totale);
m = Distanza misurata orizzontalmente fra gli assi delle pulegge estreme (in metri);
h = Dislivello fra i detti assi in metri;
d = Distanza media dei rulli di sostegno in metri;
V = Velocità del nastro in metri al secondo;
p = Carico in kg. al metro lineare del nastro;
b = Larghezza del nastro in centimetri.

1° *Caso: Trasportatore orizzontale.*
Si calcola prima la tensione T in kg. il cui nastro è assoggettato durante il lavoro, con la formula:

$$T = p \times \frac{d^2 + (0{,}16 \times L) + 0{,}05}{0{,}4}$$

indi si calcolerà il numero N delle tele necessarie usando la formula:

$$N = 0{,}3 \frac{T}{b}.$$

Se non si conosce la forza in HP occorrente a far marciare la cinghia sotto carico, la si potrà calcolare con sufficiente approssimazione come segue: $HP = 0{,}0035 \times L \times V \times [p + (0{,}2 \times b)]$.

2° *Caso: Trasportatore inclinato.*
Analogamento al caso precedente si calcolerà prima la tensione:

$$T \times \frac{m}{L} = p \times \frac{d^2 + (0{,}16 \times L) + 0{,}05}{0{,}4} + (p \times h)$$

poi il numero delle tele:

$$N = 0{,}3 \frac{T}{b}.$$

La forza in HP sarà:

$$HP = 0{,}0035 \times V \times m \times [p + (0{,}2 \times b)] + \frac{V \times p \times h}{75}.$$

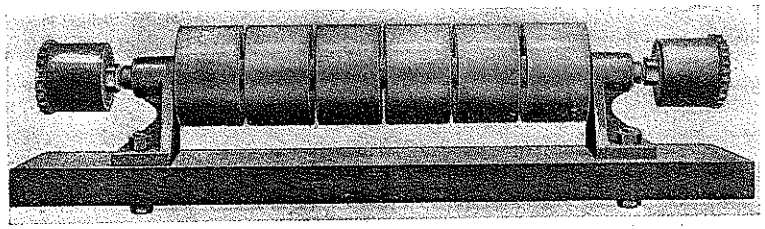


Fig. 346.

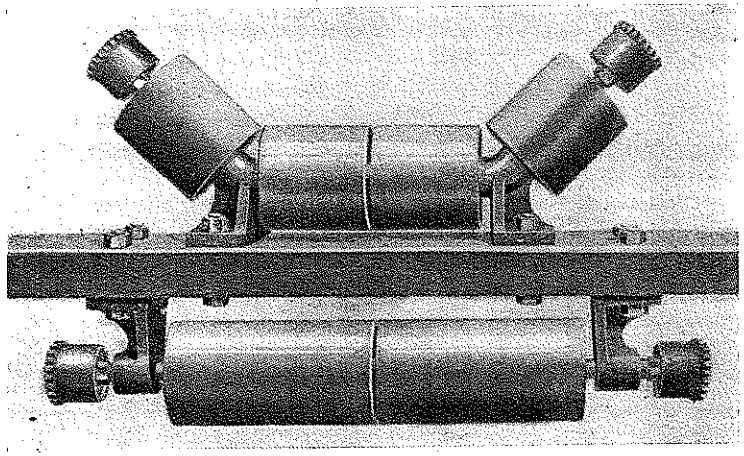


Fig. 347.

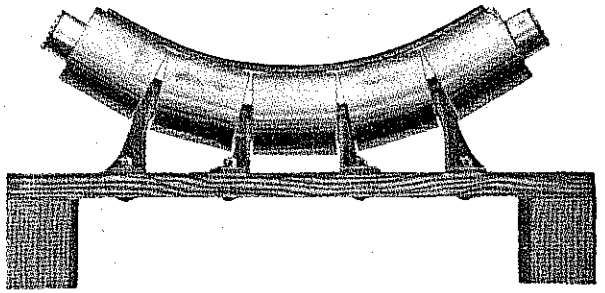


Fig. 348.

Essi si prestano a superare grandi distanze. Trasportatori a nastro di 100 e 150 m., non sono rari in grandi impianti moderni; se ne è costruito qualcuno di oltre 400 metri di lunghezza.

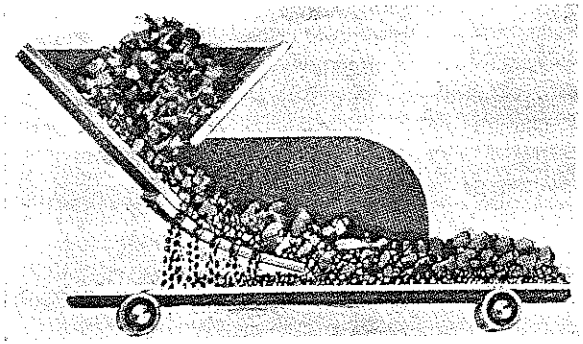


Fig. 349.

Lavorano qualche volta piani, ma il più delle volte sono piegati più o meno sentitamente a canale onde aumentarne la capacità. Ne vengono quindi per i rulli che sostengono e sui quali scorre la cinghia, delle disposizioni diverse come si vede nelle figg. 346, 347 e 348, nei quali è curata al massimo la lubrificazione che deve essere sicura e durevole.

Per forti trasporti hanno fatto buona prova dei rulli che girano sui loro alberetti, mediante cuscinetti a sfere che rimangono nell'interno dei rulli stessi e sono protetti quindi contro l'usura: essi non richiedono di essere lubrificati che due volte all'anno ed economizzano il 40 % della forza usualmente richiesta.

Le migliori cinghie sono quelle di caoutchouc e per trasporti importanti si dà la preferenza a quelle nelle quali le inserzioni di caoutchouc sono fatte in modo che si ha uno spessore maggiore di caoutchouc nella parte mediana che è quella soggetta ad usura maggiore.

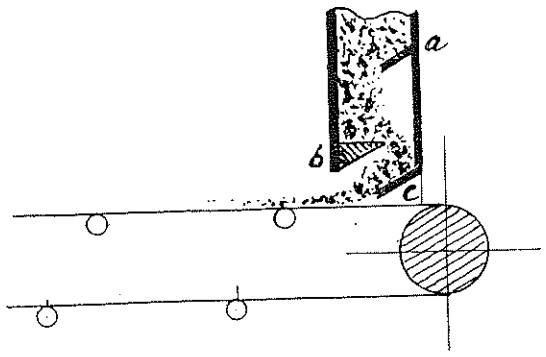


Fig. 350.

Il materiale deve arrivare sul nastro con la minore caduta possibile e secondo un piano che faccia un angolo molto ottuso con la cinghia di trasporto nel senso del movimento di essa. Le figg. 349 e 350 dànno esempi di disposizioni semplici usate per raggiungere lo scopo.

La puleggia tamburo di comando di una grande cinghia di trasporto dovrebbe avere un diametro di 90 a 10 volte lo spessore della cinghia, mentre la puleggia comandata può essere di $^1/_5$ più piccola.

L'apparato motore è preferibile che sia dalla parte dello scarico, e uno dei tamburi deve essere munito di tenditori del tipo, per es., della fig. 351.

Per grandi cinghie di trasporto si ricorre talora ad un tenditore a contrappeso del genere di quello rappresentato nella fig. 352.

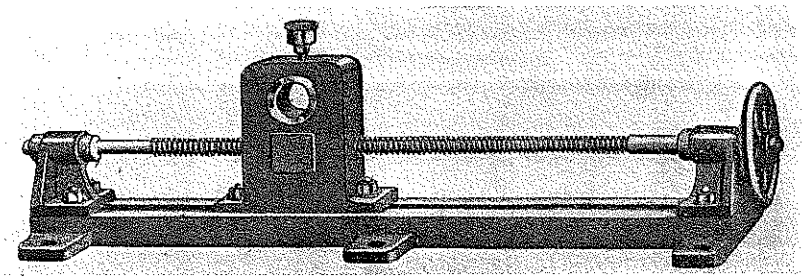


Fig. 351.

La distanza fra i rulli che sostengono la cinghia carica varia da metri 1,20 a metri 1,80 a seconda del peso che porta. Quella fra i rulli che reggono la cinghia di ritorno può arrivare anche al doppio.

Per lo scarico in uno o più punti diversi di un trasportatore su cinghia si usano dei carrelli speciali dei quali una chiara idea è data dalla fig. 353.

Nelle laverie moderne si fa il più largo uso possibile di questi trasportatori su cinghia per la maggior parte dei passaggi da una fase all'altra del trattamento.

E, quando lo sviluppo lo consente, non è raro di vedere adottare un nastro che sale con pendenze che arrivano anche al 25 %, invece di una noria, o di un altro elevatore poichè, quando è possibile, è questa una soluzione ideale per l'economia e per la sicurezza del trasporto in ascesa.

Così nel moderno impianto delle miniere di Gennamari-Ingurtosu (Sardegna) due grandi trasportatori a nastro ricevono l'uno tutti gli sterili degli apparecchi concentratori e l'altro i loro prodotti e portano gli uni e gli altri alle tramogge collettrici dei

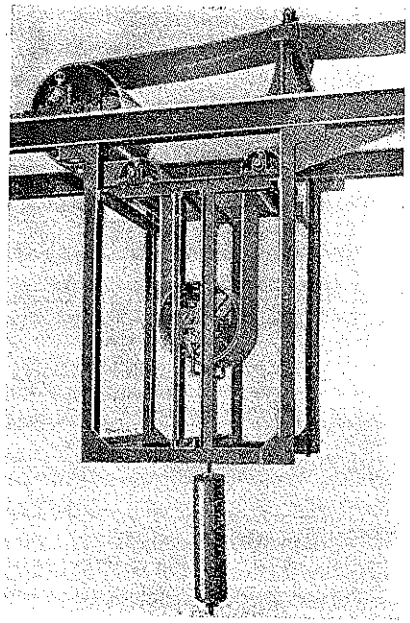


Fig. 352.

medesimi; altri diversi nastri minori compiono tutti i trasporti interni tra i diversi apparecchi maggiori.

E così in grandi impianti americani si contano a diecine i trasportatori a nastro in lavoro corrente.

In un impianto di concentrazione di minerali di ferro a Mineville (Essex-Country) se ne contano più di quaranta; ed una cinquantina nella

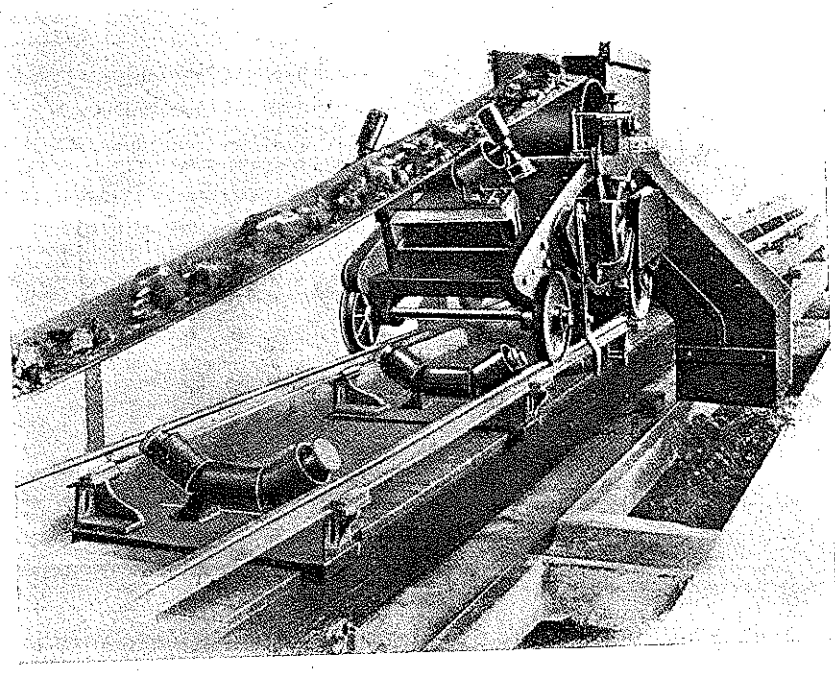


Fig. 353.

laveria della « New Jersey Zinc Company » che tratta minerali complessi di zincite, willemite, e franklinite ed altre numerose sostanze minerali.

Oltre i trasportatori a nastro continuo e specialmente per minerali a grossi elementi si usano pure talora dei trasportatori a piano metallico (fig. 354), con elementi snodati, come si vede nella fig. 355.

Essi permettono anche lo scarico in un punto qualunque del percorso, mediante il dispositivo indicato nella fig. 356 (costruttore « Anciens Etablissements Galland »).

Questi trasportatori hanno velocità tra i 5 e 20 metri al minuto primo e possono lavorare in ascesa fino a pendenze di 24°.

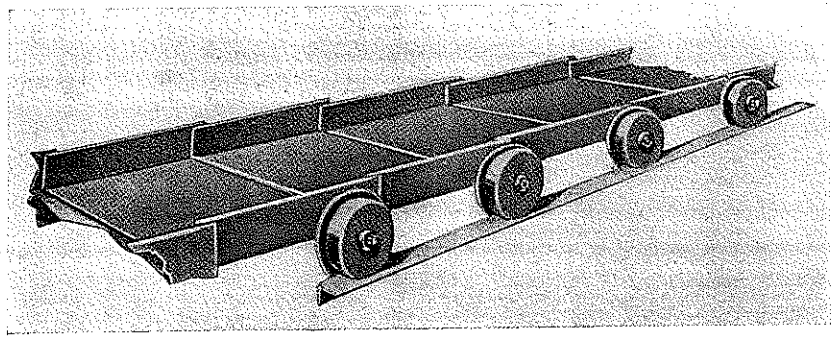


Fig. 354.

Quando per il trasporto in ascesa di materiali a pezzatura piuttosto grossa (fino a 60 od 80 mm.), non è possibile per mancanza di sviluppi o per altre circostanze speciali, di ricorrere ad uno dei suindicati tra-

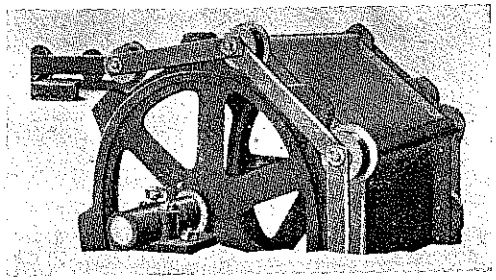


Fig. 355.

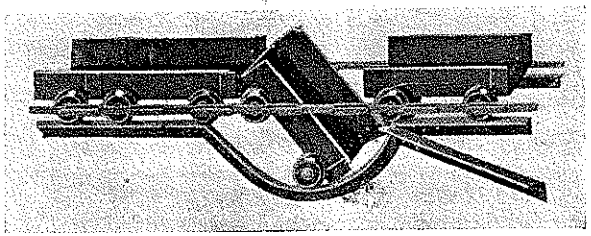


Fig. 356.

sportatori, si può ricorrere a delle norie fortissime ed a tazze continue su cinghia di forte spessore (fig. 357) e su catene speciali (fig. 358) che ingranino inferiormente e superiormente su ruote a denti di forma adatta.

Per il trasporto di granaglie ordinarie, o di sabbie fini e talora anche di acque fangose, in ascesa si ricorre sempre alle norie od elevatori di

forma conveniente fissate su maglioni a snodo per i grossi grani e su cinghie di gomma a diverse tele per le classi fini. Le prime sono a marcia lenta (massimo m. 0,50 al secondo) le altre camminano a velocità che va fino a m. 1,50 al secondo.

Per trasportare in modo continuo in ascesa pietrisco, granaglie o sabbie con o senza acqua si ricorre alle norie a catene o ai nastri continui, alle quali sono fissate di tratto in tratto delle cassette o tazze di forma conveniente e che si svolgono su tamburi posti a differente altezza.

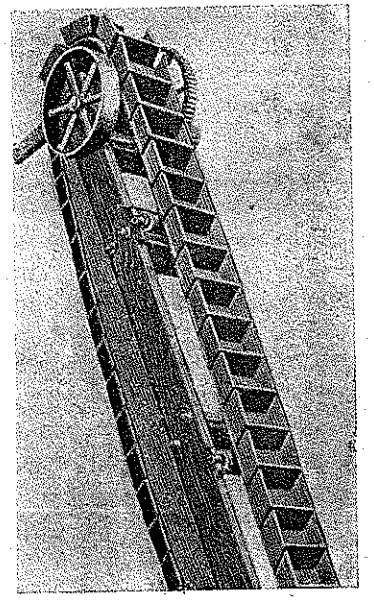


Fig. 357.

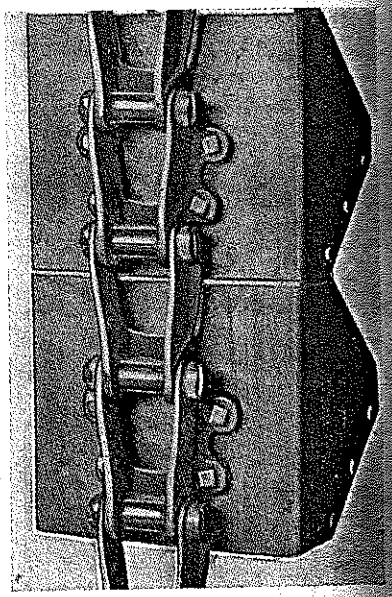
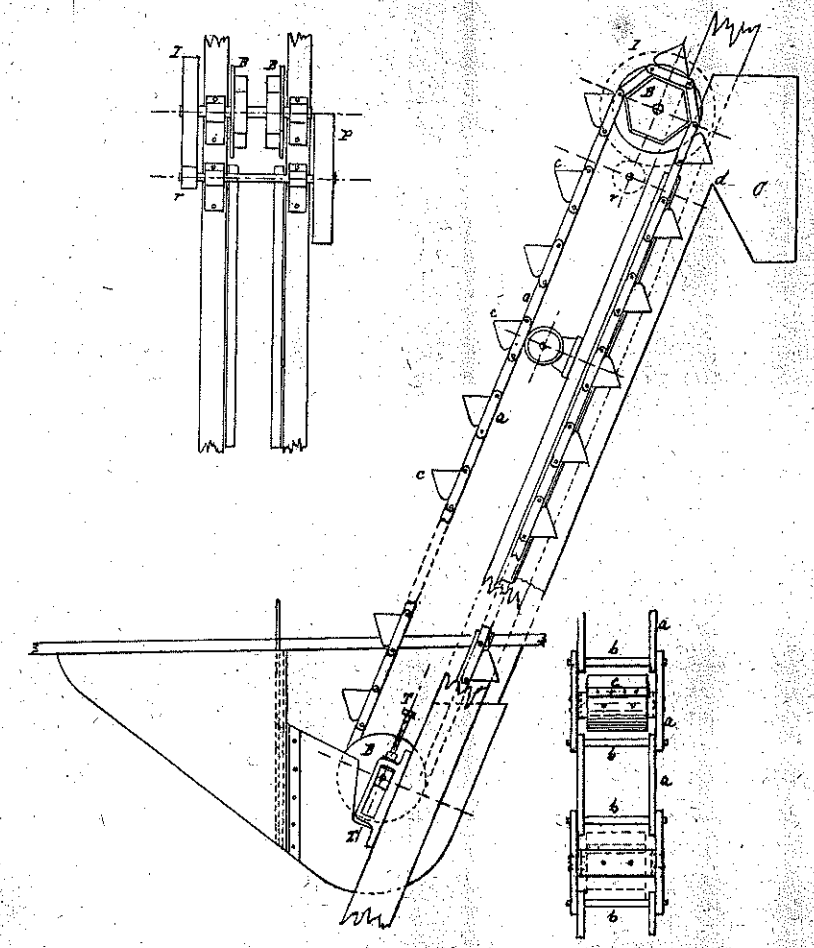


Fig. 358.

Le figg. 359 *a* e *b* (alla scala di 1 : 50) e la fig. 359 *c* (alla scala di 1 : 25) rappresentano una noria a catena di tipo molto in uso nelle laverie. La catena è formata da pezzi d'acciaio piatto *a* (40 × 20) uniti a snodo mediante i perni passanti *b* d'acciaio tondo di 20 mm. circa. Questi elementi, sui quali si fissano le tazze *c* mediante pezzi di ferro d'angolo laterali, si adattano esattamente sui lati dei pezzi esagonali di ghisa *B B* che sono calettati sui due alberi all'alto ed al basso dell'apparecchio. Il movimento è dato per cinghia alla puleggia *P* ed è trasmesso all'alberetto del tamburo superiore mediante rocchetto *r* ed ingranaggio *I* e la catena può essere tesa mediante i tenditori a viti *T T* che possono spingere in giù entro guide i cuscinetti dell'alberetto inferiore. Qualche volta il tenditore agisce invece dal basso all'alto sul treno superiore (fig. 360).

La noria pesca inferiormente in una cassa a fondo di conveniente pendenza e munita talora di una saracinesca per regolare l'arrivo del materiale. Superiormente scarica in un condotto *C* a due rami, il cui spigolo superiore *d* deve trovarsi ad un'altezza tale da far sì che tutto il



Figg. 359 *a*, *b* e *c*.

contenuto delle cassette si scarichi nel ramo *C*. In generale basta un'altezza di 25 a 30 cm. sotto l'asse dell'albero del tamburo superiore.

La velocità da dare a queste norie non oltrepassa in generale i metri 0,50 al secondo.

Una noria come quella della fig. 359, con cassette distanti fra loro circa 55 cm. e della capacità di 2 dm³ può sollevare, alla velocità di trasla-

zione di m. 0,40 al secondo circa 3 m³ all'ora di materiale. Per un'altezza di sollevamento di 10 metri richiede un consumo di forza di circa cavalli 2,5.

Questo tipo di noria non è consigliabile che per grosse granaglie o per misto di grani e grosso pietrisco. Il costo ne è molto elevato; richiede molta spesa di manutenzione ed esige un consumo di forza notevole sia per gli attriti, sia specialmente per il gran peso della catena.

I costruttori americani ed inglesi nonchè alcune Case tedesche fabbricano correntemente delle norie con catene ad elementi smontabili d'acciaio, molto più leggere e più eleganti di quella precedentemente descritta.

Gli elementi della catena si impigliano sia superiormente che inferiormente nelle sporgenze di una ruota a denti di forma conveniente.

Per granaglie ordinarie di laveria e per sabbie il tipo più pratico è quello a nastro continuo di tessuto ordinario, o di cinghia di caoutchouc, o di tessuto metallico sul quale sono fissate con bolloni speciali le cassette e che si svolge su due tamburi cilindrici posti a conveniente dislivello. Una di tali norie è rappresentata nel suo insieme alla scala 1 : 40 dalle figg. 360 *a* e *b*.

La corona dei due tamburi ha una leggera curvatura per mantenere centrata la cinghia ed il tamburo superiore può essere mosso direttamente per cinghia, senza la complicazione di una coppia di ingranaggi come nel caso precedente.

La dimensione minima da dare ai tamburi è di m. 0,60 di diametro. L'inclinazione minima può ritenersi di 20° col piano orizzontale e può arrivare fino a 90° nei casi in cui si voglia limitare lo spazio occupato: l'inclinazione più conveniente è tuttavia fra i 60° ed i 65°.

La posizione e forma dei cuscinetti deve essere tale da poterli salvaguardare dalla polvere o dalla fanghiglia.

Quando la noria è inclinata il tratto montante che porta le cassette piene è sorretto da piccoli rulli la cui distanza sarà tanto minore quanto più l'inclinazione della noria si scosta dalla verticale.

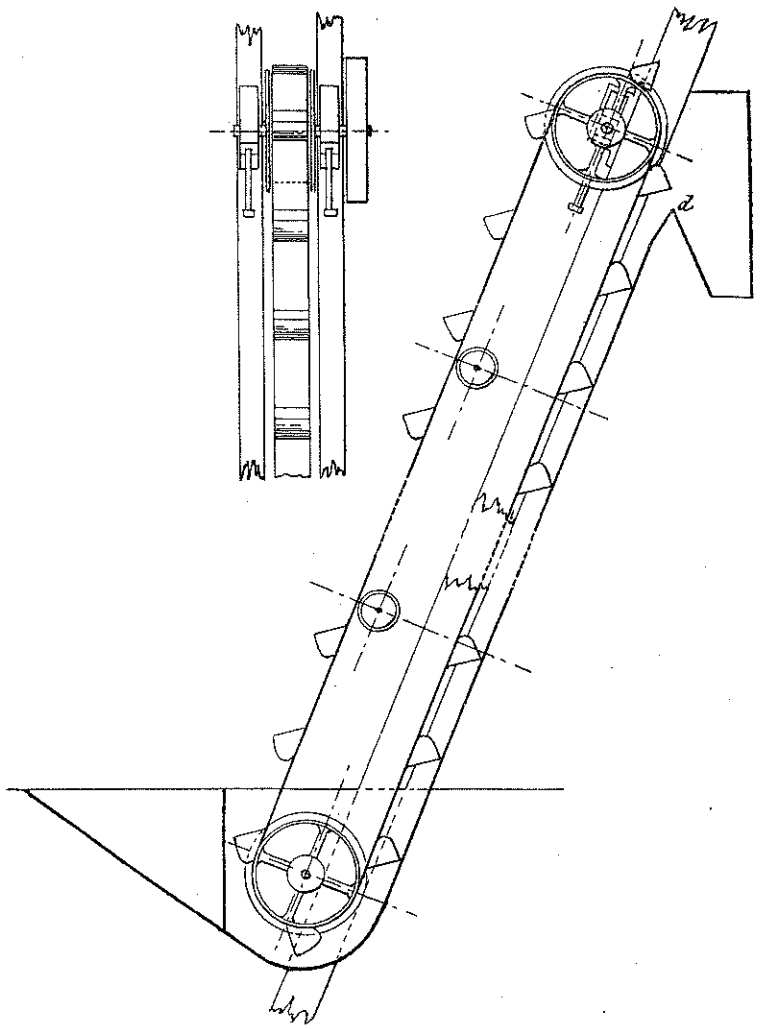
La velocità di traslazione arriva talora a m. 1,20 al secondo e si ha allora un apparecchio potentissimo.

Le cassette possono avere forma e capacità variabili a seconda dei casi, ma siccome non si riempiono che in parte la loro portata pratica deve ritenersi nei calcoli eguale a ½ del loro volume effettivo.

La quantità Q di materiale che una noria può praticamente elevare al minuto primo, se si indicano con d il diametro dei tamburi in metri; n il numero di giri che essi fanno al minuto; c il volume di una cassetta in dm³ ed s la distanza fra le cassette espressa in metri, sarà data in dm³ dalla formula:

$$Q = 0{,}50 \ \frac{\pi d n c}{s}.$$

Così, per esempio, una noria a tamburi di m. 0,70 di diametro e che lavorasse a 30 giri al minuto (velocità al secondo $v = \frac{\pi d n}{60}$ = m. 1,10)



Figg. 360 *a* e *b*.

con cassette della capacità di dm³ 2,5 (250 × 150 × 125 mm.), distanti fra loro m. 0,60, potrebbe praticamente elevare un po' più di 8 m³ all'ora.

Supposta un'altezza totale della noria di m. 10 ed un peso della materia di tonn. 1,800 per m³, la forza richiesta (che può calcolarsi eguale

a circa due volte e mezza quella teoricamente necessaria per elevare la sola carica) potrebbe valutarsi all'incirca di cavalli vapore 1,5.

Se quindi il cavallo vapore costa per esempio L. 600 all'anno, la spesa per forza motrice e per un anno sarà di L. 900, e se il lavoro è di 300 giornate di 10 ore, il costo della forza motrice per tonnellata sarà dato da: 900 : (600 × 10 × m³ 8 × tonn. 1800) = 900 : 86.400 tonn. = L. 0,01 circa. Se poi la durata della cinghia è di un anno e mezzo e se costa per esempio L. 800, la spesa per rinnovo di cinghia per un anno sarà di L. 534 e per tonnellata sarà di 534 : 86.400 tonn. = L. 0,006. Contando ancora L. 0,01 per tonnellata per consumo cassette, riparazioni diverse e lubrificazione, si avrebbe una spesa totale di L. 0,026 per tonnellata rimontata.

Le cassette possono essere di ferro o d'acciaio; fatte a stampo o a chiodature e spesso coll'orlo della bocca rinforzato da un ferro piatto per far fronte all'usura.

La forma deve essere adattata alla natura del materiale da elevare. Così nella fig. 359 si hanno delle cassette adatte per materie asciutte o per materie umide in grani, mentre la noria della fig. 360 ha delle cassette adatte per elevare sabbie o grani misti a sabbia con acqua.

La noria è un apparecchio molto comodo perchè occupa poco posto e più di qualunque altra macchina elevatrice dei minerali asciutti o con acqua si presta ai trasporti tra i diversi gruppi di apparecchi d'una laveria, perchè a funzionamento continuo e regolare. Le si rimprovera da molti di essere facilmente soggetta a guasti ed a fermate; ma realmente se è costruita bene e montata con attenzione; se è visitata e ripulita spesso quando è ferma; se la manutenzione ne è accurata e se la cassa inferiore è ben studiata e munita di portine inferiori di visita onde togliere di tanto in tanto il materiale fino che tende ad accumularsi e ad indurire, non dà praticamente maggiori disturbi di quelli che possa dare accidentalmente, qualunque altro apparecchio di preparazione.

Per trasporti ad altezze considerevoli e quando il materiale già contenuto in vagonetti deve ancora fare un certo percorso orizzontalmente al piano superiore per giungere al punto d'arrivo e di scarico si usano con vantaggio dei montacarichi di tipi diversi e più o meno potenti che hanno spesso disposizioni che ricordano quelle usate nei pozzi d'estrazione. Possono essere a vapore, o idraulici o mossi da trasmissione per cinghia, o da motore elettrico. Se si dispone d'acqua abbondante al piano superiore si possono anche adottare dei montacarichi a bilancia d'acqua, ma, a parità di dimensione essi hanno una potenzialità di circa metà inferiore a quella dei montacarichi precedentemente indicati, per il tempo che si perde per il riempimento e vuotamento della cassa d'acqua.

All'esterno e per rimontare qualche volta tutto il materiale da trattare al sommo della laveria, o per elevare grandi quantità di misti, o per depositare ad altezza conveniente gli sterili in casi eccezionali, si ricorre non di rado all'impianto di piani inclinati che non differiscono da quelli usati nei trasporti di miniera. Anche questi come i montacarichi verticali possono essere o idraulici, o comandati da motore elettrico o da motore a vapore.

Nei montacarichi, che sono in generale a doppio effetto, ossia a due gabbie con un vagone pieno che sale ed uno vuoto che scende, lo sforzo (tranne al momento del *demarrage*) è quello occorrente per elevare la carica utile e per vincere gli attriti che sono assai limitati. Il consumo di energia è quindi ridotto al minimo. Il funzionamento ne è assolutamente sicuro.

Per elevare ad altezze non molto notevoli delle acque fangose o che hanno in sospensione molta sabbia e grani fini si ricorre con vantaggio alle ruote elevatrici, la cui semplicità di costruzione e di funzionamento, l'usura limitata a quella delle cassette e la poca forza motrice che domandano fanno sì che siano spesso da preferirsi agli altri elevatori nei casi suddetti.

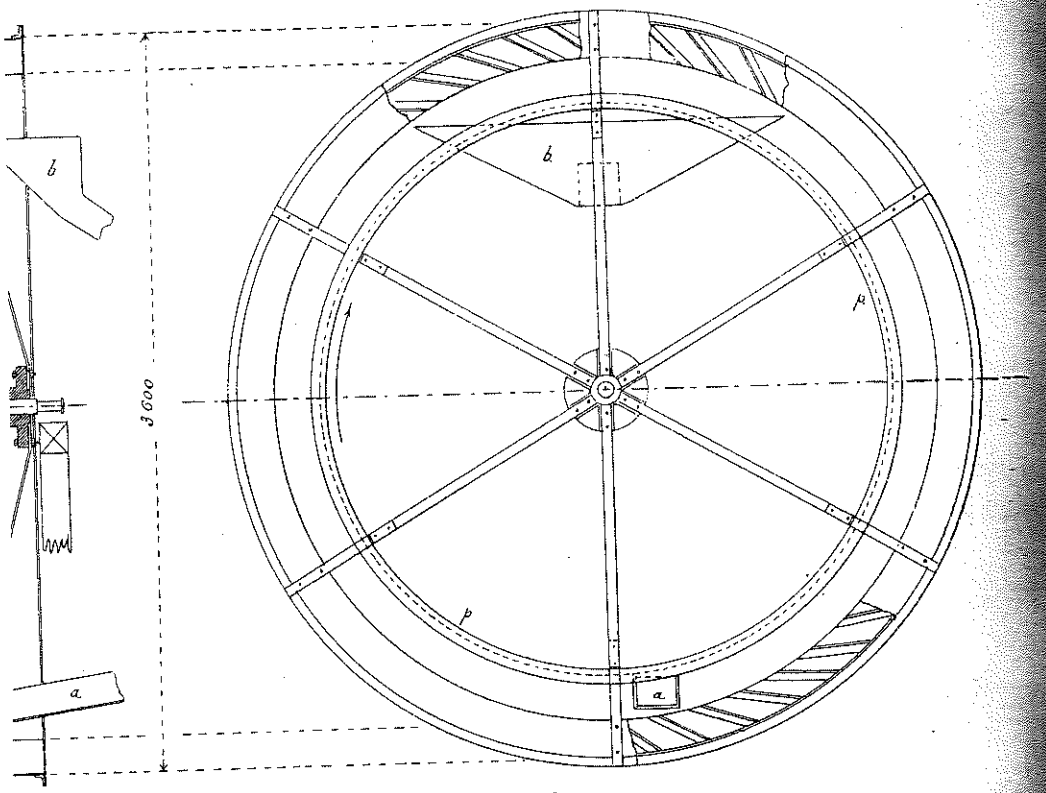
In generale da noi non si adoperano che per altezze di 3 a 4 m. al massimo, ma in Australia ed in America specialmente se ne costruiscono di oltre 15 m. di diametro ed a larga corona, con due giri di cassette, uno per lato, e che ricevono in basso l'acqua ed il materiale da due lati e lo scaricano in alto pure da una parte e dall'altra della ruota. La costruzione varia a seconda delle dimensioni dell'apparecchio. Quando le ruote sono di gran diametro si fanno tutte di ferro o d'acciaio sul principio delle ruote da bicicletta con raggi a tensione.

Le figg. 361 *a* e *b* rappresentano alla scala di 1 : 37 una ruota elevatrice semplice di ferro del diametro totale di m. 3,60. Il materiale coll'acqua arriva dal canale *a* nelle cassette alla parte bassa della ruota, la quale girando nel senso della freccia va a scaricarlo nella tramoggia *b*. Essa riceve il movimento mediante fune metallica o catena che si avvolge sulla puleggia a gola *p p* che fa da 8 a 10 giri al minuto muovendosi su un alberetto che gira in due cuscinetti laterali. Nelle ruote di maggior diametro il moto è dato mediante rocchetto ed ingranaggio che talora è alla periferia stessa della ruota.

L'altezza totale di sollevamento utile può variare da circa $^2/_3$ ai $^4/_5$ del diametro della ruota, a seconda dell'inclinazione che si dà ai diaframmi che formano le cassette ed a seconda della velocità periferica, che per le ruote piccole va da m. 0,80 a 1,20 e per le ruote grandi arriva talora fino a 3 metri.

Se ne fanno anche per piccole altezze e per portate limitate e ne è un esempio quella usata nella tavola Wilfley per rielevare sulla tavola stessa i misti da ripassare allo stesso apparecchio.

Per elevare dell'acqua fangosa o dell'acqua che tenga in sospensione



Figg. 361 *a* e *b*.

della sabbia si adottarono in qualche caso delle pompe di costruzione speciale, delle quali si dà qui un cenno.

Pompa Frenier. — Questa macchina della quale la fig. 362 dà una vista prospettica è destinata a sollevare acqua fangosa e sabbiosa ed è di uso comunissimo nella moderna preparazione meccanica, specialmente negli impianti di fluttuazione.

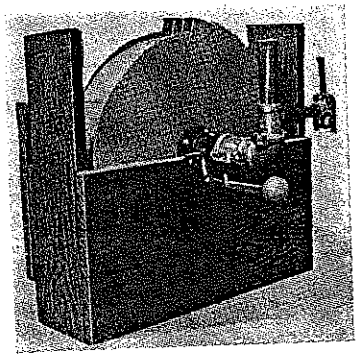


Fig. 362.

È formata da un cassa di legno *O* (fig. 363) collocata più in basso della condotta d'alimentazione, in modo che il liquido da pompare vi entri liberamente, e da una ruota speciale elevatrice *A* che gira nell'interno della cassa su un albero ruotante in due supporti fissi ai lati della cassa in modo che l'asse

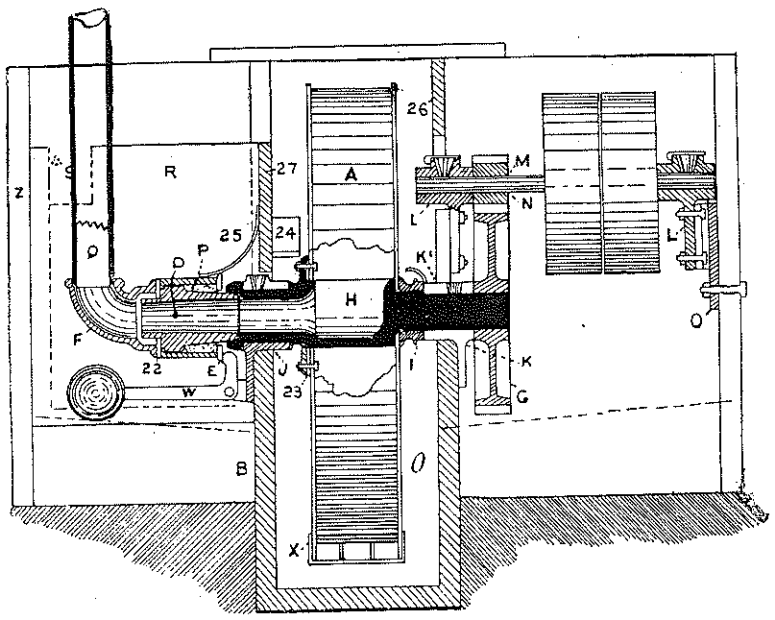


Fig. 363.

dell'albero sia circa 18 centimetri al disopra del livello del liquido. Uno sfioratore provvede alla eliminazione del liquido eventualmente sovrabbondante.

La ruota (fig. 364) consiste in una spirale che cominciando alla periferia con una specie di becco o cucchiaio, va avvolgendosi tutt'attorno fino a raggiungere il centro della ruota (sempre compreso fra due dischi d'acciaio) dove si unisce alla parte aperta *H* dell'albero cavo. Qui l'albero cavo si connette con un altro pezzo di albero *D* cavo che lavora in un premistoppe *P*, impedendo che la sabbia possa andare a contatto con l'albero girante.

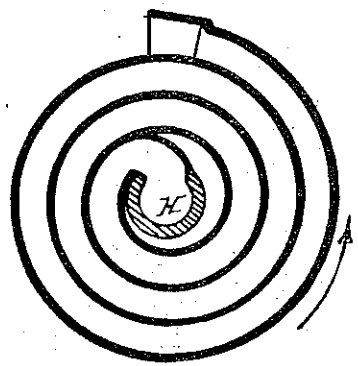


Fig. 364.

Il movimento viene dato alla ruota dal contr'albero, munito di puleggia fissa e folle, mediante rocchetto e ruota dentati.

Non vi sono valvole, ma l'acqua e le materie in sospensione sono elevate in virtù delle successive altezze idrostatiche che si accumulano ad ogni giro della spirale, dato che una parte di questa è piena d'acqua ed il resto d'aria, essendo

la ruota solo in parte immersa nell'acqua. La somma di queste altezze idrostatiche determina l'altezza alla quale l'acqua può essere spinta.

Quest'altezza dipende solo dal numero delle spire e non dal numero dei giri dell'albero e delle ruote.

La velocità più conveniente è di 16 a 24 giri al minuto.

Ad ogni giro una certa quantità d'acqua e sabbia penetra nel canale periferico della spirale, e come le rivoluzioni si susseguono essa è spinta verso il centro e penetra nell'albero cavo per salire nella tubazione montante.

È fatta ordinariamente di tre grandezze di spirale (diametri m. 1,10-

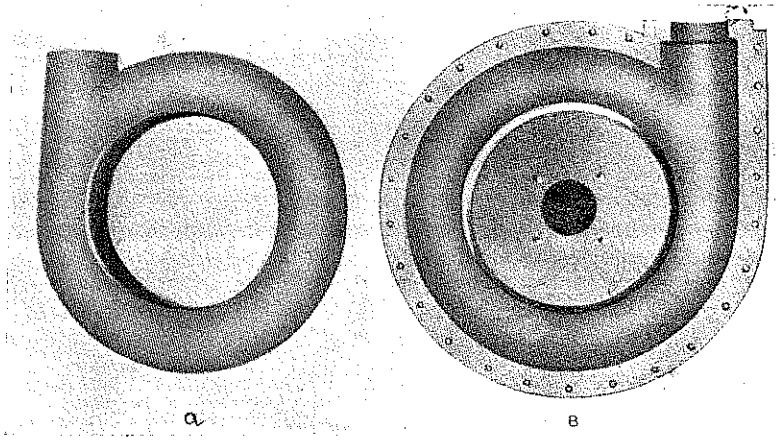


Fig. 365 *a*. Fig. 365 *b*.

1,20-1,35 con la larghezza rispettiva di mm. 150-200-250) elevanti rispettivamente a m. 4,20-5,40-7,20, con portata rispettiva di 12-16-24 m³ all'ora.

La ruota a spirale è di acciaio e dello spessore di mm. 5 e pesa da 150 a 230 chilogrammi.

Pompe centrifughe. — Per elevare ad altezze maggiori acque cariche di sabbie o fanghi, si usano delle pompe centrifughe di tipi svariati. Quelle della Wilfley Mining Machinery C. L. hanno le due mezze capsule *A* della fig. 365 *b* robustissime e nel loro interno è collocata un'altra capsula (figura 365 *a*) d'acciaio speciale durissimo e di conveniente spessore. Dello stesso acciaio durissimo è la girante, calettata su un grosso albero che gira in supporti a perfetta tenuta mediante premistoppe speciali che salvaguardano dall'usura le portate dell'albero.

Si citano anche quelle della Società Italiana Ernesto Breda rappresentate in vista prospettica nella fig. 366.

Anche in questa il corpo della pompa e le parti soggette ad usura sono di ghisa speciale durissima.

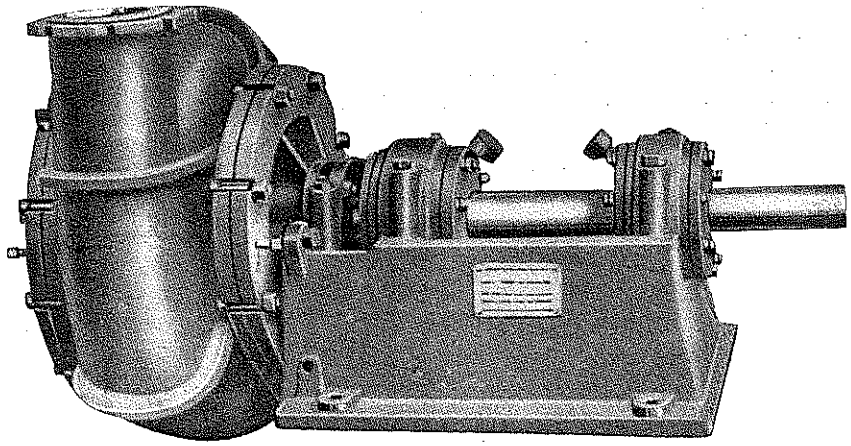


Fig. 366.

La girante è di tipo chiuso a tre pale. Il mozzo (fig. 367), è munito di passaggi che comunicano coll'interno della girante, essi fanno sì che mentre la pompa funziona trascinano per aspirazione entro la girante stessa la torbida che tenderebbe a passare nello spazio compreso tra la faccia della girante ed il corpo di pompa, riducendo così al minimo l'usura dell'albero.

La pompa è costruita in diverse grandezze per piccole e grandi portate e per prevalenze fino a 30 metri.

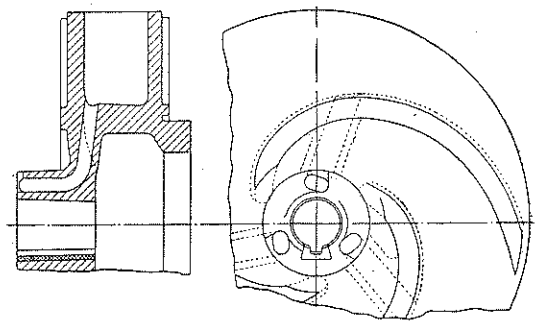


Fig. 367.

Pompe a diaframma. — Della stessa Casa costruttrice è la pompa a diaframma della fig. 368.

Queste pompe sono in uso corrente sia negli impianti di fluttuazione che in quelli di cianurazione, per acque molto cariche di limi, quali sono ad esempio quelle che si raccolgono al fondo degli addensatori e che devono essere evacuate pompandole.

La camera di lavoro ha due valvole una per l'aspirazione e l'altra per lo scarico. Il diaframma di gomma è comandato, con biella, da un eccentrico a corsa variabile.

Il corpo di pompa è di ghisa, con sedi di gomma per le valvole. L'in-

sieme del diaframma può essere estratto quando l'eccentrico sia al sommo della corsa, per il ricambio del disco di gomma.

La pompa è sempre adescata dato che il livello dell'orlo inferiore della valvola della colonna premente è al disopra del punto più alto del corpo di pompa.

L'altezza dell'aspirazione è naturalmente limitata dalla pressione atmosferica e dalle resistenze, onde non dovrebbe superare la metà dell'altezza teorica. Per lo più non si oltrepassano i metri 3,50.

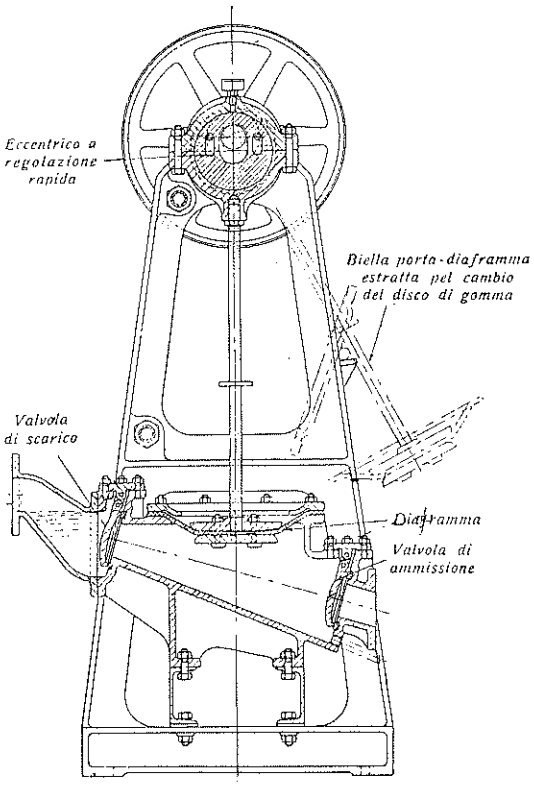


Fig. 368.

La velocità va dalle 20 alle 80 corse al minuto, ma la media migliore oscilla fra le 40 e le 50.

Possono elevarsi delle torbide contenti anche il 50 % di sostanze solide.

Idroseparatori. — Darei questo nome generico a tutti quei dispositivi che sono destinati a diminuire la quantità di acqua che le sabbie ed i grani trascinano con sè all'uscita degli apparecchi di concentrazione od a ridurre al minimo od al grado voluto le quantità di elementi granosi o fini trascinati in una corrente di acqua.

È questa un'operazione che era ed è spesso utilissima sia perchè l'acqua eliminata è in molti casi più facilmente rimessa in circolazione, sia perchè l'eliminazione di una parte almeno di essa mette l'insieme del materiale in condizioni più adatte a passare alle successive operazioni della preparazione.

La separazione della quasi totalità dell'acqua dà un insieme di grani maggiori di mm. 1,5, come lo è ad esempio lo sterile uscente da un crivello ordinario; si ottiene facilmente facendo passare la corrente di materiale ed acqua su una lamiera forata a fori di mm. 1,5 indicata ed interrotta da qualche risalto o da uno o più ripiani anche essi a superficie

perforata, che copre una cassetta disposta in modo che si possa dare alla superficie forata una inclinazione conveniente. Favoriti dai risalti una parte dei grani si ferma e costituisce come un banco filtrante che corre via di continuo ad intervalli quando sia regolata per tentativi l'inclinazione della superficie forata, mentre l'acqua filtra nella cassetta sottostante e va al canale collettore.

Una draga è un ottimo idroseparatore per le sabbie grossolane, mentre per le sabbie fini servono bene a questo scopo i classificatori Dorr od Askins e dei coni del genere di quelli del Callow. Per i fanghi o limi gli addensatori Dorr raggiungono tale scopo in modo particolarmente soddisfacente.

I trasporti in discesa da un apparecchio all'altro delle laverie si fanno in generale col sussidio dell'acqua qualche volta con tubi specialmente se si tratta di torbide, ma il più delle volte con canali di conveniente pendenza e che per lo più sono a sezione rettangolare e di ferro o di legno col fondo rivestito di lamiera.

Nello studiare i canali di trasporto si cerca sempre di non esagerarne la pendenza onde non perdere troppa altezza specialmente nel convogliare i prodotti della classificazione ai crivelli ed alle tavole. È naturalmente molto difficile il dare delle norme assolute in tale materia, poichè evidentemente, a parte la dimensione dei grani, influiscono sulla maggiore o minor pendenza da dare ad un canale il maggiore o minor peso dei grani stessi e la maggiore o minore quantità d'acqua, che si deve trascinare. Per minerali di densità media, come ad esempio i minerali calaminari, si dà la seguente tabella delle pendenze dei canali rettangolari per i casi più usuali:

Grani da 30 a 35 mm., a seconda della quantità d'acqua, da 65 a 77%.
Grani da 23 mm., a seconda della quantità d'acqua, da 55 a 67 %.
Grani da 18 mm., a seconda della quantità d'acqua, da 50 a 60 %.
Grani da 11 mm., a seconda della quantità d'acqua, da 45 a 51 %.
Grani da 7 mm., a seconda della quantità d'acqua, da 35 a 43 %.
Grani da 5 mm., a seconda della quantità d'acqua, da 25 a 36 %.
Grani da 3 mm., a seconda della quantità d'acqua, da 20 a 30 %.
Grani da 1½ mm., a seconda della quantità d'acqua, da 10 a 15 %.
Grani < 1 mm., a seconda della quantità d'acqua, da 5 a 10 %.

Con canali a sezione semicircolare la pendenza può essere sensibilmente ridotta.

Alimentatori e distributori. — Tutti gli apparecchi di preparazione per funzionare a dovere richiedono un'alimentazione regolare ed a suo tempo si è fatto cenno di qualcuna delle disposizioni più comunemente adottate sia per l'alimentazione degli apparecchi di macinazione, sia per la distribuzione del materiale ai crivelli ed alle tavole.

Occorrendo pure talora di dover riprendere e rimettere in circolazione spappolandoli dei materiali allo stato di sabbie fini e di fanghi che erano stati messi da parte o che provengono da casse o bacini di deposito, si ritiene utile di accennare a qualcuno dei sistemi più semplici per raggiungere l'intento.

La fig. 369 rappresenta in scala di 1 : 25 la sezione di uno di tali apparecchi per sabbie. Entro una cassa a sezione quadrata *C C* col fondo formato da due piani inclinati *d d* si ha un'altra cassetta rettangolare *a* che lascia con la prima le due intercapedini *c c* fra le sue pareti laterali più lunghe e quelle corrispondenti della cassa esterna.

La cassetta interna *a* termina a circa 25 mm. dai due piani inclinati e la cassa esterna ha pure al basso due aperture laterali che possono essere più o meno aperte mediante le paratie mobili *o o* e che sboccano nei due canaletti *g g* i quali si riuniscono in uno solo al di là dell'apparecchio. La sabbia è caricata nella tramoggia *b* e riempie la cassetta *a* mentre nell'intercapedine *c c* si fa arrivare dell'acqua mediante i due tubi *t t* muniti di robinetto. L'acqua venendo a contatto colla sabbia che appoggia sul doppio piano inclinato al piede della cassa interna *a* la trascina a poco a poco con sè nei canaletti *g* che portano a destinazione in conveniente diluizione nell'acqua.

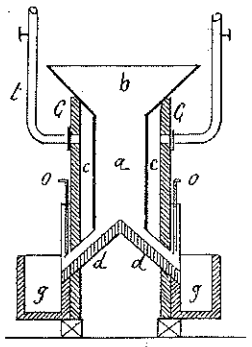


Fig. 369.

Le figg. 370 *a* e *b* dànno in scala di 1 : 10 una disposizione ancora più semplice. Un truogolo *D* la cui pendenza longitudinale è di circa il 15 % ha il fondo a due piani inclinati verso la linea mediana longitudinale. Una cassetta rettangolare *C* penetra nel truogolo e mentre l'orlo della sua parte anteriore *b* tocca il fondo del truogolo stesso, le altre tre pareti si arrestano a circa 25 mm. dal fondo di esso, il quale riceve una corrente d'acqua dal tubetto *t*. La sabbia caricata nella tramoggia che sormonta il condotto *C* si adagia sul fondo del truogolo e l'acqua — per l'ostacolo opposto dalla parete *b* — la obbliga a sortire di fianco e la trascina verso l'apertura anteriore di sortita *o* dalla quale con apposito canale è condotta al punto voluto.

Per spappolare dei fanghi onde rimetterli in circolazione nel trattamento si possono usare talora degli agitatori a bracci, o dei piccoli tamburi a pugnali, o dei tamburi aventi all'interno delle palle o ciottoli arrotondati, facendo poi passare la torbida a traverso ad uno staccio cilindrico o piano per separare i grani che eventualmente potevano essere contenuti nella massa fangosa. Si dà qui lo schizzo in scala di 1 : 25 (figure 371 *a* e *b*) di uno spappolatore per fanghi di facile costruzione che in molti casi può rendere un buon servizio.

Una puleggia *P* porta fissati radialmente alla corona dei pezzi *a* di ferro d'angolo di 60 mm. coll'orlo esterno ritagliato a denti. Essa gira entro una cassa *C* nella quale arriva uno spruzzo trasversale d'acqua sotto pressione in *b* su tutta la sua larghezza. Buttandovi il fango dall'apertura *D* l'acqua dello spruzzo lo trascina verso la periferia della ruota le cui palette dentate lo agitano e lo rimescolano spappolandolo ed aiutandolo a sortire dall'apertura *o*. Alla sortita dall'apparecchio essi passano a traverso lo staccio piano *m*, ovvero, se occorre, entrano in un piccolo

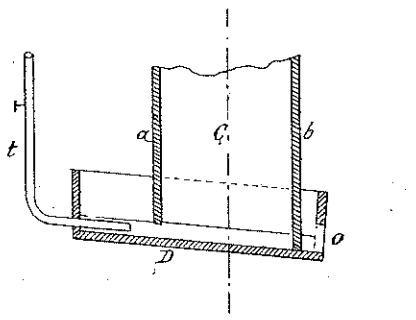


Fig. 370 *a*.

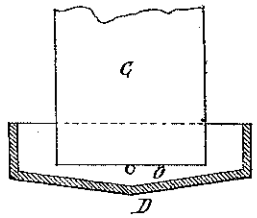


Fig. 370 *b*

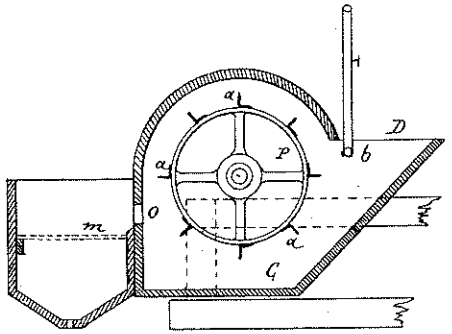


Fig. 371 *a*.

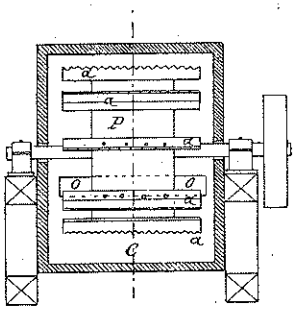


Fig. 371 *b*.

trommel a tela metallica fina (fori di 1 a 1½ mm.) per liberarsi dai grani o dai grumi non spappolati.

Campionatori. — La presa dei campioni prima, durante o dopo il trattamento onde determinare i tenori dei materiali da trattare, dei prodotti e degli sterili è operazione importantissima ed alla quale non si dà spesso quella importanza che merita.

L'operazione di presa dei campioni ha per scopo di prelevare da una

gran massa di materiali in modo saltuario o continuo delle piccole quantità di essa in modo tale che il loro insieme rappresenti con sufficiente approssimazione la composizione media della massa dalla quale esse provengono. Il modo di presa potrà naturalmente differire da un caso ad un altro a seconda del modo con cui si presenta la massa da campionare.

Se il materiale è in cumuli si può supporre divisa la massa, secondo piani ortogonali fra loro, in tanti solidi elementari e si preleva da ognuno di essi un campione cercando di ben penetrare nell'interno o con piccoli fossi o con tagli, o, se si tratta di materie a grani sciolti servendosi di utensili speciali. Così per esempio per prendere un campione in un mucchio di materia a elementi che vadano dalle sabbie ai grani della grossezza di 25 mm. si può prendere un tubo lungo tre o quattro metri e di 50 a 60 mm. di diametro e tenendolo inclinato all'orizzonte di 20° a 30° lo si fa penetrare nella massa dei grani battendolo colla mazza all'altro estremo che si sarà munito di un anello perchè non si deformi. Il tubo così si riempie e due uomini riescono ad estrarlo quasi pieno. Ripetendo tale operazione in punti diversi del mucchio, per esempio a distanze eguali di tre a quattro metri, si ottiene un campione approssimato della massa.

Se si vuol prelevare un campione all'atto di scaricare o caricare o rimuovere una data massa detritica colla palla si getta via da una parte una palata per ogni 10 o 20 o più a seconda della ricchezza e composione del materiale.

Se si tratta di materiale in sacchi se ne preleva uno per ogni 10, 15, 20 a seconda dei casi. Se il materiale arriva in vagoni si può prendere un campione colla pala per ogni vagone all'atto dello scarico, se il materiale è allo stato terroso o in grani sciolti: ovvero si vuota in disparte il contenuto di uno di essi ogni 15 o 20 vagoni se il carico è in pezzi. In quest'ultimo caso il campione è sempre difettoso ed è preferibile di farne la presa alla sortita degli apparecchi di frantumazione.

Quando il materiale durante il trattamento a cui viene sottoposto passa per caduta o per trasporto continuo da uno ad un altro punto, la presa consiste nel deviare saltuariamente tutta, o continuamente una sola parte della corrente in modo che la parte deviata rappresenti una data percentuale della massa totale. Tale operazione si compie il più delle volte a mano prelevando a dati intervalli di tempo dalla corrente generale un campione elementare; ma quando è possibile è da preferirsi la presa automatica mediante piccoli campionatori che possono essere di tipi svariatissimi e dei quali indicheremo schematicamente alcuni come esempi.

Le figg. 372 *a* e *b* rappresentano in scala di 1 : 30 l'apparecchio molto semplice adottato da chi scrive per la presa automatica e regolare del campione della massa di minerale frantumato a meno di 45 mm. alla sortita dei frantoi.

Su un alberetto *a*, che passa a distanza conveniente dall'orlo della

mascella mobile del frantoio, sono calettate a 120° l'una dall'altra tre cassette 1, 2, 3, della forma indicata nelle dette figure e di larghezza complessiva tale da abbracciare tutta la larghezza della feritoia di sortita del materiale frantumato dal frantoio *F*. L'alberetto è mosso da un ruo-

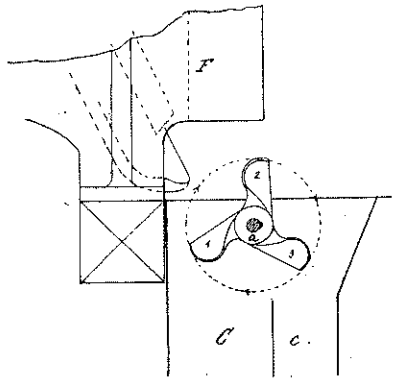


Fig. 372 *a*.

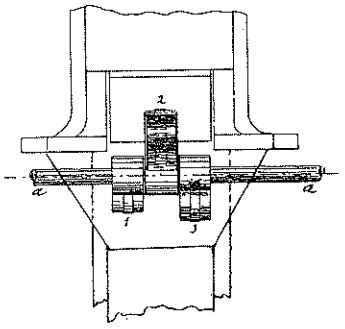


Fig. 372 *b*.

tismo laterale a ingranaggio e vite perpetua la quale è montata su di un piccolo albero sussidiario che porta una puleggia a cono o a gradini per variarne la velocità.

Quando una cassetta passa — girando nel senso indicato dalle freccie

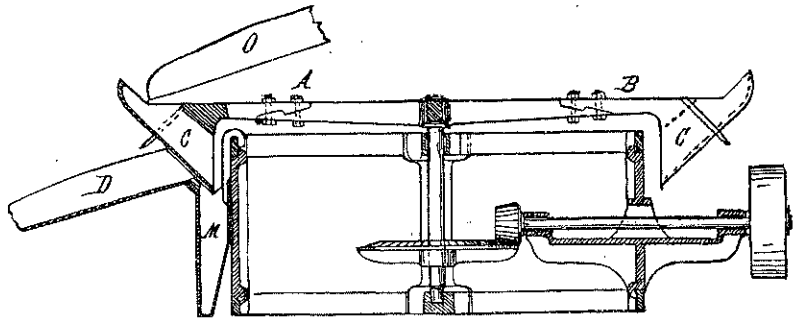


Fig. 373.

— sotto il getto del materiale che cade, ne è riempita e va poi a versarlo nel condotto *c* che va alla cassa del campione, mentre il resto del materiale continua la caduta nel condotto *C* il quale va agli apparecchi che fanno seguito al frantoio. L'essere tutta la larghezza del getto occupata non da una sola cassetta lunga, ma da tre separate e calettate

a 120° rende impossibile l'impigliarsi di qualche grano grosso fra l'orlo di una cassetta e la mascella mobile. Variando la velocità di rotazione si può ottenere la proporzione voluta fra la quantità trattata e la quantità che si vuole prelevarne per campione.

Nella fig. 373 è rappresentato il campionatore *Collom*. Un albero verticale mosso inferiormente mediante rocchetto ed ingranaggio porta

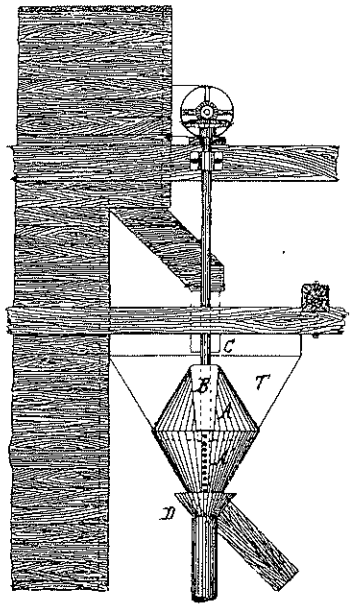


Fig. 374 *a*.

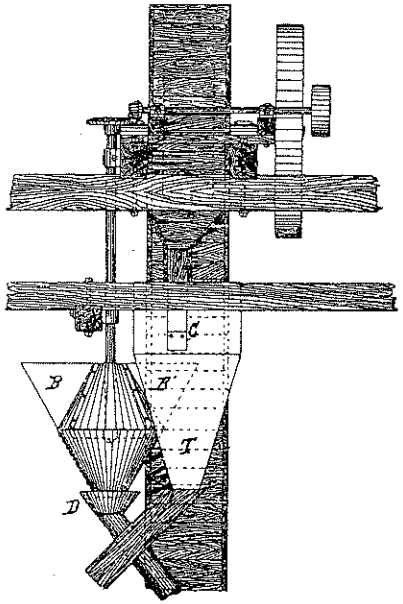


Fig. 374 *b*.

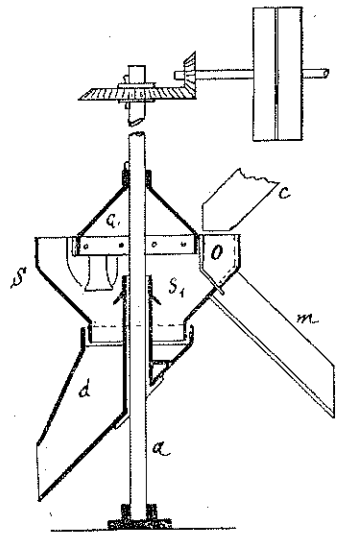
un braccio orizzontale *A B* ai cui estremi si possono fissare due cassette *C* di forma conveniente.

La corrente che trascina il materiale e che esce dal canale *O* segue la sua via cadendo nel canale sottostante *D*, ma quando una delle cassette *C* passa sotto la sua bocca la corrente intera è per un momento deviata e passa nel condotto *M* che la guida in una cassa sottostante. Anche qui variando la velocità di rotazione si può aumentare o diminuire la percentuale del campione.

Le figg. 374 *a* e *b* dànno due viste del campionatore *Vezin* che consiste in due tronchi di cono cavi uniti colle loro basi ed aventi due appendici triangolari *B B'* formanti cassette vuote a sezione orizzontale rettangolare aperte in alto e lungo la generatrice del cono superiore. Il doppio cono gira lentamente intorno ad un asse verticale a cui il moto è dato con rocchetto ed ingranaggio dall'albero orizzontale superiore. La

corrente del materiale che viene dal canale *C* cade nella tramoggia *T* ed è evacuata dal canale sottostante; ma quando le due scatole aperte *B B'* passano sotto il condotto *C* la corrente per qualche istante cade nell'interno del cono doppio che è aperto in fondo e lascia andar via il materiale dal condotto *D* che lo guida alla cassa di raccolta del campione.

Un altro tipo è il campionatore *Johnson* (fig. 375). Su un alberetto verticale *a*, che riceve il moto superiormente con ingranaggio e rocchetto conici, è montato il vaso conico *S* che si apre in basso dentro il canale fisso di sortita *d* e che ha alla periferia una corona anulare munita di una o due o tre bocche a fondo chiuso *o o o* le quali si aprono di fianco. Il canale d'arrivo *c* è sopra quello *m* del campione, onde, tutte le volte che uno dei condotti *o* vi passa sotto, una piccola parte del materiale va nel condotto *m* per scendere nella cassa del campione.



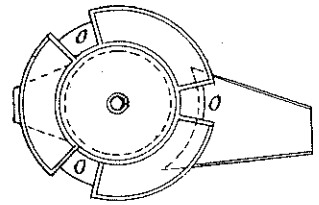


Fig. 375.

Nel campionatore *Mc. Dermott* la ruota dentata *D* gira costantemente mossa dalla vite perpetua che è sull'alberetto *E*. Essa porta un pernetto fisso *G* il quale urtando la leva *A* obbliga lo stretto canale *C* a mettersi in *C'* sotto la corrente che viene da *B*, deviandola nella cassa *H*; ma, appena il pernetto ha abbandonato l'asta, la molla antagonista *F* la richiama alla posizione sua normale; il canaletto torna in *C* e la corrente continua la sua via diretta cadendo da *B* nel condotto principale *B'* (fig. 376).

Molto in uso è anche il *campionatore Snyder* che è dato nella figura prospettica 377, mentre la fig. 378 ne indica il funzionamento. Il disco concavo *D* girando sul suo albero mosso dalla puleggia *P* espone ad ogni giro l'apertura *O* sotto il canale *C* onde per un istante la corrente è deviata nel compartimento *B* dal quale va alla sua destinazione.

Gli esempi citati sono sufficienti a dare un'idea di questo genere d'apparecchi, i quali finiscono poi tutti col dare un campione voluminoso che bisogna poi ridurre alla quantità occorrente per l'invio al laboratorio chimico dopo opportuna pestatura o triturazione, o macinazione quando la natura e la ricchezza del materiale lo esiga.

Il metodo più comunemente usato per la riduzione del campione è quello detto per quarti. Il materiale triturato da ridurre si stende in largo strato circolare piano su un pavimento sodo e preferibilmente ricoperto di lamiere di ferro o di lastre di ghisa. Un uomo gira intorno al cerchio

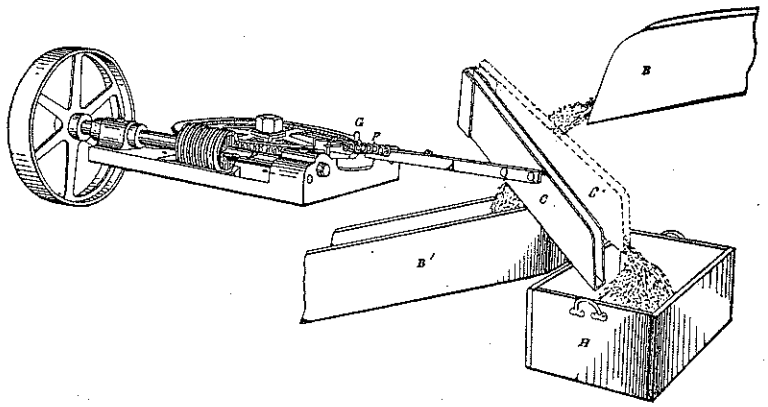


Fig. 376.

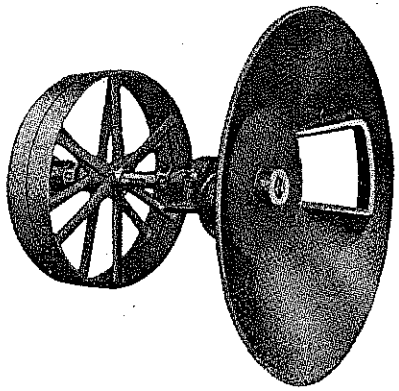


Fig. 377.

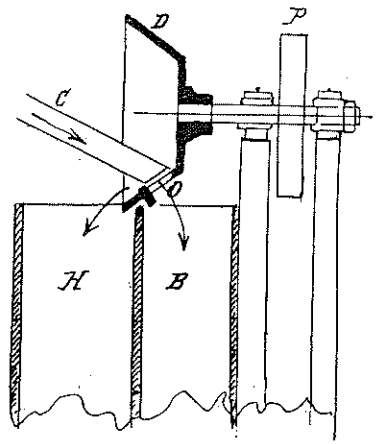


Fig. 378.

colla pala ed ammucchia dall'orlo verso il centro il minerale in un cumulo conico, prendendo palate non molto piene e facendo sì che ognuna di queste vada a cadere sul vertice del cono di formazione. Il cono è quindi di nuovo spianato colla zappa partendo dal vertice e formando un nuovo strato circolare al quale si fa subire l'operazione precedente. Dopo che si è ripetuta più volte la formazione e successivo spianamento

del cono, si divide lo strato circolare in quattro parti mediante due solchi diametrali ad angolo retto e si paleggia da una parte il materiale di due settori opposti al vertice. Il materiale — se occorre — nuovamente triturato è di nuovo sottoposto a riduzione per quarti fino a che si abbia la quantità che si desidera la quale può variare da 50 a 100 kg.

Su questa quantità — triturata convenientemente — si preleva con la massima cura il campione definitivo per le analisi chimiche.

L'eliminazione del ferro può farsi anche nel modo indicato nella fig. 379.

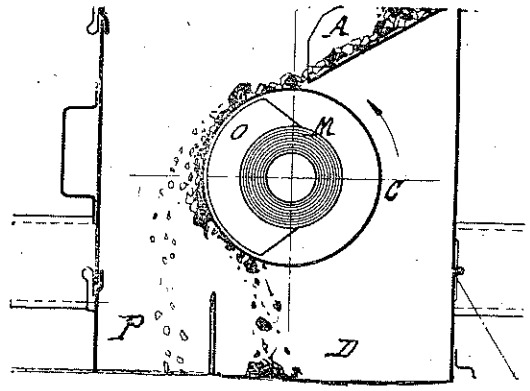


Fig. 379.

Il materiale arriva per esempio con un canale *A* o con un alimentatore oscillante al sommo di un separatore magnetico del tipo Friedichssegen e sul cilindro esterno *C* che circonda rasentandole le espansioni polari *O* degli elettromagneti interni *M*. Il materiale non magnetico abbandonato dal cilindro, cade verticalmente nel condotto *P*, mentre i pezzi di ferro non se ne staccano che uscendo dal campo magnetico e vanno nelle cassette *D*.

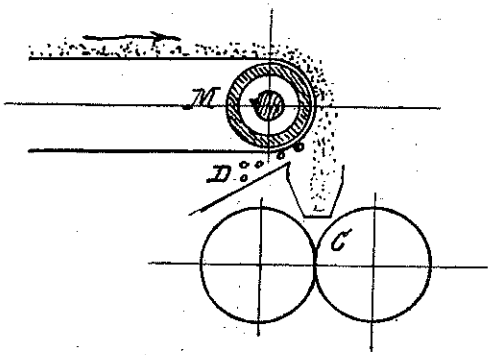


Fig. 380.

Molto indicata e conveniente è la disposizione schematicamente rappresentata nella fig. 380 quando è possibile di fare arrivare ad esempio ad una cilindraia il materiale mediante una cinghia che si svolge su di una puleggia magnetica *M*. Il materiale non magnetico abbandonato dalla cinghia cade verticalmente fra i cilindri *C* mentre i pezzi di ferro e di acciaio *Y* cadono oltre in *D* staccandosi dalla cinghia all'uscire dal campo magnetico.

CAPITOLO SEDICESIMO

STUDI, IMPIANTI ED ESERCIZIO DI OPIFICI DI PREPARAZIONE MECCANICA

Quanto è stato fin qui esposto riguardo alle diverse operazioni di cernita, frantumazione, classificazione ed arricchimento, fornisce tutti i dati necessari che, opportunamente combinati, permettono di affrontare lo studio tecnico della preparazione dei diversi minerali che più comunemente ci si presentano nella pratica corrente. Notando fin d'ora che la successione delle operazioni, la scelta e disposizione delle macchine, i loro aggruppamenti, variano naturalmente assai da un caso all'altro, tanto che può dirsi che a seconda della natura dei giacimenti e della costituzione delle sostanze minerali che se ne estraggono, a seconda delle condizioni locali per quanto riguarda la forza motrice, l'acqua disponibile, la mano d'opera, ecc.; a seconda delle disposizioni planimetriche e soprattutto altimetriche del terreno, si possono avere dei tipi di laverie affatto diversi gli uni dagli altri.

Giova qui ricordare prima di tutto che l'opportunità di un impianto di preparazione meccanica deve essere più che giustificato dalle condizioni della miniera. La vastità e potenzialità sua devono esser proporzionate all'entità della produzione e devono essere determinate con ponderazione somma onde non spingersi troppo più in là di quanto sia richiesto dalle necessità del presente, ma molte volte con larga previsione di possibilità d'ingrandimento per il caso che l'avvenire della miniera possa un giorno richiederlo.

È quindi ben naturale che se si tratta di utilizzare le materie mineralizzate estratte da una miniera nel periodo delle ricerche o anche talora al principio della sua regolare coltivazione, quando cioè il suo avvenire economico non è ancora sicuro, sarebbe un grave errore il fare un impianto di qualche importanza.

In questi casi il partito migliore è quello di cercare di estrarre dai minerali abbattuti quei prodotti ricchi che è possibile di ottenere servendosi

degli apparecchi primitivi a mano che si è avuto già occasione di studiare. Così si darà — ove nessun'altra considerazione vi si opponga — un largo sviluppo alle cernite a mano e col martello; si farà la triturazione a mano o mediante un trituratore mosso, ove ne sia il caso, con un maneggio a cavalli; si useranno per l'arricchimento dei grani i crivelli a mano; per le sabbie uno o più cassoni tedeschi, ed una o più tavole dormenti per il trattamento dei fanghi se ne vale la pena. Si avrà cura naturalmente di mettere in serbo i rifiuti provenienti da un tale trattamento primitivo, poichè, dato il loro tenore in metallo generalmente abbastanza alto, essi potranno essere ripresi in seguito e ripassati con trattamenti più perfezionati quando le sorti dell'affare portino all'esecuzione di un impianto di preparazione meccanica.

Solo quando l'avvenire sarà completamente sicuro si penserà all'impianto di un opificio completo, munito di tutti gli apparecchi più perfezionati e raggruppati in modo da funzionare nelle condizioni più economiche possibili.

Il carattere predominante negli impianti moderni di preparazione meccanica è la continuità ed automaticità del lavoro, sia in ogni operazione considerata isolatamente, sia nel passaggio da una data fase del trattamento alla fase successiva.

Così se per esempio i materiali arrivano per disposizione naturale del terreno al sommo dell'opificio, si avranno in alto gli apparecchi di frantumazione o di sfangamento seguiti dalla separazione dei minuti e dalle tavole o nastri di cernita che alimenteranno a loro volta gli apparecchi di triturazione e macinazione, i cui prodotti passeranno da sè nei vagli o trommels classificatori che li distribuiranno per categoria di grossezza diversa, mediante tubi o canali a conveniente pendenza, ai diversi crivelli. Le particelle fini in diluizione nell'acqua, che ove si lasciassero depositare non si potrebbero che difficilmente riprendere e rimettere in sospensione, andranno sia direttamente — ove la pendenza lo consenta — sia ove occorra coll'aiuto di una ruota elevatrice, d'una pompa centrifuga o altrimenti negli apparecchi a corrente ascensionale e negli spitzkasten messi ad un livello tale per cui si possano distribuire le diverse classi ottenute in tali apparecchi direttamente ai crivelli od alle tavole che dovranno effettuarne la concentrazione e l'arricchimento, o se del caso agli apparecchi di fluttuazione.

Così tutto ciò che dalla miniera arriva alla laveria potrà in molti casi, dopo la fase della cernita (se è necessaria) essere triturato, classificato e, almeno in gran parte, arricchito senza che occorra quasi il lavoro dell'operaio, il quale non interverrà che per estrarre e spedire i prodotti finiti, o talora per riprendere e rimettere in circolazione i prodotti misti da rimacinare e ripassare. La mano d'opera è quindi enormemente ridotta; ma siccome in questa continuità d'operazioni la fermata di qualche apparecchio può

spesso portare con sè la fermata di tutto l'insieme, occorre nell'impianto una grande solidità ed esattezza, una attiva sorveglianza ed una manutenzione scrupolosa e continua onde ridurre al minimo le probabilità che tali inconvenienti possano verificarsi.

È impossibile, ripetiamo il dare delle norme generali per ciò che riguarda la disposizione da adottare per le macchine ed apparecchi, potendo esse variare come si disse da un caso all'altro. Chi deve studiare un progetto di laveria dovrà saper adattare l'impianto alle condizioni più o meno favorevoli del terreno, traendo partito dei dislivelli naturali, creando questi ove non esistano con elevatori ben scelti ed opportunamente disposti. Egli cercherà di raggruppare le diverse serie di apparecchi in modo da seguire quanto è possibile l'ordine naturale del trattamento, diminuendo così le complicazioni e le false manovre. Disporrà gli apparecchi in modo che non siano addossati gli uni agli altri, ma esista invece fra loro lo spazio sufficiente acchè ne sia agevole la sorveglianza e la manutenzione. Studierà le trasmissioni in modo che siano lontane dagli operai, ma facilmente accessibili e disposte in modo che le cinghie non disturbino la circolazione o possano generare pericoli.

Per lui il ricevimento e deposito dei materiali che la miniera invierà alla laveria; la ripresa di questi per alimentare i primi apparecchi della preparazione; la presa e la distribuzione dell'acqua; la produzione e ripartizione dell'energia occorrente; la disposizione delle vie ferrate all'interno; la sortita dei prodotti e dei materiali di rifiuto; la manipolazione dei prodotti misti da sottoporre a nuovi trattamenti o da rimettere in circolazione; l'evacuazione delle acque fangose; la loro chiarificazione, ove occorra; l'illuminazione e talora il riscaldamento, nei climi freddi, sono tanti problemi spesso molto complessi e che il più delle volte si sovrappongono gli uni agli altri colle loro esigenze rendendo talora il compito molto più arduo di quanto possa parere a prima vista.

Prima tuttavia di accingersi allo studio di un progetto d'impianto occorre una conoscenza perfetta del minerale che si tratta di arricchire sia dal punto di vista della sua ricchezza in metallo sia dal punto di vista della disseminazione più o meno intima della specie o delle specie minerali in seno alle ganghe. Occorre ben conoscere la durezza e tenacità del materiale nonchè la densità dei minerali e delle ganghe che lo costituiscono. Bisogna vedere se il minerale è estratto dal giacimento tutto allo stato detritico o terroso, ovvero tutto in pezzi da frantumare e stritolare ovvero in un misto di grosso e minuto. Occorre prevedere l'arricchimento che si desidera di raggiungere, ossia stabilire il tenore dei prodotti che il trattamento dovrà fornire e possibilmente conoscere anche il tenore delle materie che si vogliono rifiutare come sterili. È inoltre necessario che sia ben determinata la quantità dei materiali grezzi che l'opificio dovrà giornalmente trattare.

In base a tutti questi dati e spesso anche subordinatamente a date circostanze locali si può stabilire la formola o procedimento progressivo che si ritiene più conveniente per il lavaggio e fissare lo schema o diagramma del trattamento indicante le serie successive delle operazioni alle quali si ritiene di dover sottoporre il minerale grezzo per ottenere il massimo rendimento colle minori perdite possibili.

Naturalmente il diagramma del trattamento sarà tanto più semplice quanto più semplice è la composizione del minerale da trattare, quanto maggiore è lo scarto di densità fra il minerale e la ganga, quanto più grossolana è la disseminazione del minerale stesso nella matrice, quanto più elevato è il limite del tenore in metallo degli sterili che si vogliono rifiutare, ecc.

Se il minerale è semplice e con disseminazione grossolana (per esempio galena a grossolani elementi in ganga calcarea o dolomitica o quarzosa) basterà per lo più dopo frantumazione una macinazione ad una coppia di cilindri non molto serrati, seguita da una classificazione larga e sommaria e da qualche crivello ad uno o a due compartimenti, i quali daranno pochi misti che potranno ripassare alla macinazione e rientrare in circolazione insieme al materiale primitivo. Si avranno pochi fini trattabili in qualche crivello filtrante e su qualche tavola. In qualche caso anzi, come ad esempio in certe miniere del Missouri, per minerali semplici del tipo di quelli ai quali abbiamo ora accennato, il trattamento fu anche più speditivo, come si vedrà più avanti.

Se invece il materiale è complesso; se la disseminazione del minerale o dei minerali nella ganga o nelle ganghe è in piccole vene, in noccioli minuti; se si ha interesse a spingere molto oltre il trattamento per rifiutare degli sterili poveri, il diagramma diventa molto più complicato, perchè si avranno frantumazioni e macinazioni graduali e più spinte; classificazioni più serrate; crivelli più numerosi ed a più compartimenti; molti misti da rimacinare e da concentrare spesso in sezioni distinte; trattatamenti di sabbie fini e di schlamms non di rado molto sviluppati e complessi.

Se il miscuglio poi diventa molto intimo fra minerali e ganghe allora invece il diagramma del trattamento nuovamente si semplifica, poichè il più delle volte si riduce ad una macinazione spinta qualche volta oltre il millimetro; ad una classificazione ora per volume e per equivalenza, ora per equivalenza soltanto, con successiva concentrazione in crivelli e tavole o semplicemente su tavole, o — attualmente molto spesso — con concentrazioni per fluttuazione.

Per certi minerali lo schema del trattamento è di una semplicità estrema. Così per esempio per molti minerali di ferro commisti a forti quantità d'argilla il trattamento si limita ad uno sfangamento energico del materiale minuto e ad una separazione dei grani minori per esempio

di 5 mm. i quali sono per lo più rifiutati o qualche rara volta lavorati rapidamente al crivello. Per altri minerali di ferro magnetici ma poveri, il trattamento si riduce a frantumazioni e triturazioni successive per sottomettere i grani fini classificati ai cernitori magnetici.

Certi depositi di fosfati omogenei e teneri non richiedono che una essiccazione e macinazione; altri di indole alluvionale non domandano che una classificazione per eliminare le parti più fini e le più grosse che sono povere; altri giacimenti invece degli stessi fosfati in noduli nella roccia ora dura ora friabile dànno dei minerali che esigono un completo trattamento di preparazione meccanica e così via.

Si potrebbero moltiplicare gli esempi per specie minerali diverse e tutti non farebbero che confermare sempre più il fatto che solo una perfetta conoscenza della composizione, natura e stato di aggregazione del minerale possono indicare, in base all'esperienza acquisita, quale potrà essere il miglior sistema da seguire per effettuare l'arricchimento e stabilire in conseguenza il diagramma del trattamento che dovrà servire di base per lo studio del progetto dell'opificio destinato a compiere il lavoro di concentrazione.

Questo studio del materiale da trattare non deve naturalmente limitarsi all'esame dell'aspetto di pochi pezzi isolati, ma deve essere fatto su quantità rilevanti e tali che rappresentino realmente la composizione media di tutto l'insieme del giacimento che lo fornisce, prelevando numerosi ed abbondanti campioni sia delle discariche e stocks esistenti, coll'aprirvi frequenti trincee, pozzetti e tagli profondi; sia abbattendo apposta all'interno, ove occorra, del materiale in posto nelle diverse zone riconosciute della miniera.

Si avranno così dei cumuli di parecchie tonnellate dai quali si potrà subito avere un'idea della quantità di grosso da frantumare, di granaglie da cernire a mano, di minuti e fini da lavare. Si potrà con successivi e ben diretti esperimenti determinare la possibilità, convenienza e rendimento della cernita a mano; si potranno prelevare dei campioni per determinare le densità delle specie minerali e delle ganghe che daranno le prime norme per la classificazione.

Un campione ben preso della parte minuta e fina, nonchè un altro dei misti ottenuti colle prove di cernita a mano frantumati anche — se non si può altrimenti — col martello con operazioni successive, potranno dare un concetto ben determinato della durezza, tenacità e modo di comportarsi delle diverse sostanze durante la spezzatura e triturazione, fornendo in pari tempo il materiale occorrente a permettere di formarsi un criterio del punto a cui converrà spingere in pratica la macinazione.

E qui può tornare utile l'uso del piccolo crivello di prova (fig. 109) ed il sistema dei diagrammi del quale si è fatto cenno nel capitolo riguardante i principii teorici della classificazione dei grani.

Si staccino da 50 a 100 kg. del campione dei minuti e fini triturati con una serie di vagli a fori di:

mm. ½, 1, 2, 3, 4, 5, 7, 10.

Si avrà prima di tutto un'idea della quantità di ogni classe. Si passi ogni classe al crivello col metodo già a suo tempo indicato e se ne ottenga il diagramma, in base alle analisi effettuate.

Dallo studio accurato di tutti i diagrammi così ottenuti si vedrà subito da che grani converrà cominciare il trattamento di lavaggio, ossia fino a che punto converrà spingere la macinazione. Si avrà un'idea abbastanza approssimata dei risultati attendibili; della possibilità dell'arricchimento e fino a quale limite; della possibilità di ottenere degli sterili più o meno poveri; della quantità e qualità dei misti. Questi triturati a loro volta; ripassati alla stacciatura ed al crivello di prova potranno anche dare altri diagrammi da studiare, mentre infine tutte le particelle minori di ½ mm. essiccate e passate ad una serie di stacci finissimi potranno dare una norma sulla quantità delle sabbie più fini e degli schlamms che si potranno avere da manipolare.

Evidentemente sia per l'interpretazione giusta dei diagrammi sia per trarne delle conseguenze che abbiano un valore attendibile e pratico occorre quella esperienza e quel colpo d'occhio che non si acquista che con una buona e lunga pratica; quella stessa esperienza che varrà a dedurre dagli esperimenti fatti il miglior sistema di trattamento; a far scegliere per le diverse operazioni gli apparecchi più adatti; ad aggrupparli e disporli in modo che possano dare il massimo rendimento possibile.

Si avranno talora dei dati positivi e più precisi se già si lavoravano antecedentemente con cernite e lavaggi a mano i materiali estratti dal giacimento nel primo periodo dei lavori di ricerca e preparazione; ovvero se esistono nella regione dei giacimenti simili ed i cui prodotti siano già l'oggetto di regolare preparazione meccanica. Sarà in tutti i casi un sacrificio pecuniario consigliabile ove se ne abbia la possibilità, il fare delle prove su una quantità conveniente del minerale da trattare in un opificio già esistente di preparazione adatto allo scopo, onde avere la conferma dei risultati delle prove già fatte in piccola scala su quantità limitate col metodo al quale abbiamo dianzi accennato, o ritrarne dei dati che valgano a modificare le conseguenze che da quelle si erano potute dedurre.

Lo studio della formula migliore pel trattamento di una data quantità di minerale va naturalmente subordinata alle esigenze economiche, poichè non bisogna mai perdere di vista il fatto che qualunque questione industriale tecnica mette capo ad un'operazione commerciale. Bisogna cioè tener sempre presente nel caso nostro che non si tratta di estrarre dal minerale grezzo tutto il metallo che i mezzi tecnici consentirebbero di ricavarne, ma occorre di proporzionare il ricavo e le perdite in modo

che il valore del prodotto ottenuto possa coprire le spese di tutte le operazioni che concorrono alla sua produzione e dare un beneficio.

Conoscendo il prezzo d'estrazione del minerale grezzo; le spese di trasporto fino alla laveria; calcolando, coi dati che la pratica e l'esperienza forniscono, le spese della preparazione meccanica pel caso di un trattamento più o meno spinto, più o meno perfetto, bisogna sapersi tenere entro i giusti limiti e stabilire la preparazione nel modo più vantaggioso a seconda delle circostanze locali in cui ci si trova. Non bisogna mai dimenticare che più spinto e perfetto è il trattamento, minori saranno le perdite, ma molto maggiore sarà il costo d'estrazione; che più alto si tiene il tenore in metallo dei prodotti e più aumentano le perdite; mentre viceversa più alto è il tenore e più è vantaggioso il prezzo di vendita perchè più proficuo diviene il lavoro del metallurga.

Bisogna quindi stabilire un esame comparativo fra le diverse soluzioni che praticamente si presentano possibili in base allo studio del minerale e dei diagrammi o dei risultati ottenuti con opportune prove in grande tenendo conto del valore commerciale dei prodotti ottenibili; del rendimento e delle perdite presumibili in relazione al tenore dei prodotti ed ai sistemi più o meno perfetti dei trattamenti tecnicamente possibili; del costo di lavorazione e delle condizioni dell'affare, sia riguardo al presente, sia riguardo all'avvenire più o meno lungo, più o meno promettente dell'affare stesso.

Non sempre la minor perdita negli sterili ed il miglior rendimento in metallo bastano a far ritenere che un dato procedimento è commercialmente il migliore, poichè esso richiede in generale una maggior spesa di lavorazione; nè il sistema che costa meno potrà sempre dirsi il migliore, poichè le perdite negli sterili, per esempio, possono più che neutralizzare il vantaggio apparente. È quindi evidente che la scelta del metodo di trattamento non potrà condurre ad un successo commerciale se non si è tenuto il debito conto di tutti i fattori indicati e del valore commerciale dei minerali ottenibili.

Il valore commerciale dei minerali era in generale determinato da formule di vendita speciali per ogni specie minerale non solo, ma molte volte differenti fra loro per uno stesso minerale a seconda dell'officina che lo comprava. In tutte queste formule entrava come variabili il tenore in metallo ed il suo prezzo o corso sul mercato e come costanti la perdita in metallo che si aveva nel trattamento metallurgico e le spese di questo trattamento calcolate — s'intende — largamente perchè vi fosse un margine di beneficio.

La guerra e le conseguenti perturbazioni economiche che ne derivarono hanno completamente sconvolto il mercato dei metalli e le contrattazioni per le vendite dei minerali non si svolgono quasi più coi metodi dell'anteguerra.

Predomina in generale il sistema di fissare un prezzo per tonnellata di minerale ad un dato tenore stabilito come base e che può subire variazioni in relazione con le oscillazioni del corso del metallo, con una quota fissa di aumento o di diminuzione di tale prezzo per ogni unità in più od in meno sul tenore fissato come base; e ciò spesso fino al limite minimo stabilito di tenore al disotto del tenore base.

Volendo il valore della tonnellata di prodotto nel luogo di produzione bisognerà dedurre dal valore commerciale (valore nel luogo di consegna) il costo di trasporto e nolo fino a destinazione; le spese d'assicurazione marittima; i noli pagati in più per le perdite in via (circa il 2 %), per l'umidità, ecc.; la spesa di campionatura, di sbarco, d'analisi, ecc.

Come si ebbe a ripetere più volte, se la preparazione meccanica vale ad aumentare il prezzo dell'unità di tenore e se dà quindi valore commerciabile ad un minerale che altrimenti non ne avrebbe avuto alcuno, essa non può conseguire il suo scopo senza dar luogo a perdite di metallo spesso ingentissime e il più delle volte inevitabili, e che sono tanto più importanti quanto più si vogliono concentrare ed arricchire i prodotti.

Si avranno quindi a tale concentrazione due limiti; uno massimo che non converrà oltrepassare, poichè altrimenti il valore delle perdite unito alle spese di trattamento va al di là dell'aumento di valore conferito al minerale preparato; ed un altro minimo dato dalla necessità di avere nel prodotto il tenore sufficiente acciocchè esso possa essere utilmente trattato o convenientemente venduto.

Fra questi due estremi sta la risoluzione del problema pratico che deve sempre proporsi la preparazione meccanica e che è in termini generali il seguente: « Dato un minerale povero ad un dato tenore portarlo ad un tenore tale che consenta di ottenerne il massimo beneficio economico ». Il rendimento in metallo ricavato nei prodotti potrà avere quindi un massimo tecnicamente possibile molto superiore al rendimento commercialmente più conveniente.

Riprendiamo in esame la formula già data nel trattare dei diagrammi di lavaggio:

$$P\,T + (1 - P)\,t = 0$$

nella quale si ricorda che P è la quantità (espressa in centesimi) di prodotto ad un tenore commerciabile T, ottenibile col lavaggio da un dato minerale il cui tenore iniziale era eguale a 0, e t il tenore del rifiuto sterile.

Da questa si ricava:

$$P = \frac{0 - t}{T - t}$$

ossia: « il rendimento in peso di una tonnellata di un dato minerale da trattare è uguale al rapporto tra il tenore di questo ed il tenore del prodotto, diminuiti entrambi del tenore degli sterili ».

Evidentemente il rapporto inverso:

$$N = \frac{1}{P} = \frac{T - t}{\theta - t}$$

darà in tonnellate la quantità N di minerale da trattare per ottenere una tonnellata di prodotto finito; quantità che come si vede cresce rapidamente col crescere di T e specialmente col diminuire di θ.

I valori di P e di N sarebbero noti se per un dato minerale si conoscesse il valore di t che corrisponde ad un dato arricchimento T del prodotto P, e giova qui notare che se il tenore t dello sterile varia col variare del tenore T del prodotto da ottenere non gli è tuttavia proporzionale, ma aumenta più rapidamente di esso e non è determinabile che coll'esperienza diretta. Lo studio dei diagrammi ottenibili coll'uso del piccolo crivello di prova potrà dare subito appunto un'idea chiara della variazione di t col variare di T.

Il rendimento R in metallo sarà dato evidentemente dalla formula:

$$R = \frac{T}{N\,\theta} \times 100.$$

Ora se, per un dato valore di θ, T cresce, cresce pure N e diminuisce il valore del rapporto $\frac{T}{N}$ perchè N cresce più rapidamente di T. Si vede quindi che col crescere di T il rendimento in metallo tende a diminuire rapidamente. Similmente se T è costante e diminuisce invece θ cresce rapidamente N ed il valore di R cala pure rapidamente. E ancora, siccome volendo ottenere dei prodotti ad alto tenore N aumenta, se c rappresenta il costo di lavaggio riferito alla tonnellata trattata, il valore cN della tonnellata prodotta andrà naturalmente crescendo.

Ne consegue che quando il corso del metallo cala e quindi diminuisce il valore della tonnellata prodotta; se l'opificio è al limite massimo della sua produzione, per cui non può coll'aumentare la produzione compensare il diminuito beneficio per tonnellata, si è spesso costretti ad elevare il tenore T onde dare alla tonnellata prodotta un maggior valore, e questo aumento dovendo anche contribuire a compensare il maggior costo di produzione per tonnellata, ne viene naturalmente una notevole diminuzione nel rendimento in metallo.

Ecco quindi l'importanza di non trascurare, nell'accingersi allo studio di un progetto di lavaggio, l'esame delle formule di vendita non solo, ma anche delle fluttuazioni del corso dei metalli onde tenerne il debito conto nei preventivi dei rendimenti e degli utili.

Il tenore dei prodotti è adunque a buon conto, nella maggior parte dei casi ed entro i dovuti limiti, una questione commerciale che può dipendere da circostanze locali svariatissime. Così ad esempio la lontananza dai luoghi di vendita dei prodotti può indurre ad arricchire i medesimi per compensare le spese di trasporto, mentre l'utilizzazione sul posto stesso di essi può permettere di ridurre spesso al minimo l'arricchimento: o ancora le condizioni che il metallurga impone riguardo alle percentuali di impurità tollerabili o no nei prodotti (fosforo nei minerali di manganese; piombo, arsenico o pirite nei minerali d'antimonio; piombo nei minerali di zinco e viceversa; calce, silice, barite, secondo i casi, nei minerali di zinco, ecc.) può indurre ad elevare il tenore dei prodotti stessi onde liberarli dalle sostanze che altrimenti li deprezzerebbero.

Talora invece la considerazione del valore delle perdite si impone per sconsigliare un arricchimento troppo spinto; come per esempio quando si ha da fare con dei minerali di piombo molto argentiferi e nei quali l'argento non sia tutto combinato al solfuro di piombo, ma in parte sia allo stato di solfuro d'argento libero nella galena o nelle ganghe, o allo stato di solfuri doppi, ecc., giacchè in questi casi appunto per evitare ingenti perdite d'argento non si spinge spesso il tenore in piombo che al 40 % ed anche talora al 30 %.

Analogamente il rendimento ottenibile in metallo è soggetto a grandi variazioni da un caso all'altro per una stessa specie minerale, sia per le diverse condizioni d'associazione e d'aggregazione dei minerali e delle ganghe; sia per il diverso prezzo dei prodotti ottenibili che quanto più sono di valore tanto più consentono che sia spinto oltre il trattamento anche se costoso; sia infine per tutte le ragioni precedentemente esposte. Così mentre per i minerali di rame il rendimento può attualmente oscillare fra l'80 e il 95 %, perchè ci si può contentare talora di tenori poco elevati nei prodotti e perchè, colla fluttuazione, si può spingere molto oltre il ricupero; pei minerali di zinco può scendere anche al disotto del 40 % e può per fluttuazione salire all'85 %. Per i minerali d'oro il rendimento varia entro limiti amplissimi, ossia fra il 50 ed il 95 % e similmente quello dei minerali di piombo può oscillare tra il 90 % ed il 40 %.

Anche il costo di lavaggio, che in generale è valutato in base alla tonnellata di materiale grezzo trattato, è assai variabile a seconda del trattamento stesso e delle condizioni locali.

A parte la buona disposizione dell'impianto, la buona condotta del lavoro ed il trattamento più o meno spinto influiscono ancora prima di tutto, sempre ed in modo speciale sul costo del lavaggio le condizioni locali riguardanti la mano d'opera, la forza motrice, l'alimentazione d'acqua e l'importanza dell'impianto, ossia la maggiore o minor massa di materiale che l'officina è destinata a trattare. In secondo luogo ed in proporzioni variabilissime a seconda dei casi le distanze e le condizioni di trasporto dei prodotti e dei generi di consumo, nonchè i prezzi dei medesimi ed infine in casi speciali l'evacuazione delle materie sterili e delle acque fangose.

Lo studio fatto dei principali apparecchi che servono a compiere le diverse operazioni a cui possono o devono essere assoggettati i minerali per essere convenientemente arricchiti e le indicazioni date sul loro uso potrebbero — a rigor di termini — essere guida sufficiente nella scelta di quelli da adottare in ogni caso speciale. Tuttavia non si ritiene superfluo l'esaminare ancora questa importante questione dal punto di vista pratico di fissar meglio a tale riguardo le idee di chi studia; idee che maturate poi da visite ripetute a buone laverie esistenti e sopratutto dai consigli di coloro ai quali una lunga esperienza consente di discuterle e occorrendo modificarle in dati casi, potranno condurre ad una padronanza della materia che sarebbe impossibile di acquistare dalle pagine di un libro.

Requisiti generali di qualunque apparecchio di preparazione sono: la buona costruzione e la solidità massima nell'insieme e nei dettagli; la possibilità di ricambiare agevolmente e presto le parti soggette ad usura; la manutenzione facile e ridotta al minimo possibile; la massima semplicità tollerabile dalla natura del lavoro da compiere e la sicurezza nella lubrificazione. Da questi requisiti dipende in gran parte la continuità e regolarità del funzionamento di una laveria e quindi è da raccomandare di ricorrere a preferenza per gli acquisti a quelle Case costruttrici i cui apparecchi sono già ben conosciuti e la cui bontà è sanzionata dall'uso continuo in opifici noti per i buoni risultati che forniscono.

Per la frantumazione la pratica corrente ha dato da noi la preferenza ai frantoi a mascella, mentre in America ed in Australia sono numerosi i casi d'impiego dei frantoi a rotazione, i quali potrebbero anche da noi trovare l'applicazione loro quando si tratti di forti masse da frantumare con un solo apparecchio (per economia di spese d'impianto e d'esercizio).

Per la riduzione dei grani minori di 40 mm., salvo in casi specialissimi, ai frantoi di tipi speciali già descritti sono da preferirsi i cilindri triturator, sia perchè il frantoio è un apparecchio intermittente, imperfettamente equilibrato e ad andamento alternativo, mentre i cilindri sono ad azione rotativa e, specialmente nei cilindri equilibrati e sospesi, perfettamente equilibrata; sia perchè di funzionamento più economico e sicuro.

Il limite economico di alimentazione dei cilindri è fra i grani massimi di 50 mm. e quelli minimi di ½ mm.

Per macinare al disotto di ½ mm. non sono consigliabili.

Quando si devono rimacinare dei misti fini provenienti dagli apparecchi di un primo trattamento e la macinazione deve essere spinta oltre il ½ mm. non resta che ricorrere ai molini a palle, ai molini a sbarre, od alle vere macine (macine Chiliane, ecc.), le quali ultime possono essere preferite in certi casi di minerali ricchi ad onta del loro costo elevato, del forte peso, delle grandi dimensioni e della gran forza che assorbono di fronte al rendimento relativamente debole, perchè sono di funzionamento sicuro, richiedono poca manutenzione e fanno un buon lavoro.

Gli altri macinatori descritti possono trovare il loro impiego solo in casi specialissimi, come già si ebbe a dire; così per esempio i disintegratori non sono consigliabili che per materiali teneri, l'uso dei tube-mills, delle tine macinatrici (Grunding-pans) è ristretto in generale al trattamento dei minerali d'oro, ecc.

Da entrambi, se ben proporzionati e ben disposti si possono ottenere delle classificazioni ottime. Diremo tuttavia che la tendenza odierna è favorevole ai classificatori della seconda categoria per la loro potenzialità grande in spazio e altezze ridotte, per il minore e più regolare consumo delle lamiere forate, per l'utilizzazione completa e continua di tutta la superficie filtrante, perchè producono meno fanghi, per la più facile sorveglianza dell'andamento del lavoro, ecc.

Per la classificazione per equivalenza sono, come si sa, svariati i tipi d'apparecchi adottabili, ma si ritiene che pochi possano rivaleggiare cogli idrovagli Ferraris per bontà e semplicità di funzionamento, purchè sia ben studiata la disposizione della tubazione e la diluizione della torbida.

Sulla scelta della classificazione delle sabbie per volume o per equivalenza può anche influire il sistema che si intende di adottare nel successivo arricchimento delle diverse classi; a seconda cioè che si vuol dare la preferenza ai crivelli fino alla concentrazione delle sabbie finissime o spingere l'uso delle tavole moderne fino alle sabbie grossolane, poichè queste ultime, data l'influenza che ha in esse sulla separazione dei grani la differenza di volume e di forma delle particelle di ganga rispetto a quelle della sostanza utile da ricavare, possono dare un buon lavoro e talora un miglior lavoro anche con materiali classificati per equivalenza, mentre — salvo casi speciali — coll'uso dei crivelli filtranti si lavorano meglio i grani di uniforme volume.

Per l'arricchimento dei grani gli apparecchi usati sono, come è noto, i crivelli che furono studiati in dettaglio e sufficientemente per permettere di adattarne l'impiego ai singoli casi che possono presentarsi.

Quando si arriva a dover provvedere al trattamento delle sabbie a grani minori di mm. 1,5 si può talora esitare nel dare la preferenza al crivello od alle tavole.

Certo tale esitazione non poteva sorgere prima che entrassero a far parte e parte importantissima dell'armamentario delle laverie le moderne tavole oscillanti o vibranti che in molti casi aprirono nuovi orizzonti alla preparazione meccanica. Prima d'allora il dominio dei crivelli si estendeva incontrastato fino ai grani di ¼ di mm., e solo al di là di questi limiti minimi si ricorreva alla concentrazione per tavole. Oggidì le tavole hanno invaso sempre più il campo già riservato ai crivelli nel trattamento delle sabbie ed in molti casi non senza ragioni plausibili.

Ed invero se si esamina la differenza del lavoro al quale sono sottoposte le particelle che arrivano in sospensione nell'acqua per addensarsi

in uno strato di spessore sempre notevole nell'interno dello spazio assai ristretto di un crivello o che vanno invece ad espandersi sulla estesa superficie di una moderna tavola oscillante, non si può a meno di convenire che le condizioni nel secondo caso devono essere più favorevoli alla separazione loro. Nella zona angusta del compartimento di un crivello le particelle fra loro a contatto e serrantisi, specie nel periodo d'ascesa dello stantuffo, si separano bensì obbedendo alla gravità e secondo le leggi della caduta dei grani in massa, ma devono naturalmente ostacolandosi a vicenda non consentire certamente di trarre tutto il partito possibile dalla differenza di forma e di volume dei grani mineralizzati o sterili, cosa importantissima quando il materiale da concentrare proviene da un classificatore idraulico.

Le condizioni già esaminate del lavoro speciale a cui sono sottoposti i piccoli grani nel crivello e sulle tavole valgono a spiegare il fatto non raro che certi materiali che al crivello non davano che una separazione difettosa diedero invece un esito soddisfacente quando furono concentrati su buone tavole. È quindi consigliabile di procedere a delle prove concludenti a tale riguardo nei casi dubbi; esse non rappresenteranno mai certamente una perdita di tempo o di denaro da rimpiangere.

La scelta del motore da destinarsi ad una laveria è il più delle volte in relazione a svariate condizioni locali e va dalle turbine idrauliche, in casi eccezionali, ai motori a vapore, a quelli a gas povero od ai motori a scoppio di tipi diversi.

Ma quando è possibile la trasmissione di movimento per motori elettrici è sotto tutti i punti di vista la migliore.

Le correnti possono essere continue od alternate e fra queste specialmente le trifasiche sono molto vantaggiose.

Il motore trifasico supera quello a corrente continua per la maggior semplicità di costruzione, per l'assenza di contatti di frizione, per maggior sicurezza di funzionamento e sopratutto per la grande costanza nella velocità, cosa di grande importanza in laveria specialmente per ciò che riguarda il buono e regolare funzionamento degli apparecchi del fino e delle tavole in particolare.

Nelle laverie non conviene naturalmente spingere molto oltre la ripartizione della forza con motori elettrici, come può farsi per esempio in uno stabilimento di costruzioni meccaniche dove molte macchine sono a lavoro intermittente. Qui trattandosi di apparecchi a marcia continua o quasi conviene raggruppare con giusto criterio pratico sotto l'azione di ogni motore un certo numero di essi in modo da avere dei motori di 20 e più cavalli, sia per ridurre il numero di questi, sia perchè i motori di tale forza hanno un rendimento dell'80 all'85 % mentre i piccoli non arrivano che al 70 %.

Le trasmissioni elettriche in una laveria consentono una maggiore

elasticità nella disposizione del macchinario e quindi spesso una migliore utilizzazione dello spazio e delle altezze; portano con sè l'eliminazione delle grandi cinghie e la possibilità di avere delle trasmissioni leggere, con riduzione del loro costo e dell'energia che assorbono; presentano una gran facilità e prontezza nel mettere in moto od arrestare ogni singolo gruppo; dànno inoltre, come si disse, una costanza nella velocità che non è paragonabile a quella che si ottiene nelle condizioni ordinarie.

L'energia sviluppata dal motore o dai motori viene trasmessa ai singoli punti di distribuzione, mediante alberi di trasmissione che portano le pulegge di comando dei diversi apparecchi.

La massima attenzione e cura deve apportarsi nella scelta delle trasmissioni. Le trasmissioni difettose generano frequenti interruzioni nel lavoro, sviluppano attriti fortissimi consumando una ingente forza in pura perdita e molta materia lubrificante. Occorre quindi che il materiale sia di ottima qualità; che tutti gli organi abbiano la robustezza necessaria a resistere con sicurezza agli sforzi ai quali sono soggetti, senza eccesso, che sarebbe non solo superfluo ma dannoso, di materia; che la lubrificazione sia continua ed economica; che il montaggio ne sia rapido e sicuro.

Per la trasmissione dell'energia dalle motrici agli alberi e da questi ai singoli apparecchi si possono usare cinghie di cuoio o di tessuto. Le prime hanno il vantaggio di essere più facilmente riparabili e di avere un certo valore anche quando si mettono fuori uso: tuttavia trattandosi nel caso delle laverie di ambienti umidi e più ancora se si è in climi caldi le seconde rendono ottimi servizi. Nella scelta delle cinghie di trasmissione è bene tener d'occhio prima la qualità e poi il prezzo, poichè una cinghia di qualità scadente può portare con sè una perdita costante di forza, continue fermate e perdite di tempo per riparazioni e breve durata della cinghia stessa.

Riguardo alla scelta della località può dirsi che è sempre meglio, se si può, che la laveria sorga in vicinanza del pozzo o dell'ultima via d'uscita della miniera. Sono così evitate le spese e gli inconvenienti di lunghi trasporti e si ha inoltre il vantaggio dell'accentramento di tutti i servizi. Tuttavia la necessità di accostarsi ad un corso d'acqua o di creare una conveniente altezza per l'impianto; la difficoltà di procurarsi uno sbocco ed un deposito per gli sterili; il caso in cui uno stesso impianto sia destinato al trattamento di minerali provenienti da diversi punti l'uno dall'altro discosti ed altre considerazioni speciali possono far sì che la laveria deva sorgere in località più o meno lontana dalla miniera.

In qualunque caso, se nulla vi si oppone, converrà far sì che fra il piano d'arrivo dei minerali da trattare e quello d'introduzione dei medesimi in laveria si abbia un conveniente dislivello onde creare dei depositi di una certa entità e permettere, se ne è il caso, l'impianto di griglie di separazione del grosso dal minuto con facili ed economiche riprese dei materiali classificati.

Ciò non presenta difficoltà gravi ove l'impianto possa svilupparsi lungo il declivio di un monte e non si abbia limitazione di altezza; ma quando l'altezza di cui si dispone è per una ragione od un'altra molto limitata, e più ancora quando il terreno è pianeggiante il problema non è spesso di facile soluzione ed obbliga a ricorrere a trasporti in ascesa talora non indifferenti.

Quando la quantità da trattare non arriva alle 80 o 100 tonnellate per 10 ore di lavoro, l'impianto si fa per lo più di una sola serie di apparecchi. Ma quando si abbiano grandi quantità da manipolare si preferisce talora di suddividere il trattamento in diverse serie o sezioni la cui capacità oraria varia nei casi ordinari dalle 5 alle 7 tonnellate di materiale grezzo.

Questa disposizione consente la fermata di una sola sezione in caso di riparazioni, di modificazioni importanti o di scarsità momentanea di materiali da trattare; rende più agevole il dividere nelle volute proporzioni il trattamento del grosso e del minuto e permette di passare certe varietà di minerali più ricchi separatamente dai materiali più poveri che richiedono un trattamento più rapido e più economico.

Attualmente l'estensione raggiunta dalla preparazione meccanica nell'arte delle miniere è tale da conferirle un'importanza di prim'ordine. Alle antiche laverie in generale piccole e mal montate, con apparecchi imperfetti e rudimentali si sostituirono degli impianti spesso imponenti, nei quali si trae partito di tutte le risorse dell'ingegneria moderna in fatto di costruzioni murarie e metalliche; di tutti i principali studi e trovati più recenti della meccanica; di tutti gli apparecchi che il progresso dell'arte stessa del lavatore ha fatto perfezionare o inventare.

Sarebbe quindi forse una vera presunzione il tentare di dare delle norme categoriche per lo studio di un progetto di laveria e queste norme non sarebbero d'altra parte facili da concretare, data la varietà dei casi che possono presentarsi.

L'esperienza personale e la nozione chiara e precisa dei risultati ottenuti in laverie esistenti e ben condotte dall'uso di una o d'un'altra disposizione d'insieme ovvero da uno od un altro aggruppamento d'apparecchi per una data fase del trattamento; il senso pratico che si acquista solo lavorando ed osservando, guideranno senz'altro chi si accinge alla compilazione di un progetto nell'applicazione del corredo di cognizioni tecniche di cui sarà a dovizia fornito.

Più di altre lunghe considerazioni riteniamo possa essere di qualche giovamento pratico l'esame di un paio di studi di massima compilati apposta per indicare degli esempi di qualcuna delle disposizioni possibili per i diversi gruppi d'apparecchi, date diverse condizioni altimetriche del terreno ed esigenze diverse di trattamento e ciò non già per indicarle come modelli, ma unicamente per fissare le idee di chi ancora non è del tutto

padrone della materia, preparandolo per così dire alle visite indispensabili ad opifici di preparazione e rendendogli inoltre più facile il seguire, l'apprezzare e l'utilizzare occorrendo qualche esempio che verrà dato di trattamenti pratici scelti fra quelli che potevano rappresentare dei casi tipici per qualità di minerali e per esigenze speciali di preparazione.

I due studi di massima si riferiscono a trattamenti *esclusivamente* gravimetrici ormai sorpassati: ma il cui confronto con gli esempi dei perfezionati trattamenti moderni (che si fanno seguire) sarà di indubbio interesse istruttivo e pratico.

Gli schizzi alla scala di circa 1:300 delle figg. 381 e 382 rappresentano in pianta ed in sezione lo *studio di massima* di una laveria che si svolge a mezza costa su pendìo piuttosto ripido e con una altezza disponibile di 22 metri dal piano di carico a quello d'evacuazione degli ultimi sterili.

Il materiale da trattare sarebbe un minerale composto di blenda a grossolana disseminazione in ganga di quarzo e schisto, con un po' di galena e molta siderite. Il tenore medio è del 17 % di Zn e solo 2 % di Pb onde la separazione di quest'ultimo non è conveniente.

Il materiale sarebbe fornito dalla miniera nella proporzione media di 50 tonnellate al giorno (giornata di 10 ore) di roccie da triturare e 70 tonnellate di minuti a grani minori di 35 mm. alquanto argillosi.

Le tabelle a pagg. 628-629 dànno chiaramente il diagramma o schema del trattamento che mediante le lettere di riferimento può essere seguito sugli schizzi.

La forza motrice occorrente (circa 110 HP) verrebbe dalla centrale elettrica della miniera e si ripartirebbe come segue:

Motore N. 1 = HP 30 = 1 frantoio; 2 vagli piccoli; 1 tavola rotonda; 2 cilindraie; 1 noria; 1 vaglio sfangatore; 1 nastro di cernita; 1 pompa centrifuga.
» » 2 = » 15 = gruppo di 3 vagli e 10 crivelli.
» » 3 = » 15 = id. id.
» » 4 = » 15 = id. id. 6 crivelli e 6 tavole.
» » 5 = » 15 = pompa centrifuga (congiunzione con accoppiamento elastico).
» » 6 = » 7 = cilindraia e noria centrali.
» » 7 = » 10 = cilindraia; noria; vaglio; 2 crivelli; 1 tavola.

Occorreranno in andamento normale circa 3200 litri d'acqua, dei quali 1000 arrivano da uno sbarramento a monte mediante il tubo *t t* nel primo compartimento della cassa *G*, il cui sfioratore passerà nel 2° compartimento della detta cassa entro il quale immette la colonna premente della pompa a turbine multipla *P* la quale eleva circa 2200 litri al minuto d'acqua chiarificata dai bacini fronteggianti la laveria.

Dalla cassa G la metà circa dell'acqua pulita è elevata mediante la pompa p alla cassa superiore esterna U per alimentare tutti gli apparecchi

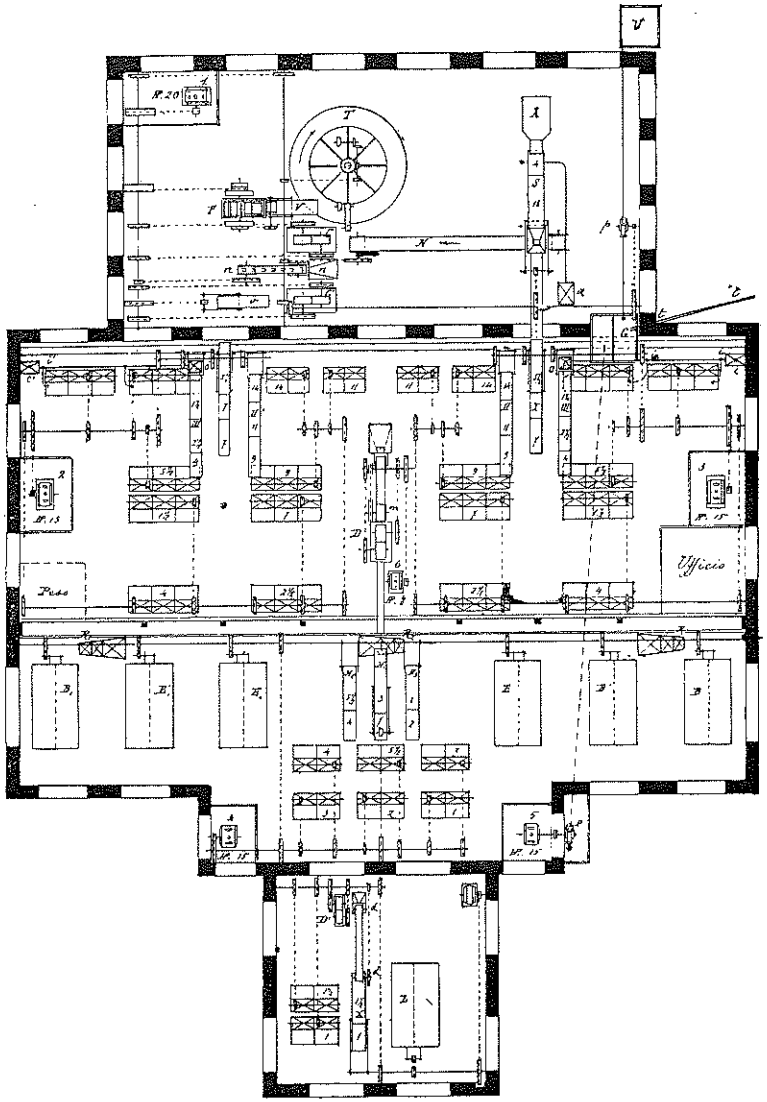


Fig. 381.

superiori. Il livello dell'acqua nella cassa U è tale da assicurare un battente d'acqua sul piano del vaglio S sufficiente a dare agli spruzzi la violenza necessaria per produrre lo sfangamento.

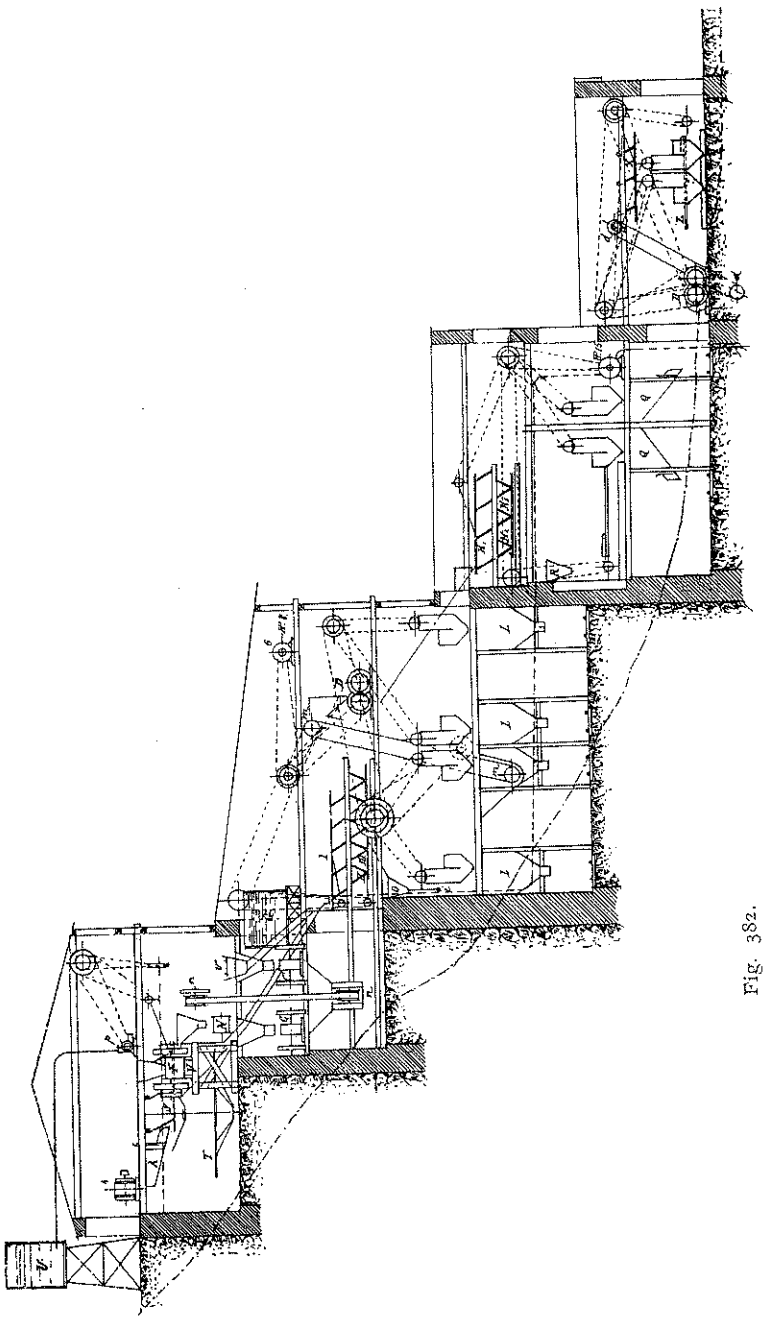


Fig. 382.

Lettere di riferimento	Qualità e numero degli apparecchi	Provenienza dei materiali all'entrata negli apparecchi	Destinazione dei materiali e prodotti alla sortita
A	Cassa di spappolamento	dai depositi	al vaglio sfangatore *S*.
S	Vaglio sfangatore	da *A*	grani < 4 mm. alla cassa *a*: 4-18 al vaglio *I*: > 18 mm. al nastro *N*.
N	Nastro di cernita	da *S*	blenda al magazzeno: sterile alle discariche: misto a *C*.
a	Cassa di decantazione ..	da *S*	grani al vaglio *III*: acque fangose a *c*.
I	Vaglio (5 ⅓-7)	da *S*	< 5 ⅓ a *III*: 5 ⅓-7 al relativo crivello: > 7 a *II*.
II	Vaglio (9-11-14)	da *I*	7-9; 9-11; 11-14; 14-18 ai relativi crivelli.
III	Vaglio (1 ⅓-2 ⅓-4) ...	da *I*	4-5 1/2; 2 1/2-4; 1 1/2-2 1/2 ai relativi crivelli: < 1 1/2 ad *O*.
O	Cassa di partenza tubazione idrovagli	da *III*	agli idrovagli *i*.
i	2 idrovagli	da *O*	prodotto ai due crivelli relativi: rifiuto a *c*.
c	Cassa collettrice	da *i* e da *a*	al partitore o spitzkasten *R*.
R	Partitore	da *c*	prodotto 1ª, 2ª cassa alla tavola *B*: 3ª alla tavola *B'*: rifiuto ai bacini.
G	10 crivelli	da *I*, *II*, *III*, ed *i*	blenda leggermente piombosa al magazzeno: blenda con siderite al trattamento magnetico: sterile alle tramogge *L*: misto blendoso ad *mm*.
B	2 tavole	da *R*	blenda al magazzeno: sterile alle casse inferiori; misti a *dd*.
F	Frantoio	dai depositi	a *V*.
V	Vaglio (18 mm.)	da *F*	grani > 18 alla tavola *T*: grani < 18 al vaglio *I'*.
T	Tavola rotonda di cernita	da *V*	blenda al magazzeno: sterile in discarica: misti a *C*.
C	Cilindraia	da *N* e da *T*	alla noria *nn*.
nn	Noria	da *C*, *C'* e *v*	a *v*.
v	Vaglio (18 mm.)	da *nn*	grani < 18 al vaglio *I'*: grani > 18 a *C'*.
C'	Cilindraia	da *v*	alla noria *nn*.
I'	Vaglio (5 1/2-7).....	da *V* e *v*	< 5 1/2 a *III'*: 5 1/2-7 al relativo crivello: < 7 a *II*.
II'	Vaglio (9-11-14)	da *I'*	7-9; 9-11; 11-14; 14-18 ai relativi crivelli.

Lettere di riferimento	Qualità e numero degli apparecchi	Provenienza dei materiali all'entrata negli apparecchi	Destinazione dei materiali e prodotti alla sortita
III'	Vaglio (1 1/2-2 1/2-4)	da *I'*	4-5 1/2; 2 1/2-4; 1 1/2-2 1/2 ai relativi crivelli: < 1 ⅓ ad *O'*.
O'	Cassa di partenza tubazione idrovagli	da *III'*	agli idrovagli *i'*.
i'	2 idrovagli	da *O'* da *i'*	prodotto ai due crivelli relativi: rifiuto a *c'*.
c'	Cassa collettrice	da *c'*	al partitore o spitzkasten *R'*.
R'	Partitore	da *I'*, *II'*,	1ª-2ª cassa alla tavola B_1: 3ª alla tavola B_1': rifiuto ai bacini.
G'	10 crivelli	*III'* ed *i'*	blenda leggermente piombosa al magazzeno: blenda con siderite al trattamento magnetico: sterile alle tramogge *L*: misto blendoso ad *mm*.
B'	2 tavole	da *R'*	blenda: sterile: misti a *dd*.
mm	Noria	da *G* e *G'*	a *D*.
D	Cilindraia	da *mm*	ad H_1.
H_1	Vaglio (3-7)	da *D*	< 3 ad H_3: 3-7 ad H_2: > 7 al relativo crivello.
H_2	Vaglio (1-2)	da H_1	< 1 ad R_2: 1-2; 2-3 ai crivelli relativi.
H_3	Vaglio (4-5 1/2).....	da H_1	3-4; 4-5 1/2; 5 1/2-7 ai crivelli relativi.
R_2	Classificatore idraulico .	da H_3	1ª-2ª cassa tavola b_1; 3ª cassa tavola b_2: sfioratore ai bacini.
g	6 crivelli	da H_1 H_2 H_3	blenda: sterile: misti a *Q*.
E	2 tavole	da R_2	blenda: sterile: misti a *dd*.
D_1	Cilindraia	da *g*	a *dd*.
dd	Noria	da *Q*, *B*, *B'*, *b*, *y*, *z*	ad *X*.
X	Vaglio (1/2-1).....	da *dd*	1-2; ½-1 ai crivelli *Y*: < 1/2 alla tavola *Z*.
Y	2 crivelli	da *X*	blenda: sterile: misti a *dd*.
Z	Tavola	da *X*	blenda: sterile: misti a *dd*.

La rete dei tubi distributori deve essere disposta in modo che tutti i vagli, idrovagli e tavole ricevano acqua pulita.

Lo studio del materiale coi diagrammi e le prove fatte su una certa quantità di minerale in una laveria esistente, avrebbero fornito i dati suffi-

cienti per fare un calcolo preventivo del rendimento in metallo, che può impostarsi nel modo seguente:

Chiamando M il materiale entrato in laveria, B la blenda mercantile leggermente piombosa da ottenere nei primi compartimenti dei crivelli, b la blenda ferruginosa (con siderite) da calcinare ed arricchire col trattamento magnetico; m, m', m'' i misti blendosi da rimacinare e ripassare, la formula del primo trattamento per 100 tonn. di M sarà:

Zinco contenuto in M — Zinco contenuto in B — Zinco contenuto in b — Zinco contenuto in m — Zinco contenuto nei rifiuti

$$100\,T \times 17\% = (8\,T \times 50\%) + (14\,T \times 40\%) + (45\,T \times 10\%) + (45\,T \times x\%)$$

onde x (tenore medio delle materie rifiutate) sarà eguale a 6,5 %.

Le 45 tonn. di misto blendoso al 10 % vanno alla noria $m\,m$ e sono rimacinate e ripassate secondo la formula seguente:

Zinco contenuto in m — Zinco contenuto in b — Zinco contenuto in m' — Zinco contenuto nei rifiuti

$$45\,T \times 10\,\% = (3\,T \times 40\,\%) + (15\,T \times 10\,\%) + 27\,T \times x'\,\%)$$

onde $x' = 6{,}7$ %.

Finalmente le 15 tonn. di misto blendoso m' al 10 % daranno ripassate il seguente risultato:

Zinco contenuto in m — Zinco contenuto in b — Zinco contenuto in m'' — Zinco contenuto nei rifiuti

$$(15\,T \times 10\,\%) = (1\,T \times 40\,\%) \times (5\,T \times 10\,\%) \times (9\,T \times x''\,\%)$$

onde $x'' = 7{,}2$ %.

Il rendimento totale presumibile in metallo sarà:

$$\frac{(8\,T \times 50\,\%) + (3\,T \times 40\,\%) + (1\,T \times 40\,\%)}{100\,T \times 17\,\%} \times 100 = 66\%$$

ed il rendimento in peso sarà:

$$\frac{100\,T}{26\,T} = 3\,T{,}870.$$

Un altro studio di massima è quello dato cogli schizzi in scala di 1 : 300 delle figg. 383 e 384. In esso si suppone che non si disponga che di 8 m. di differenza di livello tra l'arrivo dei materiali ed il piano d'evacuazione dei rifiuti sterili. L'acqua sarebbe tutta da elevare dal piano inferiore. Il minerale sarebbe un miscuglio di blenda e galena in unione non molto intima fra loro e sparse in una ganga quarzosa ora in noduli di un certo volume ora invece in venule molto esili: esso è di due qualità distinte che arrivano separate alla laveria in proporzione quasi eguale ed in un misto

di pezzi e di minuto. Una quantità è molto ricca di galena; l'altra invece ne contiene relativamente poca. Si vuole che i misti dopo macinazione rientrino nel trattamento generale formando una laveria a *ciclo chiuso*.

L'impianto è su terreno a lieve pendenza: è capace di trattare 120 tonnellate in 10 ore di lavoro e si compone di due serie identiche.

Lo schema di trattamento della prima serie, che tratterebbe le qualità più ricche di piombo, è dato dalla tabella seguente:

Lettere di riferimento	Qualità e numero degli apparecchi	Provenienza dei materiali all'entrata negli apparecchi	Destinazione dei materiali e prodotti alla sortita
O	Griglia da 25 mm.	dal cantiere	minuto alla tramoggia b e quindi montacarichi M: grosso al frantoio F.
F	Frantoio (regolato a 25 millimetri)	da O	al vaglio V.
V	Vaglio (18 mm.)	da F	minuto alla tramoggia b e quindi al montacarichi M: grosso al nastro di cernita N.
N	Nastro di cernita	da F	misto alle tramogge a e quindi al montacarichi M: sterile in discarica.
M	Montacarichi	da O, da V, da N e dai crivelli G	materiali da O ed N ai cilindri C: materiali da V a v': misti piombosi al cilindro c (1ª serie): misto blendoso al cilindro c (2ª serie).
C e c	2 cilindraie	da M	al vaglio v'.
v'	Vaglio (4-11-14)	da C, c ed M	< 4 mm. a v_3: 4-11 a v_2: 11-14; 14-18 ai relativi crivelli.
v_2	Vaglio ($5\,^1/_2$)	da v_1	4-$5\,^1/_2$ al relativo crivello: $5\,^1/_2$-11 al vaglio v_3.
v_3	Vaglio (7-9)	da v_2	$5\,^1/_2$-7; 7-9; 9-11 ai relativi crivelli.
v_4	Vaglio (1 mm.)	da v_1	< 1 mm. alla tubazione idrovagli ii: 1-4 al vaglio v_5.
v_5	Vaglio (2-3)	da v_4	1-2; 2-3; 3-4 ai relativi crivelli.
$i\,i$	Tubazione idrovagli ...	da v_4	1° e 2° idrovaglio ai relativi crivelli: rifiuto allo spitzkasten S.
G	11 crivelli	da $v_1\,v_2\,v_3\,v_5$ ed $i\,i$	galena: misto galenoso ad M: blenda: misto blendoso ad M: sterile alle casse inferiori per andare alle discariche.
S	Spitzkasten	da $i\,i$	1ª e 2ª cassa alla tavola T: 2ª e 3ª cassa alla tavola T': sfioratore ai bacini.
TT'	2 tavole	da S	prodotti come dai crivelli.

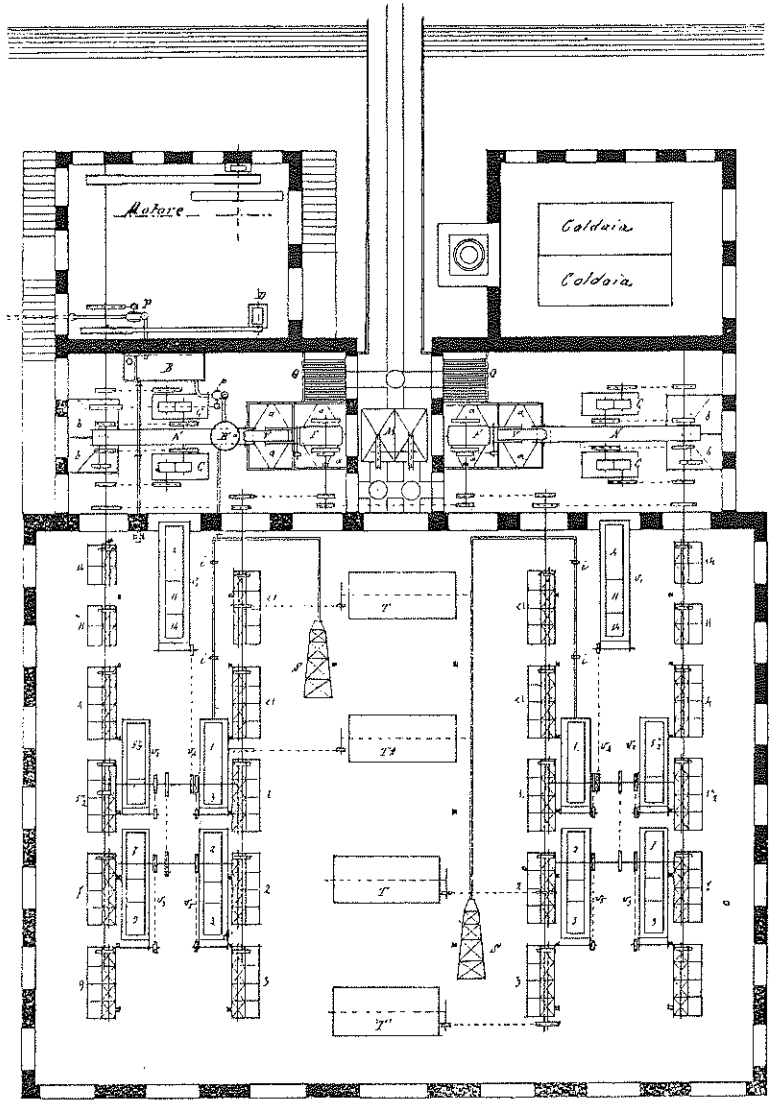


Fig. 383.

I crivelli a 4 compartimenti darebbero i prodotti seguenti:

	Serie I.	*Serie II.*
1.	Comp. galena	Misto galena e blenda (*m*)
2.	Comp. misto galena e blenda (*m*)	Blenda
3.	Comp. blenda	Blenda
4.	Comp. misto blendoso (*n*)	Misto blendoso (*n*)

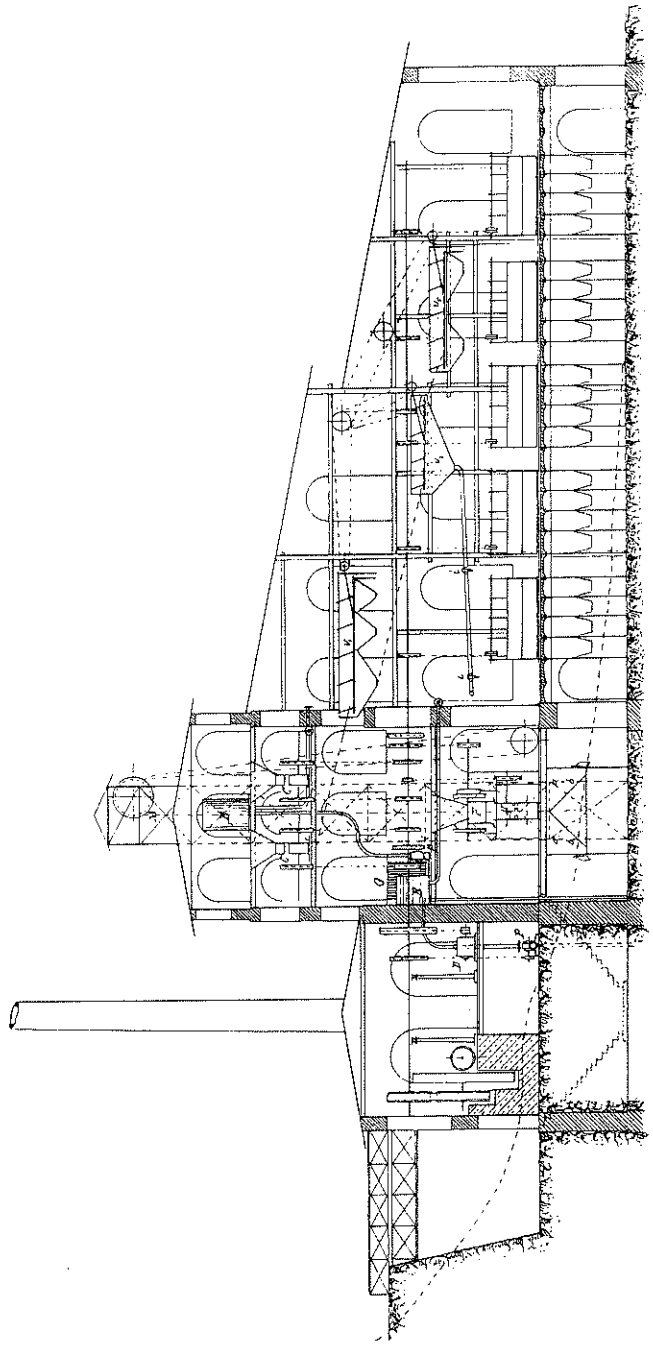


Fig. 384.

Tutti i misti sarebbero rimontati col montacarichi; ma i misti (*m m*) di galena e blenda delle due serie andrebbero ad essere rimacinati nella cilindraia *c* della prima serie che tratta i minerali molto piombosi; mentre i misti blendosi (*n n*) andrebbero al ripasso nella seconda serie che tratta i minerali blendosi.

Il nastro *N* lavora in ascesa per guadagnare una capacità maggiore nelle tramogge inferiori *b b*.

Cernita e lavaggio sono in uno stesso piano. La sorveglianza è quindi agevole, tanto più che al piano di lavoro la mano d'opera è ridotta al minimo possibile, poichè tutti i prodotti, i misti e gli sterili sono raccolti nelle tramogge sottostanti per essere vagonati o al magazzeno, o al montacarichi o alle discariche.

Occorreranno circa 2600 litri d'acqua che la pompa *P* eleverà a circa 8 m. d'altezza in una cassa *B*, dalla quale la pompa *p* ne eleverà circa 700 al sommo della laveria nella cassa *B'*.

Una motrice da 100 HP, alimentata da una delle caldaie di 120 m² (servendo l'altra di riserva) darebbe l'energia occorrente e azionerebbe una dinamo *D* per l'illuminazione nelle ore buie.

Ove i fanghi contenuti nella torbida che sfiora dai due spitzkasten fossero tali da meritare un ulteriore trattamento, potrebbero le acque dei due sfioratori riunite, essere guidate ad un addensatore che alimenterebbe due celle di fluttuazione per un recupero supplementare.

Bisogna notare che negli esempi precedenti si ha il totale dei misti rimacinato e rilavato in una o più separate sezioni, ovvero che totalmente rientra dopo macinazione nel trattamento generale.

In certi casi invece conviene combinare i due sistemi: rimacinare cioè e rimettere in circolazione colle materie del primo trattamento i misti in granaglie grosse e medie e rimacinare finemente i misti degli apparecchi dei grani minuti da ritrattare su crivelli e su tavole in sezioni separate.

Per maggiormente fissare le idee di chi studia, sulle disposizioni e passaggi dall'una all'altra delle singole fasi del trattamento gravimetrico, di minerali diversi in differenti condizioni locali, si è creduta utile la descrizione sommaria di alcuni opifici completi di preparazione meccanica; facendo però notare che alcuni degli impianti che (come esempi pratici) sono qui riportati hanno da tempo (per diverse vicende) dovuto sospendere la loro attività, il che non diminuisce il loro valore dal lato istruttivo.

Come esempio di lavaggio di minerali calaminari non complessi si dà qui un cenno della laveria Malfidano (Buggerru-Sardegna).

I minerali trattati erano essenzialmente costituiti da carbonato di zinco a ganga calcarea, raramente dolomitica. Trascurabile la quantità di ossidi di ferro contenuti. Presenza di minerale di piombo allo stato di galena e di carbonato. Talora la quantità di piombo era notevole e dava luogo a

veri minerali zinco-piombosi di un tenore medio del 33 % di Zn e 20 % di Pb, che sono trattati a parte. Presenza di argilla rossastra o bruno giallastra ferruginosa e zincifera.

La calamina è per lo più in noccioli e venette più o meno compatti, ma talora è a struttura spugnosa onde a parità di volume ha quasi lo stesso peso del calcare che è di tre varietà diverse e di densità variabile fra 2,50 e 2,80. La densità del carbonato di zinco oscilla fra 3,20 e 4,20.

Il materiale arrivava dalla miniera diviso in due categorie: minuti da lavare o terre (grani massimi di 40 mm.) e roccie da frantumare. Ogni categoria era trattata in una sezione speciale, ed ogni sezione a partire dall'introduzione del materiale fino ad arrivare ai grani di 2 mm. si componeva di due serie identiche di apparecchi, le quali però si riunivano in una serie sola per le terre ed in una sola serie per le roccie nell'arrivare ai grani inferiori ai 2 mm. (fig. 385).

Si avevano inoltre una sezione centrale di ripasso e due laverie sussidiarie per la rimacinazione e lavaggio della maggior parte dei rifiuti della laveria principale ed una sezione indipendente a ciclo chiuso per il trattamento dei materiali speciali, quali sono ad esempio i minerali zinco- piombosi e certi materiali blendosi che si trovano in certe parti del giacimento.

Nella tabella a pagg. 637-638-639 è riassunto tutto l'andamento progressivo delle operazioni della preparazione meccanica delle terre e delle roccie, dei rifiuti e dei minerali zinco-piombosi.

Questa tabella colle lettere di riferimento alla fig. 385 che dà la pianta completa della laveria alla scala di 1 : 500 rende facile il seguire l'andamento del minerale dal punto d'introduzione fino al ritiro dei prodotti finiti.

La laveria Malfidano poteva trattare da 280 a 300 tonn. di materiale calaminare in 10 ore di lavoro. Il tenore medio dei minerali trattati oscillava fra il 10 ed il 12 % di Zn. Quello dei prodotti calaminari crudi variava da 32 a 34 % ed il tenore medio delle materie di rifiuto (sterili e fanghi) non era che del 7 %. Si poteva estrarre circa il 50 % del metallo contenuto nel minerale che si introduceva al lavaggio ad onta della povertà sua.

Erano necessari circa 7500 litri d'acqua (acqua del mare) al minuto primo, ossia 15 tonn. d'acqua per tonn. di minerale trattato. La forza totale occorrente era di 170 cav.-vapore.

I prodotti calaminari erano calcinati in una batteria di forni giranti Oxland e portati ad un tenore medio variabile fra il 42 ed il 45 % di Zn.

Si dà infine come esempio di preparazione di minerali calaminari più complessi e di più difficile separazione lo schema del trattamento nella laveria calamine delle miniere di Monteponi, che si riporta da una comunicazione dell'ing. E. Ferraris all'American Institute of Mining Engineers di New York.

La laveria Calamine non esiste più; ma la disposizione sua nel-

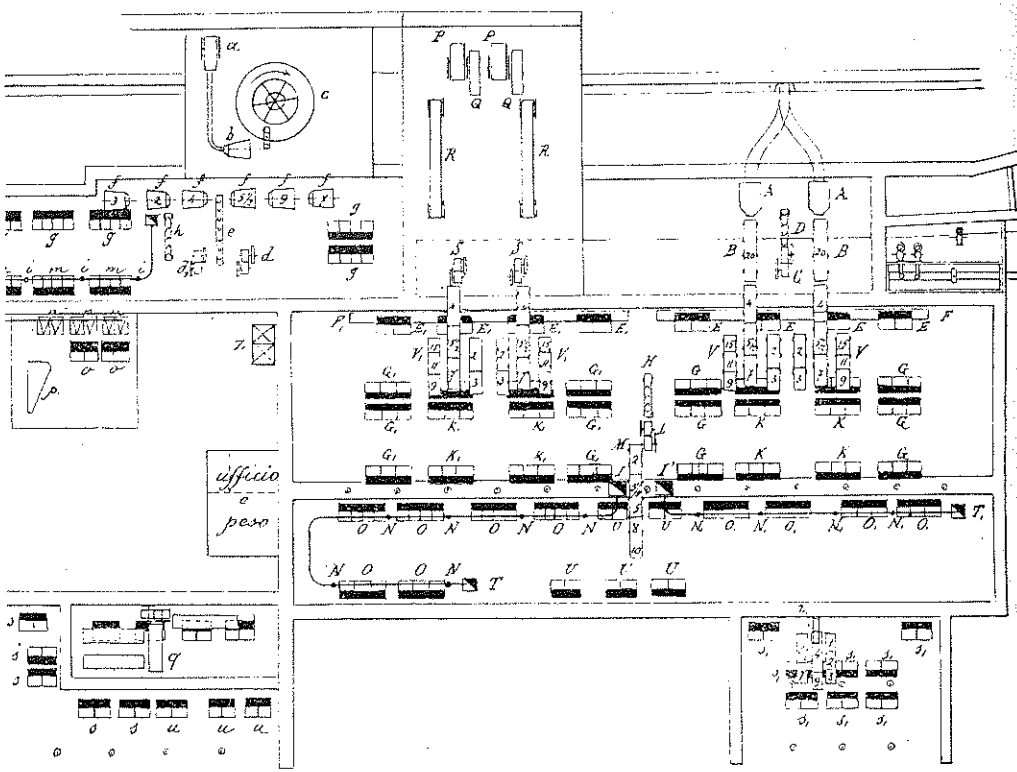


Fig. 385.

l'insieme e nei dettagli, può essere a chi studia fonte utilissima a cui attingere e merita d'altronde uno speciale e meritato ricordo anche perchè essa — concepita da una mente geniale — diresse i nuovi impianti che sorsero poi nelle miniere italiane a forme costruttive tecnicamente ed anche esteticamente non paragonabili a quelle del passato.

Il minerale trattato era costituito da calamina, smitzonite con un po' di galena, cerussite, siderite e blenda. Ganghe: calcare, dolomia ed un po' di barite.

La smitzonite e la galena erano compatte e spezzavano in grossolani elementi, mentre la calamina e la cerussite erano piuttosto friabili.

Il minerale è portato alla laveria mediante vagoni e — come è indicato nella tabella a pagg. 640-642 — è scaricato sulla prima griglia.

La laveria suddetta tratta in 10 ore da 200 a 240 tonn. di minerale al 12 % di Zn. Il tenore medio dei prodotti calaminari è del 34 % e quello del prodotto mercantile (calcinato) è del 45 % in Zn.

In certi distretti del Missouri per minerali certo molto più semplici

LAVERIA MALFIDANO

Lettere di riferimento	Qualità e numero degli apparecchi	Provenienza dei materiali all'entrata negli apparecchi	Destinazione dei materiali e prodotti alla sortita
	SEZIONE DELLE TERRE		
A	2 casse di spappolamento	dal deposito	ai vagli sfangatori *B*.
B	2 vagli sfangatori	da *A*	grani > 20 mm. a C = grani < 20 millimetri a *V*.
C	1 cilindraia	da *B*	alla noria *D*.
D	Noria	da *C*	ai vagli *B* (ripartito fra i due).
V	2 gruppi di 3 vagli ..	da *B*	classi 15 e 11 millimetri ai crivelli *E* = classi 9-7-5 $^1/_2$ ai crivelli *G*. classi 4-3-2 ai crivelli *K* = classe < 2 mm. agli idrovagli *N*.
E	4 crivelli a 2 comp. ..	da *V*	*prodotti*: piomboso a *Z*; calamina ai forni = rifiuto ad *F*.
F	Trasportatore oscillante	da *E*	ad *H* (vedi sezione centrale di ripasso).
G	6 crivelli a 3 comp. ..	da *V*	*prodotti*: piomboso a *Z*; calamina ricca ai forni; calamina povera ai forni; rifiuti ad *r'* (2ª laveria sussidiaria).
K	6 crivelli a 3 comp. ..	da *V*	*prodotti*: piomboso a *Z*; calamina ricca ai forni; calamina povera ai forni; rifiuti ad *r* (1ª laveria sussidiaria).
N	6 idrovagli Ferraris ..	da *V* (attrav. alla cassa *I*)	ai crivelli *O*; rifiuto al mare.
O	6 crivelli a 4 comp. ..	da *N*	*prodotti*: piomboso a *Z*; calamina ricca ai forni; calamina povera ai forni; misti alla 1ª laveria sussid.; sterili al mare.
T	Cassa p. rifiuto idrov.	da *N*	al mare.
Z	Elevatore	da *G, K, O, E*	alla laveria dei minerali zinco- piomb.
	SEZIONE DELLE ROCCE		
P	2 frantoi	dal deposito	ai vagli *Q*.
Q	2 vagli (fori 20 mm.) .	da *P*	grani < 20 mm. a V_1; grani > 20 mm. ai nastri *R*.
R	2 nastri di cernita ...	da *Q*	calamina ai forni; sterili alle discariche; misti ai cilindri *S*.

LAVERIA MALFIDANO

Lettere di riferimento	Qualità e numero degli apparecchi	Provenienza dei materiali all'entrata negli apparecchi	Destinazione dei materiali e prodotti alla sortita
S	2 cilindraie	da R	a V_1.
V_1	2 gruppi di 3 vagli ..	da S e da Q	classi 15-11 ai crivelli E_1 = classi 9-7-5 1/3 ai crivelli G_1; = classi 4-3-2 ai crivelli H_1; = classe < 2 mm. agli idrovagli N_1.
E_1	4 crivelli a 2 comp. ..	da V_1	*prodotti*: piomboso a Z = calamina ai forni = rifiuto ad F.
F_1	Trasportatore oscillante	da E_1	ad H (vedi sezione centrale di ripasso).
G_1	6 crivelli a 3 comp. ..	da V_1	*prodotti*: piomboso a Z; = calamina ricca ai forni; = calamina povera ai forni; = rifiuto da r' (2ª laveria sussidiaria).
K_1	6 crivelli a 3 comp. ..	da V_1	*prodotti*: piomboso a Z; = calamina ricca ai forni; = calamina povera ai forni; = rifiuto ad r (1ª laveria sussidiaria).
N_1	4 idrovagli Ferraris ..	da V_1 (attraverso alla cassa I_1)	ai crivelli O_1; < rifiuto a T.
O_1	4 crivelli a 4 compr. ..	da N_1	*prodotti*: piomboso a Z_1; = calamina ricca ai forni; calamina povera ai forni; misti alla 1ª laveria sussidiaria; = sterili al mare.
T_1	Casse p. rifiuto idrovagli	da N_1	al mare.
Z	Elevatore	da $E_1G_1K_1O_1$	alla laveria dei minerali zinco-piomb.
	SEZIONE CENTRALE DI RIPASSO		
H	Noria	da F e F_1	ad L.
L	Cilindraia	da H	ad M.
M	Vaglio (2 1/3-4-5 1/3-7-9) .	da L	classi 9-7-5 1/3-4-2 1/3 ai crivelli U = < 2 1/2 ad N_1 (idrovagli sezione roccie).
U	5 crivelli	da M	*Prodotti*: calamina ai forni; misti ad r od r': = sterili al mare.
	PRIMA LAVERIA SUSSIDIARIA		
r	Macina a cilindri sospesi	da K e K_1 (mediante noria)	ai vagli q.
q	Gruppo di 4 vagli ...	da r	classi 5 1/2-4-3 1/4-2 1/2-2-1 1/2-1-3/4 ai crivelli s.

LAVERIA MALFIDANO

Lettere di riferimento	Qualità e numero degli apparecchi	Provenienza dei materiali all'entrata negli apparecchi	Destinazione dei materiali e prodotti alla sortita
s	9 crivelli a 2 comp. ..	da q	*prodotti*: calamina ricca ai forni; calamina povera ad u; sterili al mare.
u	3 crivelli discontinui .	da s ed s_1	*prodotti*: calamina ai forni; misto ad r.
	SECONDA LAVERIA SUSSIDIARIA		
r_1	Cilindraia	da GG_1 (mediante noria)	ai vagli q.
q_1	Gruppo di 3 vagli ...	da r_1	classi 7-5 1/3-4-3-2 1/3-1 3/4-1- < 1 ai crivelli s_1.
s_1	8 crivelli a 2 comp. ..	da q_1	*prodotti*: calamina ricca ai forni; calamina povera ad u; sterili al mare.
	SEZIONE MINERALI ZINCO-PIOMBOSI		
a	Frantoio	dai cantieri	al trommel separatore b.
b	Trommel (20 mm.) ...	da a	grani < 20 mm. ad f = grani > 20 mm. alla tavola c.
c	Tavola rotonda di cernita	da b	minerale di Pb al magazzeno; calamina ai forni; misti a d.
d	Cilindraia	da c	ad e.
e	Noria	da d e d_1	ad f.
f	6 trommels ad 1 tela .	da e	> 9 mm. a d_1 = 7-5 1/3-4-3-2 ai crivelli g; = < 2 mm. agli idrovagli i.
g	5 crivelli a 4 comp. ..	da f	*prodotti*: 1, 2, comp. minerale di Pb al magazzeno; = 3ª cassa misti ad h; 4ª cassa calamina ai forni; rifiuto alle laverie sussidiarie.
i	3 idrovagli	da f	ai crivelli m; = rifiuto ad n.
m	3 crivelli a 4 comp. ..	da i	*prodotti*: 1° e 2° comp. minerale di Pb al magazzeno; = 3° comp. misti ad h; = 4° comp. calamina ai forni; rifiuto alle laverie sussidiarie.
h	Noria	da Z, g ed m	a d_1.
d_1	Cilindraia	da f ed h	alla noria e.
n	Classificatore idraulico .	da i	ad o e p = sfioratore ai bacini.
o	2 crivelli a 2 comp. ..	da n	*prodotti*: 1° comp. minerale di Pb; = 2° comp. misti da ripassare alla tavola x; = rifiuto calamina ai forni.
p	Tavola Ferraris	da n	*prodotti*: minerali di Pb; calamina; misti ad x.
x	Tavola compound	da o e p	*prodotti*: minerale di Pb; calamina; misti da ripassare e sterile.

LAVERIA MONTEPONI

Lettere di riferimento	Qualità e numero degli apparecchi	Provenienza dei materiali all'entrata negli apparecchi	Destinazione dei materiali e prodotti alla sortita
1	Griglia (a vuoti di 80 millimetri)	dalla miniera	> 80 mm. mediante tramoggia a (2) = < 80 mm. a (3).
2	Nastro di cernita	da (1)	*prodotti*: calamina mercantile; misti zinco-ferro-piombosi a (12); limonite mercantile; sterile alle discariche.
3	2 vagli Ferraris (14-20-30)	da (1)	> 30 mm. a (7) - 30-20 a (6) = 20-14 a (6) = < 14 mm. a (4).
4	2 vagli Ferraris (5-8-10)	da (3)	> 10 a (6) = 8-10 a (8) < 8-5 a (8) = < 5 a (5).
5	2 vagli Ferraris (1,5-3)	da (4)	> 3 a (8) = 1,5-3 a (8) = < 1,5 a (9).
6	12 crivelli a 2 comp. ..	da (3) e (4)	misti zinco-piombosi a (12); calamina mercantile; sterile.
7	Nastro di cernita	da (3)	calamine mercantili; misti zinco-ferruginosi a (12); limonite mercantile; sterile.
8	60 crivelli a 5 comp. .	da (4) e (5)	misti zinco-piombosi a (12); calamina mercantile; calamina ferruginosa a (32); limonite mercantile; misti ferruginosi zinciferi in stock; sterili.
9	Classificatore idraulico .	da (5)	prodotti dei bocchini a (10), rifiuto a (11).
10	4 crivelli a 5 comp. ..	da (9) e (10)	cerussite mercantile; misti piombosi a (10); calamina mercantile; misti zinco-ferruginosi ricchi a (26); misti zinco-ferruginosi poveri in stock; sterili.
11	6 tavole Ferraris	da (9)	cerussite mercantile; calamina mercantile; misti zinco-ferruginosi a (26); sterili.
	SEZIONE DI RIMACINAZIONE		
12	Molino a palle Ferraris	da (2)(6)(7)(8)	macina ad 8 mm. e dà a (13).
13	Vaglio (1,5-3-5)	da (12)	5-8; 3-5; 1,5-3 a (14) = < 1,5 a (16).
14	3 crivelli a 5 comp.	da (13)	misti a (15); calamina mercantile; calamina ferruginosa a (32); misti ricchi zinco-ferruginosi a (19); idem poveri in stock; sterili.
15	Crivello ad 1 comp. ..	da (14)	minerale di *Pb* mercantile; misto baritinoso a (35); calamina mercantile; misto zinco-ferruginoso a (26); sterile.

LAVERIA MONTEPONI

Numero di riferimento	Qualità e numero degli apparecchi	Provenienza dei materiali all'entrata negli apparecchi	Destinazione dei materiali e prodotti alla sortita
16	Classificatore idraulico .	da (13)	bocchini a (17) = rifiuto a (18).
17	Crivello a 5 comp. ...	da (16) e (17)	cerussite mercantile; misto zinco-piomboso a (17); calamina mercantile; calamina ferruginosa a (38); misto zinco-ferruginoso a (26); sterile.
18	2 tavole Ferraris	da (16)	cerussite mercantile; calamina mercantile; misto zinco-ferruginoso a (26); sterile.
	SEZIONE AUSILIARIA PER I MISTI		
19	Vaglio (5-8)	da (14)	8-5 e > 8 a (20) = < 5 mm. a (22).
20	4 crivelli a 5 comp. ..	da (19) e (22)	misto piomboso a (21); calamina ricca mercantile; calamina ferruginosa a (32); misto zinco-ferruginoso a (26); idem povero in stock; sterile.
21	4 crivelli discontinui ..	da (20)	cerussite mercantile; misti baritinosi a (35); calamina mercantile; misto zinco-ferruginoso a (26); sterile.
22	Vaglio (1,5-3)	da (19)	> 1,5 a (20) = < 1,5 a (23).
23	Classificatore idraulico .	da (22)	bocchini a (24) = rifiuto a (25).
24	2 crivelli a 5 comp. ..	da (23) e (24)	cerussite mercantile; misto zinco-piomboso a (24); calamina mercantile; misto zinco-ferruginoso a (26); idem povero in stock; sterile.
25	3 tavole Ferraris	da (23)	cerussite mercantile; calamina mercantile; misto zinco-ferruginoso a (26); sterile.
	SEPARAZIONE MAGNETICA		
26	Forno Oxland	da (10), (11), (15), (17), (18) (20), (21), (24) (25)	(a 27).
27	Vaglio a 6 tele	da (26)	$^1/_2$-1-1-$^1/_2$ 2 $^1/_2$-4 $^1/_2$-6 a (28).
28	Separatore magnetico .	da (27)	limonite mercantile; prodotti non magnetici > 2 mm. a (29); idem idem < 2 mm. a (31).
29	3 crivelli discontinui ..	da (28)	limonite mercantile; calamina mercantile; misti a (30); sterili.

LAVERIA MONTEPONI

Numero di riferimento	Qualità e numero degli apparecchi	Provenienza dei materiali all'entrata negli apparecchi	Destinazione dei materiali e prodotti alla sortita
30	Crivello discontinuo ..	da (29)	calamina mercantile; misti in stock; sterile.
31	3 crivelli a 4 comp. ..	da (28) e (31)	limonite mercantile; misti a (31); calamina mercantile; calamina ferruginosa a (32); sterili.
32	Forno Oxland	da (8), (14), (17) (20), (31)	a (33).
33	Vaglio a 7 tele	da (32)	$^1/_2$-1-1 $^1/_2$-2 $^1/_2$-4 $^1/_2$-6-10 a (34).
34	Separatore magnetico .	da (33)	calamina e limonite mercantile.
35	Forno Oxland	da (15) e (21)	(per decrepitare la barite) a (36).
36	Vaglio a 6 tele ($^1/_2$- $^1/_2$1- $^1/_2$2-4- $^1/_2$6)	da (35)	materiale > 6 mercantile; 4$^1/_2$-6 a (38) = da 4 $^1/_2$ a 1 mm. mercantile; da $^1/_2$-1 a (37); < $^1/_2$ mercantile.
37	Crivello a 4 comp. ...	da (36) e (37)	minerale di Pb mercantile; misti zinco-piombosi a (37); barite mercantile; calamina mercantile; sterile.
38	Crivello discontinuo ..	da (36) e (38)	minerale di Pb mercantile; misti a (38); calamina mercantile; sterile.

dei precedenti, o anche per trattare dei minerali di galena e blenda sparsi in molto grossolana disseminazione in ganga quarzosa o calcarea fu adottato anni or sono, con successo pare, un metodo molto speditivo di trattamento, sopprimendo quasi ogni classificazione dopo aver triturato tutto a meno di 10 a 12 mm., e passando il tutto su due crivelli successivi. L'impianto ridotto così alla sua più semplice espressione, per una quantità trattabile di 100 a 120 tonn. in 10 ore di lavoro è così organizzato.

Un frantoio di 600 × 400 d'imboccatura manda il materiale in una cilindraia di 750 × 350 mm. Il materiale triturato è rimontato da una noria ad un trommel a fori di 12 mm. il cui rifiuto torna alla cilindraia. Il materiale minore di 12 mm. passa in un gran crivello lungo m. 6 largo m. 1,50 ed alto m. 1,60, a cinque compartimenti di m. 1,10 × 0,75, nel quale l'altezza delle separazioni è di 150 mm. sulla tela e quella della soglia di sortita dell'ultimo compartimento è di 190 mm. La lamiera forata è a buchi di mm. 3,25 ed il crivello batte 140 colpi al minuto. Esso fa il letto da sè e dà prodotti per filtrazione e per bocchetta nel seguente ordine: 1ª bocchetta galena; 2ª bocchetta blenda; 3ª bocchetta blenda; 4ª e 5ª misti da rimacinare: tutte le filtrazioni vanno ad una noria che le innalza per alimentare un altro gran crivello a compartimenti di 900 × 600 mm. che le lavora per filtrazione e per bocchetta dando: 1ª bocchetta galena: 2ª, 3ª e 4ª blenda; 5ª e 6ª misti da rimacinare; 1ª filtrazione galena; 2ª, 3ª, 4ª, 5ª e 6ª blenda. Sterili in discarica.

I misti alimentano una cilindraia e macinati sono ripresi dalla noria principale che li rimette in circolazione col materiale vergine.

Il trattamento di 100 tonnellate per 10 ore di lavoro non richiede così che 4 operai; domanda circa 1600 litri d'acqua al minuto ed una forza di 50 a 60 HP. Il costo dell'impianto non ascende che a circa 45.000 lire.

Il sistema anzidetto segnò pare in quei distretti *un successo commerciale*, ma bisogna però non perdere di vista il fatto che prima di tutto le miniere di quei distretti non erano pare di grande avvenire e tale da indurre a forti spese per impianti più perfetti e che inoltre si trattava di minerali eccezionalmente favorevoli alla separazione perchè tanto la galena quanto la blenda erano sparse nella ganga — relativamente assai leggera — in elementi piuttosto grossolani ed in tutti i casi ben distinti e senza unione intima fra loro. Chi si attentasse di adottare un tale metodo per minerali di costituzione più complessa andrebbe incontro ad una delusione completa.

Che del resto sia questo un trattamento affatto eccezionale (che potrà tuttavia in casi speciali essere forse utilizzato almeno in parte) lo prova il fatto che appena i minerali pure composti di galena e blenda diventano un po' più complessi, anche in quei paesi si ricorse ai trattamenti completi, con macinazioni graduali; classificazioni più o meno serrate; lavaggi su crivelli diversi e tavole varie; rimacinazioni e ripassi spesso molto spinti di misti; utilizzazione completa dei fanghi.

Un altro esempio interessante è quello che è fornito dalla laveria Des-Bormettes in Francia (Var.). Quantunque questa laveria non funzioni più essendo esaurito il giacimento, si crede tuttavia opportuno ed istruttivo il farne cenno sia perchè si tratta di un caso tipico date le condizioni create dalla natura, costituzione e ricchezza del minerale da concentrare, sia perchè tutte queste condizioni portarono ad un trattamento molto spinto e dettagliato.

Si trattava di un minerale ricchissimo in metallo, costituito da blenda nera e ganga di quarzo, mista a galena, a bournonite ed a quantità trascurabile di calcopirite.

La blenda conteneva poco argento ma la galena ne conteneva 1 kg. per tonn. di piombo e la bournonite 600 gr. per tonn. di minerale puro.

L'intimo miscuglio dei minerali obbligava a triturare il tutto alla dimensione di 5 mm. ed a spingere la macinazione dei misti a meno di mm. 1,5.

La classificazione dovette essere tenuta molto serrata (ragione della progressione 1,25) essendo assolutamente necessario di separare la bournonite (densità 5,15) dalla blenda (densità 4,05).

Numero di riferimento	Qualità e numero degli apparecchi	Provenienza dei materiali all'entrata negli apparecchi	Destinazione dei materiali e prodotti alla sortita
a	Culbuteur	dalla miniera	ad una tramoggia (*b*) di 40 tonnellate.
b	Tramoggia	da *a*	al frantoio *c*.
c	Frantoio	da *b*	al trommel *d*.
d	Trommel (5,2-20)	da *c*	< 5 mm. al tubo collettore *A* = 5-20 alla cilindrata (*B*) > 20 mm. al nastro di cernita *N*.
N	Nastro di cernita	da *d*	misto al frantoio N. 2 (*C*) = sterile alle discariche.
C	Frantoio N. 2	da *N*	alla noria N. 1 (*D*).
D	Noria N. 1	da *C*	al trommel N. 2 (*E*).
E	Trommel (5,2)	da *D*	< 5,2 al collettore (*A*) = > 5,2 alla cilindraia N. 1 (*B*).
B	Cilindraia N. 1	da *d* ed *E*	alla noria N. 2 (*F*).
F	Noria N. 2	da *B* ed *H*	al trommel N. 3 *G*.
G	Trommel (5,2)	da *F*	< 5,2 al collettore *A* = > 5,2 alla cilindraia N. 2 (*H*).
H	Cilindraia N. 2	da *G*	alla noria N. 2 (*F*).
A	Canale collettore	da *d-E-G*	al trommel N. 4 (*I*).
I	Trommel grande (fori mm. 2,25)	da *A*	< 2,25 al trommel di controllo *M*; 2,25-5,2 ai trommels (*L*).
L	4 trommels in cascata ad una tela (N. 5, 6, 7, 8)	da *I*	5,2-4,3 = al criv. N. 1 (Prodotti dei crivelli: 1° comp. - galena, 2° misto piomboso ad (*e*).) 4,3-3,5 = » » 2 (3° blenda.) 3,5-2,8 = » » 3 (4° blenda.) 2,8-2,2 = » » 4 (5° misto blendoso a (*X*).)
M	Trommel (fori 0,8) ...	da *I* e *T*	> mm. 0,8 alle norie 3 e 4 (*OO'*) = < mm. 0,8 al classificatore idraulico *U*.
OO'	Norie 3 e 4	da *M*	ai trommels *P*.
P	4 trommels in cascata ad una tela N. 9, 10, 11, 12)	da *OO'*	2,2-1,7 = al criv. N. 5 1,7-1,3 = » » 6 1,3-1,0 = » » 7 1,0-0,8 = » » 8 (Prodotti come sopra) < 0,80 al classificatore idraulico *Q*.
Q	Classificatore idraulico .	da *P*	bocchini ai crivelli 9-11-13-15 (prodotti come sopra) sfioratore allo spitzkasten (*R*).
R	Spitzkasten (2 casse) .	da *Q*	a 2 tavole Linkenbach di 8 m. = sfioratore ad (*R'*).
R'	Spitzkasten (a gran sezione)	da *R*	a 2 tavole Linkenbach di 8 m. = sfioratore ai bacini.

Lettere di riferimento	Qualità e numero degli apparecchi	Provenienza dei materiali all'entrata negli apparecchi	Destinazione dei materiali e prodotti alla sortita
S_1	Trommel N. 13	da *D* ed *F* (acque che sbordano)	> 5,2 alla cilindraia (*B*) = < 5,2 al trommel (S_2).
S_2	Trommel N. 14	da S_1	> 0,8 mm. alla noria (*O*) = < 0,8 a *Q*.
X	2 cilindraie	dai crivelli (misti rimontati)	al collettore *A*.
T	Noria N. 5	dai crivelli 9-11-13-15 (misti poveri)	al trommel *M*.
U	Classificatore idraulico .	da *M*	bocchini ai crivelli 10-12-14-16 (prodotti come sopra) sfioratore allo spitzkasten (*r*).
r	Spitzkasten (2 casse) ..	da *K*	2 tavole Linkenbach = sfioratore ad (r_1).
r_1	Spitzkasten (a gran sezione)	da *r*	2 tavole Linkenbach = sfioratore ai bacini.
	LAVERIA AUSILIARIA PER I MISTI ZINCO-PIOMBOSI		
e	Noria	dai crivelli	al trommel di controllo (*f*) a fori di mm. 0,8.
f	Trommel	da *e*	< m. 0,80 al classificatore idraulico (*g*); > 0,80 alla cilindrata (*m*).
g	Classificatore idraulico .	da *f*	a 4 tavole rotonde.
m	Cilindraia	da *f*	a 3 trommels (*n*). a 9 crivelli a 4 compartimenti.
n	3 trommels	da *m*	al classificatore idraulico (*v*).
v	Classificatore idraulico .	da *n*	a 2 tavole rotonde.

Altre caratteristiche del trattamento sono: lavoro dei crivelli spinto fino alle sabbie finissime; trattamento molto dettagliato e completo dei misti e dei fanghi.

L'andamento progressivo delle operazioni è chiaramente indicato dalla tabella a pag. 644 e seguente che dà lo schema o diagramma del trattamento completo.

Oggigiorno un minerale simile non darebbe luogo ad un trattamento gravimetrico, ma verrebbe concentrato per fluttuazione selettiva dopo macinazione indicata da accurato studio al microscopio.

Il posto importantissimo che nella preparazione meccanica è stato occupato in questi ultimi anni dai moderni processi di fluttuazione, e la possibilità di potere ottenere con la loro applicazione anche per i fanghi finissimi (di minerali fluttuabili) dei rendimenti altissimi, fa sì che per

ciò che riguarda lo studio dei diagrammi di trattamento, i minerali potrebbero oggi essere divisi in due grandi categorie:

1ª Minerali ad elementi fluttuabili.

2ª Minerali ai quali non è applicabile il trattamento per fluttuazione.

Alla prima categoria apparterranno la maggior parte dei solfuri metallici: galena, blenda, molibdenite, stibina, pirite, calcopirite, calcocite, ecc., in minerali semplici o più o meno complessi per associazione di diversi solfuri fra loro.

Nella seconda categoria sono da includere parecchi minerali ossidati in genere e certe associazioni di minerali ossidati con solfuri, costituenti dei minerali misti complessi e di non facile trattamento, come quelli risultanti dall'unione ad esempio di carbonati e silicati di zinco con carbonati di piombo e galena in ganga dolomitica e con presenza di svariati ossidi di ferro (es., misti di Monteponi, San Giovanni, ecc., Sardegna).

Ai minerali di quest'ultima categoria non sono per ora applicabili che i metodi di concentrazione per gravità, perfezionati naturalmente dall'uso di nuovi apparecchi e da dettagli di manipolazioni che, specie scendendo ai limi, portano ad ottenere dei rendimenti superiori a quelli del passato.

Per quelli invece ad elementi fluttuabili, la fluttuazione può essere talora un'ultima fase di un trattamento iniziale per gravità; o può essere una fase intermedia tra un trattamento iniziale per gravità e un'ultima concentrazione su tavole per concentrare o separare i prodotti ottenuti per fluttuazione; ma in molti casi, sopratutto per disseminazione intima di solfuri metallici, e per minerali a basso tenore, la fluttuazione diventa il trattamento assoluto che si compendia in una macinazione spinta ad oltranza ed in una separazione o selezione per galleggiamento negli apparecchi a suo tempo descritti.

Da tutti i progressi realizzati nasce la tendenza a condensare i diagrammi delle laverie moderne, che, specie quando è possibile la fluttuazione completa, si riducono ad una semplicità estrema.

Ma a questo riguardo non è superfluo l'insistere nel ricordare che la tendenza a questa semplificazione deve essere frenata.

Se con un buon trattamento accurato e rigoroso per gravità è possibile di ottenere dei prodotti finiti ed una conveniente quantità di vero sterile, è savio consiglio l'adottarlo, macinando poi tutti i misti e concentrando per fluttuazione questi prodotti macinati ed i limi del primo trattamento.

Presentiamo qui un bellissimo esempio di trattamento moderno di minerali della seconda categoria che è dato dalla laveria della miniera di San Giovanni in Sardegna il cui progetto è dovuto all'ing. Stefani.

La laveria è destinata alla concentrazione della parte detritica (terre) provenienti dai cantieri di coltivazione di un ricco giacimento di minerali zinco-piombosi. I minerali dei diversi cantieri fanno capo ad un deposito

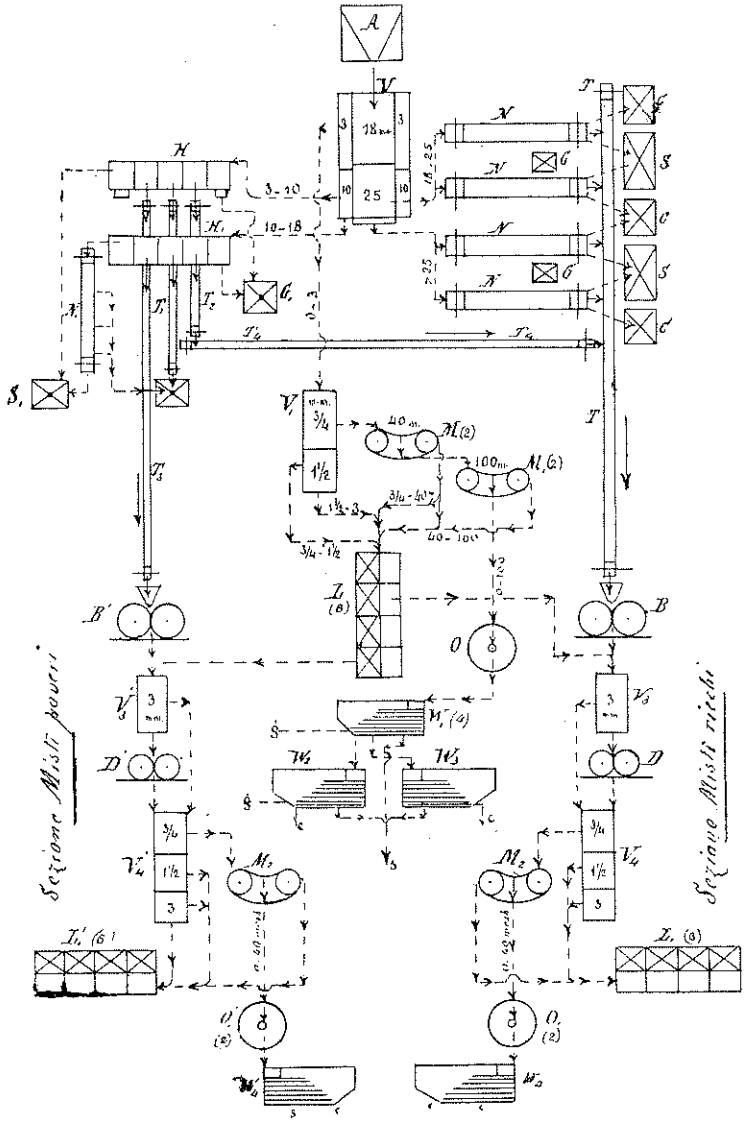


Fig. 386.

interno dal quale con ben studiate pendenze delle vie ferrate e con opportuni dispositivi all'arrivo, i piccoli vagoni carichi vanno da sè fino al punto di scarico in testa alla laveria e, dopo vuotati, abbandonati a sè stessi tornano automaticamente ai silos interni di presa.

La laveria tratta 20 tonn. all'ora di un minerale a tenori medi del

Lettere di riferimento	Qualità e numero degli apparecchi	Provenienza dei materiali all'entrata negli apparecchi	Destinazione dei materiali e prodotti alla sortita
A	Tramoggia	dalla Min.	al vaglio V.
V	Vaglio doppio equilibr.	da A	classe 18-25 e > 25 ad N; 3-10 ad H; 10-18 ad H_1; 0-3 a V_1.
N	4 nastri di cernita	da V	galena a G; calamina a C; misti a T; sterili ad S.
G	2 tramogge (galena) .	da N	al deposito prodotti finiti.
C	2 tramogge (calamina)	da N	al deposito prodotti finiti.
S	2 tramogge (sterili) ..	da N	alle discariche.
H	Crivello Hancock	da V	galena a G_1; misti ricchi a T_2; calamina a T_1; misti poveri a T_3; sterili a S_1.
T_1	Trasportatore	da H-H_1	a C_1.
C_1	Tramoggia (calamina) .	da T_1	al deposito prodotti finiti.
G_1	Tramoggia (galena) ...	da H-H_1	al deposito prodotti finiti.
T_2	Trasportatore	da H-H_1	a T_4.
T_4	Trasportatore	da T_2	a T.
H_1	Crivello Hancock	da V	galena a G_1; misti ricchi a T_2; calamina a T_1; misti poveri a T_3; sterili a N_1.
N_1	Nastro di cernita	da H_1	calamina a C_1; sterile a S_1.
S_1	Tramoggia (sterili)	da H-H_1	alle discariche.
V_1	Vibrovaglio	da V	$1^1/_2$-3 ad L; $^3/_4$-$1^1/_2$ a L; 0-$^3/_4$ a M.
M	2 Callow-Screen (40 mes)	da V_1	$^3/_4$-40 mesh a L; 0-40 mesh a M_1.
M_1	2 Callow-Screen (100 m.)	da M	40-100 ad L; 0-100 ad O.
L	8 crivelli	da V_1, M, M_1	galena al deposito; misti ricchi a V_3; calamina al deposito; misti poveri a V_3; sterili in discarica.
O	4 spitzkasten conici ..	da M_1	a W_1.
W_1	4 tavole Wright	da O	galena al deposito; misto ricco a W_2; misto povero a W_3; sterili in discarica.
W_2	2 tavole Wright	da W_1	galena e calamina al deposito; sterili in discarica.
W_3	Tavola Wright	da W_1	calamina al deposito; sterile in discarica.
	DUE SEZIONI IDENTICHE PER RIBASSO MISTI		
B	Cilindraia	da T (o T_3)	a V_3.
V_3	Vibrovaglio	da B	> 3 a D; < 3 a V_4.
D	Cilindraia Sanna	da V_3	a V_4.
V_4	Vibrovaglio	da V_3 e D	< $^3/_4$ a M_2; $^3/_4$-$1^1/_2$ e $1^1/_2$-3 a L.
M_2	Callow-Screen (40 m) .	da V_4	$^3/_4$-40 a L_1; 0-40 a O_1.
L_1	6 crivelli	da V_4-M_2	galena e calamina ai depositi; sterile in discarica.
O_1	2 spitzkasten conici ..	da M_2	a W_4.
W_4	2 tavole Wright	da O_1	galena e calamina in deposito; sterili in discarica.

6 al 10 % Pb e di 7 a 15 % Zn, costituito da galena, carbonato di piombo e calamine a ganga di calcare e dolomia gialla con ossidi vari di ferro (limoniti, ocre, ecc.).

Il grafico della fig. 386 e la tabella a pag. 648 che ad esso si riferisce indicano e illustrano pienamente il diagramma di questo interessante impianto.

Si attira l'attenzione anche qui sulla completa automaticità dei passaggi da una fase all'altra del trattamento e di tutti i trasporti interni, mediante una ben studiata disposizione di trasportatori su cinghia fino all'alimentazione delle due sezioni destinate alla rimacinazione e ripasso dei misti provenienti dai nastri di cernita, dagli Hancocks e dai crivelli della sezione principale.

Si crede inoltre interessante ed istruttivo il fare cenno della concentrazione dei minerali di stagno, illustrando l'impianto progettato ed eseguito in Bolivia (a Kala-Uyu) dal nostro rimpianto connazionale E. La Placa, con ottimi risultati.

Il grafico della fig. 387 e i cenni descrittivi che seguono dànno una chiara visione del funzionamento della laveria di Kala-Uyu.

Si tratta di un minerale di stagno *non piritoso* a ganga di quarzite e schisto. Tenore medio da 3 a 7 % Sn. Capacità oraria della laveria 5 tonn.

Una teleferica trasporta il minerale dalla miniera (m. 4500 sul mare) a 4 tramogge o silos della capacità di 200 tonn. ognuna: ma un canale opportunamente disposto permette volendo di caricare direttamente i vagoncini che vanno alla laveria dai carrelli della teleferica.

Leggenda descrittiva.

1. Peso bilico.
2. Frantoio (Allis-Chalmers, mm. 375 × 225).
3. Campionatore « Snyder ».
4. Vibrovaglio Ferraris (perforazione 18 mm.).
5. Trasportatore a cinghia di gomma (largo 40 cm.).
6. Trasportatore a cinghia per grani sotto i 18 mm.
7. Cilindraia (Allis-Chalmers, 900 × 400).
8. Cilindraia (Allis-Chalmers, 900 × 400).
9. Elevatore a tazze su cinghia.
10. Elevatore a tazze su cinghia.
11. Vaglio inclinato a vibrazione (perforazione 4 mm.).
12. Vaglio inclinato a vibrazione (perforazione 4 mm.).
13. Tramoggia collettrice del minerale ridotto a 4 mm.
16. Vibrovaglio Ferraris (perforazione 2 e 3 mm.).
17. Cassa di partenza della tubazione degli idrovagli.
18. Tubazione (condotta forzata) con tre idrovagli Ferraris.
19. Crivello che tratta le classi 2-3 e 3-4.
20. Crivello che tratta le classi 2-3 e 3-4.

21. Crivello che tratta le classi provenienti dai tre idrovagli.
22 e 23. Idem.
24. Classificatore Dorr che riceve il rifiuto della condotta forzata degli idrovagli e lo divide in sabbie fini e schlamms (che vanno all'addensatore Dorr 37).
25-26. Tavole Humboldt che trattano le sabbie del classificatore Dorr.

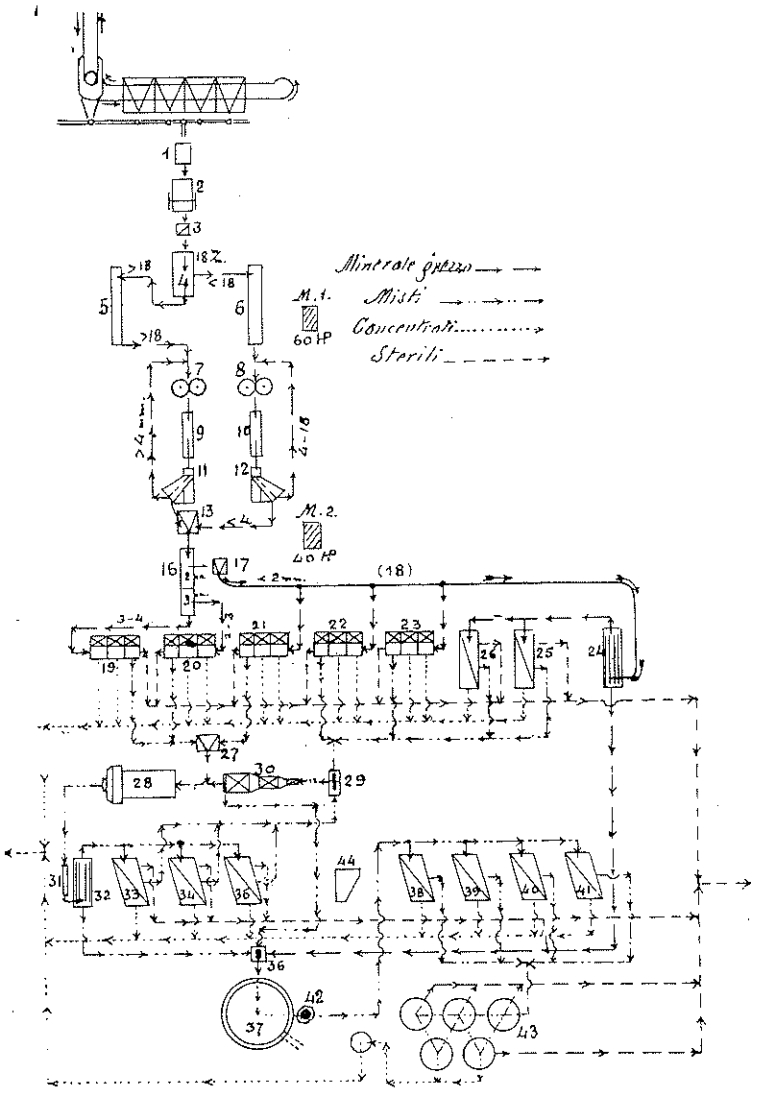


Fig. 387.

27. Tramoggia di raccolta dei misti dei crivelli 19-20-21.
28. Tube-mill (Allis-Chalmers m. 1,20 × 1,20) alimentato dallo spitzkasten.
29. Pompa Frenier, che eleva allo spitzkasten 30 i misti dei crivelli 22 e 23 delle tavole Humboldt e delle tavole Deister-Overstrom per sabbia (33-34-35).
30. Spitzkasten a tre elementi che alimenta il Tube-mill.
31. Elevatore a tazze su cinghia, che riceve il materiale macinato da Tube-mill e lo immette nel (32).
32. Classificatore Dorr (eguale al 24) manda la sabbia a tre tavole Deister-Overstrom.
33-34-35. Tavole Deister-Overstrom per sabbie.
36. Pompa Morris per fanghi diluiti.
37. Addensatore Dorr (diametro m. 6,60, alt. m. 1,80). I fanghi che si depositano sono aspirati da una pompa (42) a diaframma.
38-39-40-41. Tavole Deister-Overstrom per fanghi.
42. Pompa a diaframma per fanghi.
43. Batteria di Round-Buddles. Da notare che siccome il minerale di stagno è sovente finemente disperso nella ganga, tutte le laverie boliviane hanno una sezione di Buddles che ricupera un po' di metallo e fa da controllo all'impianto principale.
44. Tavola Ferraris per ripassare ed arricchire concentrati.

Forza motrice. — La corrente trifase arriva a tensione di 22.000 volts e, trasformata a 520 volts, alimenta 5 motori Siemens-Schukert (60-40-40-15-5 HP) che comandano i differenti gruppi di apparecchi.

Il rendimento raggiunge l'82 % del metallo contenuto nei minerali sottoposti al lavaggio, con concentrati a 65-70 % Sn.

Trattamento delle piriti stannifere. — Spesso alla cassiterite è intimamente unita della pirite.

Abbandonati i vecchi sistemi di torrefazioni precedenti il trattamento di concentrazione, attualmente il sistema generalmente seguito consiste nel trattare queste cassiteriti piritose coi soliti metodi di preparazione meccanica per eliminare una grande quantità di ganga, ottenendo un concentrato di cassiterite piritosa di stagno. Questo macinato a 40-50 o 60 mesh, secondo i casi, passa agli apparecchi di fluttuazione, ottenendone una quasi completa eliminazione della pirite e dei rendimenti altissimi.

Laveria per stagno di Monte Valerio. — Nei riguardi del trattamento di minerali di stagno a basso tenore trova qui il suo posto la descrizione sommaria del recente impianto di Monte Valerio (Campiglia Marittima) dovuto alla encomiabile iniziativa dell'Azienda Minerali Metallici Italiani.

L'impianto valorizza un giacimento di cassiterite largamente diffusa in minuti cristalli nei calcari liassici circostanti ad un giacimento ferri-

fero nel quale la cassiterite è intimamente collegata al minerale di ferro ed interamente in esso racchiusa in nuclei di dimensioni variabili, ma per lo più in particelle piccolissime. La laveria è stata prevista per un trattamento di 300 tonn. giornaliere di minerale a 0,50 % di stagno. Il minerale a ganga calcarea è inquinato in quantità notevole da ossidi di ferro (specialmente limoniti ed ematite di scarsa permeabilità magnetica) e talora da un po' di pirite.

I minerali provenienti dalla miniera sono scaricati in una griglia a tramoggia che alimenta una potente cilindraia a grossi denti (costruita dalla Ditta Gelli di Follonica) la quale compie una prima frantumazione, ed alimenta un frantoio rotativo Allis-Chalmers che ne continua la frantumazione e manda il prodotto frantumato a due tramogge che alimentano due cilindraie le quali completano la triturazione del minerale. Questo è raccolto in altre due tramogge ognuna delle quali serve a sua volta un molino a palle di mm. 2000 × 2000 (di costruzione Loro e Parisini di Milano).

La torbida uscente da ognuno dei due molini è elevata da una pompa a sabbia (pompa Mammouth) al vaso d'alimentazione di uno dei due canali a 7 idrovagli costituenti i classificatori idraulici Fossati, già menzionati in questo volume. Ogni idrovaglio alimenta due tavole Fossati (precedentemente descritte) che dànno dei concentrati pronti per il trattamento metallurgico, dei rifiuti sterili e dei prodotti misti che sono ritrattati in una batteria di tavole Ferraris le quali dànno anch'esse un buon concentrato e mandano i rifiuti ad un addensatore.

Questo apparecchio invia la torbida addensata ad alimentare una batteria di tavole a nastro Stein-Bilhartz per un ultimo ripasso dei limi, onde ottenerne un concentrato e dei rifiuti sterili.

Questi rifiuti unitamente alla corrente che trascina gli sterili delle tavole Fossati, vanno ad un altro addensatore in cui la materia addensata ed evacuata, costituisce il rifiuto definitivo totale del trattamento mentre l'acqua sfiorante può rientrare in circolazione.

I concentrati passano al trattamento metallurgico di fusione dal quale si ottiene *il primo stagno metallico prodotto in Italia*.

L'impianto, entrato in funzione da pochi mesi, non dispone ancora dei necessari cernitori magnetici, che sono attesi, e che miglioreranno i concentrati per la eliminazione degli ossidi di ferro che, per forza di cose, li inquinano.

I risultati di questo, che può chiamarsi ancora un periodo di messa a punto, e che sono già di per sè più che confortanti, si possono così riassumere:

Minerali trattati = 300 tonn. (in 24 ore) a tenore medio di 0,50 Sn.
Concentrati = kg. 1200 a tenore di 65-70 % Sn.
Rapporto di concentrazione = 1 : 250.
Resa = 55 % del metallo contenuto.

Trattamento di minerali di pirite. — Si ritiene anche conveniente di far cenno dell'arricchimento di minerali piritosi più o meno disseminati in ganghe diverse.

La tabella seguente dà il trattamento seguito nella laveria di Morgensternwerk presso Mersdorf (Slesia) per la concentrazione di un minerale piritoso piuttosto povero con la parte utile finemente disseminata nella ganga, con un tenore iniziale in solfo variabile fra il 7 ed il 10 % tanto da richiedere una macinazione spinta al millimetro ed un arricchimento su tavole.

Lettere di riferimento	Qualità e numero degli apparecchi	Provenienza dei materiali all'entrata degli apparecchi	Destinazione dei materiali e prodotti alla sortita
1	2 coulbuteurs	dalla min.	uno scarica a 2 e l'altro a 3.
2	Griglia a vani di 60 mm.	da 1	> 60 mm. a 3; < 60 a 5.
3	Tramoggia	da 2 e 1	al concasseur 4.
4	Frantoio (500×320)	da 3	a 5.
5	2 tramogge	da 2 e 4	ai ball-mills 6.
6	2 Ball-mills (macinanti a 1 mm.)	da 5	a 7.
7	6 spihlutten	da 6	i primi quattro a 8' gli ultimi due a 9 e lo sfioratore a 10.
8	4 crivelli a 4 comp. ..	da 7	concentrati al magazzeno; misti a 8; sterili in discarica.
9	2 tavole Ferraris	da 7	concentrati come sopra; misti a 15; sterili in discarica.
10	2 addensatori	da 7	deposito a 11 e sfioratore a 12.
11	Tavola Ferraris	da 10	concentrati al magazzeno; misti a 15; sterili ai rifiuti.
12	Spitzkasten	da 16	bocchini a 13; sfioratore a 14.
13	Tavola Ferraris	da 10 e 16	concentrati al magazzeno; misti a 15; sterili ai rifiuti.
14	Pompa	da 12	ai bacini superiori.
15	Elevatore a tazze	da 11 e 13	a 16.
16	Spitzkasten	da 15	deposito a 17; sfioratore a 12.
17	2 tavole Ferraris	da 16	concentrati al magazzeno; sterile ai rifiuti.

Il rendimento totale ascende all'85 % del solfo contenuto nel minerale grezzo trattato, con concentrati al 47 % e degli sterili che non contengono che 1,30 % di solfo.

Se la pirite è sparsa nella ganga in grossolani elementi se ne ottiene per lo più la concentrazione (dopo opportuna macinazione) su tavole e su crivelli come per gli altri minerali metallici.

Attualmente in impianti moderni si ottennero ottimi risultati dall'uso del crivello Hancock, combinato o no pei grani fini con trattamento su tavole moderne di grande potenzialità, quali le Deister e le Butchart che concentrano anche materiali (classe mm. 2-0) senza classificazione preventiva.

Come già fu accennato, è attualmente molto comune il caso di impianti nei quali ad una fase gravimetrica si fa seguire un trattamento per fluttuazione.

E così, se la galena è in disseminazione piuttosto grossolana nella ganga il trattamento può consistere nel macinare a meno di 6 mm.; nell'eliminare la parte fina a elementi minori di 2 mm. e nel trattare la massa a grani (2-9) al crivello Hancock ricavandone un prodotto ricco, dei buoni sterili e dei misti che si macinano a meno di 2 mm. e che in unione alla classe iniziale 0-2 è ridotta alla finezza riconosciuta più conveniente e trattata per fluttuazione.

Nella fig. 385 è dato lo schema grafico corrispondente al diagramma di una laveria che può trattare da 5 a 6 tonn. all'ora di un minerale di piombo ad elementi ben definiti di galena disseminati in parte grossolanamente ed in parte finemente in ganga di schisto e quarzo, talchè il limite economicamente pratico della prima macinazione può essere tenuto a 6 mm.

L'esame del grafico e della seguente leggenda indicano chiaramente l'andamento del lavoro di macinazione, classificazione e concentrazione.

1. Silos.
2. Alimentatore automatico.
3. Trommel a fori di 25 mm.
4. Trasportatore a nastro di cernita.
5. Frantoio.
6. 1ª cilindraia.
7. 2ª cilindraia.
8. Trommel a fori di 6 mm.
9. Elevatore.
10. Trommel a fori di mm. 1,5.
11. Partitore-alimentatore.
12. Crivello Hancock.
13. Tavole per sabbie (0-1,5).
14. Tavole per sabbie (0-1,5).
15. Classificatore Callow (tela 20 mesh).
16. Ball-mill (macinante a 60 mesh).
17. Classificatore Dorr (p. ciclo chiuso).
18. Addensatore Dorr.

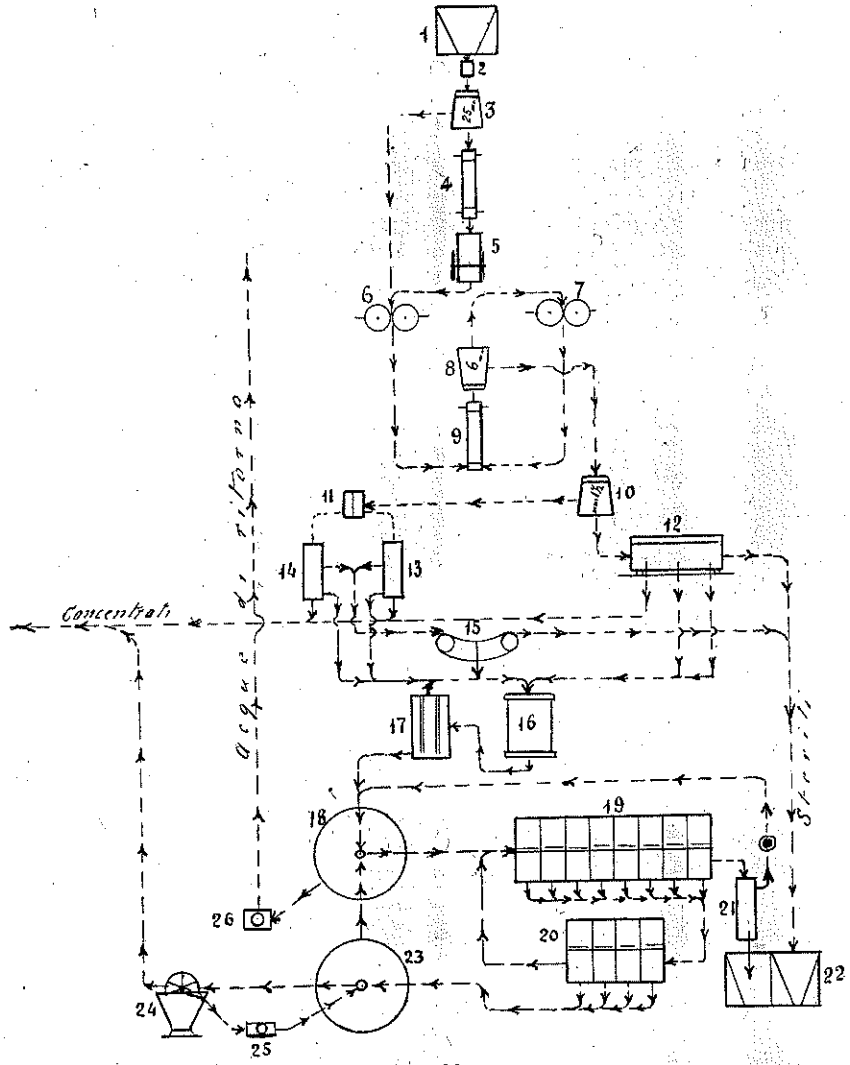


Fig. 388.

19. Batteria di celle di fluttuazione di prima concentrazione.
20. Batteria di raffinazione.
21. Draga per gli sterili.
22. Silos per gli sterili.
23. Addensatore dei concentrati.
24. Filtro.
25. Pompa del filtro.
26. Pompa acque di ritorno.

Il trattamento può così riassumersi:

Frantumazione seguita da cernita.

Macinazione con cilindraia, a ciclo chiuso ed a meno di 6 mm.

Separazione delle sabbie fini dai grani.

Concentrazione delle prime su tavole e dei secondi su una Hancock.

Sterili delle tavole classificati su una Callow-Screen per ricuperare i grani minori ricchi che vanno al molino a palle o a sbarre insieme ai misti delle tavole stesse e del crivello Hancock.

Macinazione a ciclo chiuso di questi misti.

Addensamento del prodotto del molino e passaggio ad una batteria primaria di celle di fluttuazione le cui schiume passano ad una batteria finitrice, mentre il rifiuto di questa torna alla batteria primaria. Gli sterili di questa passano ad una draga il cui sfioratore invia mediante una pompa le sue acque fangose all'addensatore principale.

I concentrati della batteria finitrice attraverso ad un addensatore vanno alla filtrazione e le acque filtrate riprese da una pompa tornano all'ultimo addensatore.

Trova qui il suo posto l'interessantissimo diagramma (quale era nel 1927) della laveria Pireddu delle miniere di Gennamari-Ingurtosu (progetto dell'ing. Lheraud), desunto insieme alle notizie relative da una comunicazione fatta nel giugno 1925 dall'ing. Audibert all'Associazione Mineraria Sarda.

La sezione della frantumazione lavora 16 ore al giorno trattando 32 tonn. all'ora di minerale blendoso a tenore medio del 10 % Zn.

La laveria propriamente detta lavora 24 ore trattando 22 tonn. all'ora.

Il grafico della fig. 389 e la tabella a pag. 658 dànno una chiara idea del funzionamento dell'officina a quell'epoca.

L'Hancock e le tavole Butchart davano un buon prodotto mentre eliminavano una gran parte di sterile a 2,5 % di Zn.

L'Hancock può passare sino a 20 tonn. all'ora ed ogni tavola Butchart con riffles di 15 mm. può passare 3 tonn. all'ora.

I concentrati sono trasportati automaticamente nel silos da cui parte la teleferica che va alla ferrovia.

Gli sterili presi da un grande trasportatore a nastro vanno ad una tramoggia dalla quale uno skip li rimonta in testa alla laveria in un silos dove i vagoni che vennero caricati di materiale da lavare all'officina vengono caricati di sterile che tornano in miniera per le ripiene.

L'antica laveria Pireddu è stata trasformata portando la concentrazione a fluttuazione integrale. La parte frantumazione, triturazione e prima classificazione rimasero inalterate o quasi.

L'Hancock (1) non ha più che la missione di eliminare dello sterile. I suoi prodotti misti ripresi da una noria (2) vanno ad alimentare il mo-

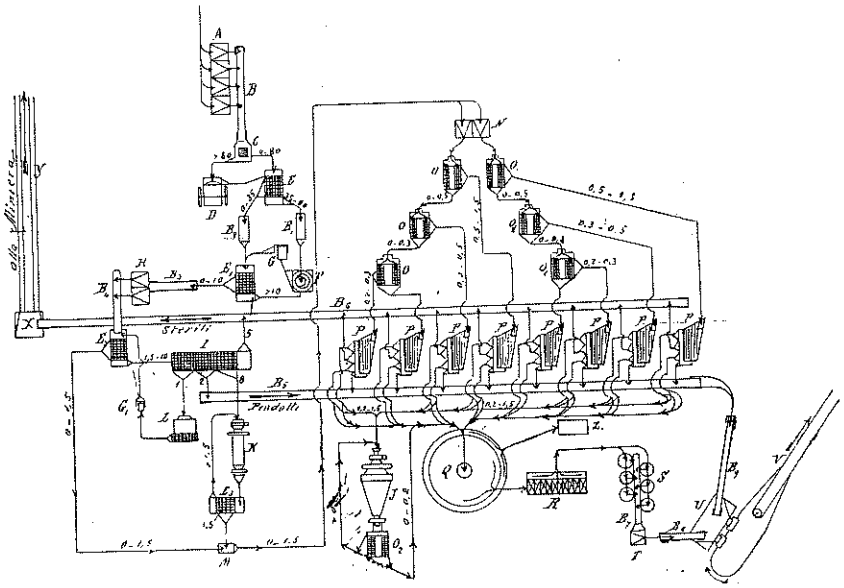


Fig. 389.

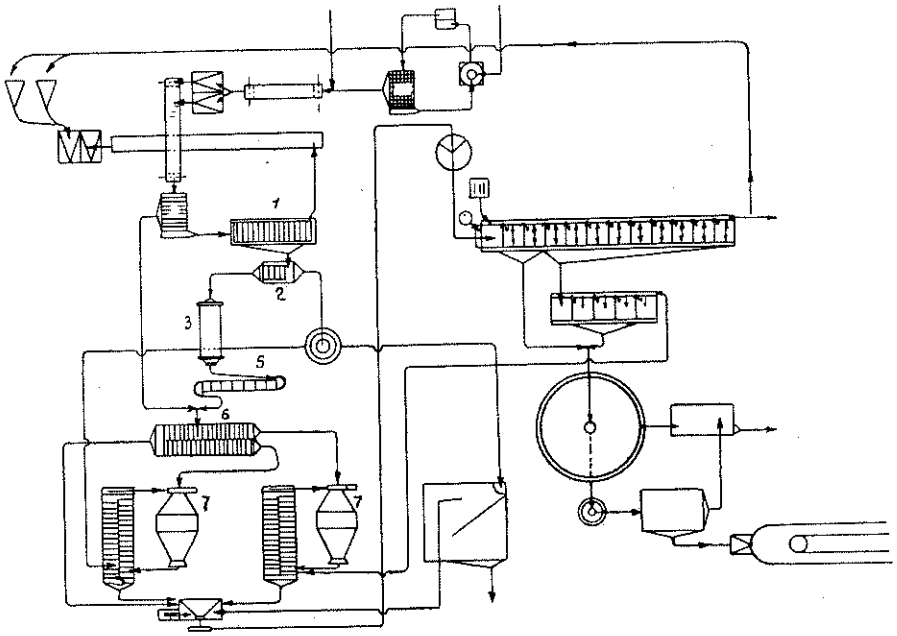


Fig. 390.

Numeri di riferimento	Qualità e numero degli apparecchi	Provenienza dei materiali all'entrata degli apparecchi	Destinazione dei materiali e prodotti alla sortita
A	4 silos (da 150 t. l'uno)	dalla min.	al trasportatore *B*.
B	Trasportatore a nastro	dai silos	alla griglia *C* a spazi di 80 mm.
C	Griglia rotativa	dal trasp. *B*	= > 80 mm. al frantoio *D* = 0-80 ad *E*.
D	Frantoio Blake	da *C*	al vibrovaglio *E*.
E	Vibrovag. (fori 35 mm.)	da *C*	35-80 a *B*; = 0-35 a B_2.
B_1	Trasportatore e cernita	da *E*	ad *F* (Simons-Disc).
B_2	Nastro trasportatore ..	da *E*	a E_1 (vibrovaglio).
F	Simons-Disc	da B_1 e E_1	a *G* (noria).
E_1	Vibrovag. a fori 10 mm.	da B_2 e *G*	a B_3 (nastro trasportatore) (0-10); ad a *F* (> 10 mm.).
G	Noria	da *F*	a E_1.
B_3	Nastro trasportatore ..	da E_1	ai silos *H* (per materiali 0-10).
H	2 silos (da 100 tonn.) .	da B_3	a E_2 (vibrovaglio) mediante B_4.
E_2	Vibrov. a fori 1,5 mm.	da *H* e G_1	0-1,5 ad *M* = 15-10 ad *I*.
I	Crivello Hancock	da E_2	1 ad *L* (misti ricchi); 2 a B_5 (blenda); 3 a *K* (sterili poveri); sterili a B_6.
L	Molino a palle Ferraris	da *I* (1)	a G_1 (noria).
G_1	Noria	da *L*	ad E_2 (vibrovaglio).
B_5	Trasportatore	da *I* (2)	a B_9 (trasportatore) ai silos prodotti.
K	Molino a barre	da *I* (3) e E_3	ad E_3 (vibrovaglio di controllo).
E_3	Vibrov. a fori di 1,5 ..	da *K*	oversize a *K*; undersize a *M*.
B_6	Trasportatore sterili ..	da *I* e *P*	ad *X* silos per gli sterili.
M	Turbo-pompa (sabbie 0-1,5)	da E_2-E_3	ad *N* tramogge distributrici.
N	2 tramogge distribut.	da *M*	ad *O* ed O_1 (serie di Callow-Screen).
O	3 Callow-Screen	da *N*	alle tavole *P*.
O_1	3 Callow-Screen	da *N*	alle tavole *P*.
P	8 tavole Butchart	da *O* e O_1	blenda a B_8; misti ad *J*; torbide a *Q*; sterili a B_4.
J	Molino Hardingue	da *P* e O_2	ad O_2 (Callow-Screen mm. 0,2).
O_2	Callow-Screen	da *J*	oversize a *J*; undersize a *Q*.
Q	Addensatore Dorr	da *P* e O_2	sfioratore a *Z*; torbida densa a *R*.
R	Apparecc. fluttuazione	da *Q*	concentrati a *S* (filtri).
S	Filtri a sacco	da *R*	a B_7 (trasportatore).
B_7	Trasportatore	da *S*	a *T* (essiccatore).
T	Essiccatore	da B_7	a B_8 (trasportatore).
B_8	Trasportatore	da *T*	a *U* (silos prodotti).
U	Silos (da 75 tonn.) ..	da B_8 e B_9	a *V* (teleferica).
V	Teleferica alla ferrovia	da *U*	
Z	Bacino e pompe acque chiare	da *Q*	

lino a sbarre (3) che li macina a meno di 2 mm. Mediante noria (5) vanno all'addensatore passando poi ad un classificatore Dorr (6) e quindi a due molini Hardingue (7) lavoranti a ciclo chiuso che macinano tutto a 65 mesh insieme alla classe 0-1,5 del vibrovaglio che ha mandato all'Hancock la classe 1,5-10 mm.

La torbida a 65 mesh e di densità 1,25 va in un bacino dove — da un distributore — viene immesso il reagente (soluzione di solfato di rame) attivante della blenda, ed una pompa Wilfley la eleva ad un distributore che alimenta il reparto fluttuazione.

Come rilevasi dall'unito diagramma (fig. 390) questo è costituito da 4 apparecchi: 3 a 12 celle ed 1 da 5 celle ad agitazione ed insufflazione d'aria.

Nella prima cella avviene la mescolanza della torbida con l'agente schiumatore (oleol, miscela di olio di pino e di olio Diesel) a mezzo di apposito distributore.

Il reattivo collettore invece (xantogenato di potassio) viene immesso (da apposito distributore) all'uscita dalla prima cella.

Le prime 3 celle di ciascun apparecchio (che funzionano a semplice agitazione) dànno concentrati a 60 % di Zn che vanno all'addensatore.

Le altre nove celle dànno dei misti che sono ritrattati (senza aggiunta di altro reagente) nell'apparecchio a 5 celle delle quali le prime 3 dànno del concentrato ricco che va all'addensatore.

I prodotti addensati ripresi dalla pompa a diaframma vanno al filtro Oliver.

L'aria compressa è fornita da un compressore rotativo Root che può erogare 20 mc. al secondo di aria ad ¼ d'atmosfera.

L'impianto tratta 400 tonn. al giorno di minerale all'8 % Zn e produce da 50 a 60 tonn. di concentrati secchi al 60 % Zn.

Si ritiene anche istruttivo l'esame di uno dei recenti impianti delle miniere di Montevecchio, i cui dati sono (come quelli relativi al citato esempio della laveria Pireddu) desunti dalla relazione del Servizio Minerario del 1934.

Anche in questo impianto un trattamento per fluttuazione segue la concentrazione gravimetrica e la completa. La capacità dell'impianto è di 30 tonn. all'ora e comprende quattro sezioni.

La prima è un reparto preparatorio di grigliatura, cernita e frantumazione destinate ad eliminare dello sterile ed a dividere i minerali da concentrare in due categorie: materiali ricchi e materiali poveri e terre, che frantumati a meno di 30 mm. vanno ognuna ad una sezione gravimetrica, dove il minerale triturato a meno di 10 : 12 mm., classificato in vibrovagli ed idrovagli subisce la prima concentrazione in crivelli e tavole ottenendone un prodotto finito di galena, dei misti piombo-zinciferi e dello sterile.

I misti nonchè la torbida residuale (dopo passaggio ad un trommel di controllo e ad un addensatore) passano (nella quarta sezione) all'ultima fase di concentrazione per fluttuazione, al cui diagramma qui riportato (fig. 391) si riferiscono le note seguenti.

I misti dei crivelli e delle tavole vanno a riunirsi in un silos (38) per alimentare il molino a palle (41) che macina a ciclo chiuso mediante il classificatore Dorr (42) al quale va anche la torbida controllata dal trommel (36) ed addensata dall'addensatore (37).

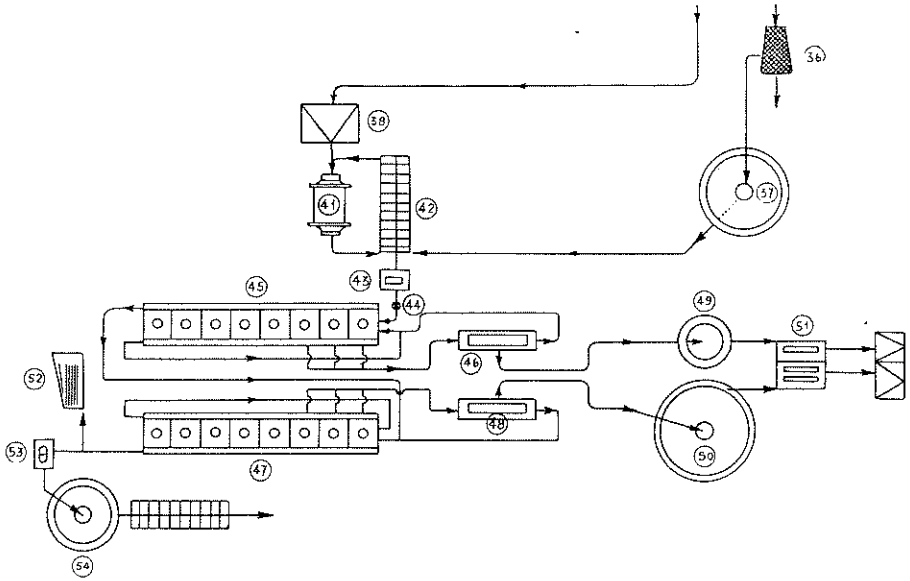


Fig. 391.

La torbida da fluttuare, uscendo dal classificatore passa in un campionatore (43) automatico ed è elevata (previa aggiunta di silicato di sodio) al primo apparecchio (45) di fluttuazione ad 8 celle del tipo MS di 18" (m. 0,45) nel quale — all'entrata della prima cella — si immette del cianuro di sodio, del xantato di potassio e dell'olio di pino.

Le prime tre celle dànno un prodotto galenoso che è arricchito in una cella Mac-Intosh (46) il cui rifiuto torna all'apparecchio MS mentre il prodotto finito va all'addensatore (49) la cui pompa lo manda ad un filtro Wolf a dischi (51).

Le cinque celle rimanenti dànno un misto che torna alla prima cella mentre nella quarta cella si aggiunge dell'areofloat 25.

La torbida liberata dal piombo, va ad un apparecchio di fluttuazione (47) identico al precedente dopo aver ricevuto del solfato di rame, altro xantato di potassio ed olio di pino.

Anche qui le prime tre celle dànno un concentrato blendoso che ripassa ad una cella Mac-Intosh (48) per ottenerne un prodotto finito di blenda che va all'addensatore (50) ed al filtro: mentre il misto dato dalle altre cinque celle torna (dopo aggiunta di areofloat nella quarta cella) all'apparecchio nella prima cella insieme al rifiuto della cella Mac-Intosh.

Lo sterile definitivo che esce dal secondo apparecchio va ad un campionatore automatico (53) o, volendo, passa in parte ad una tavola di controllo (52) e passa ad un addensatore (54) che chiarifica la torbida, dando dello sterile condensato e dell'acqua che rientra in circolazione.

La galena ha il 70 % Pb e la blenda il 60 % Zn. Il rendimento in Pb è del 91 % ed in Zn dell'88 %.

Anche interessantissimi sono le notizie che seguono e che si riferiscono all'impianto modernissimo di fluttuazione che fa seguito alla laveria « Mameli » nella miniera di Monteponi; notizie che chi scrive deve alla cortesia della Direzione di quelle classiche miniere.

Il nuovo impianto è destinato al trattamento dei misti blendosi e galenosi della laveria gravimetrica, nonchè minerali di vecchie discariche contenenti carbonati di piombo, galena e calamina. Ad esso va anche la torbida uscente dalla laveria « Mameli » la quale passando prima in una cassa a punta (6) manda il fango addensato al classificatore (8) annesso al molino, mentre il liquido sfiorante andrà ad un grande addensatore (12) di 20 metri di diametro che invia fanghi addensati alle celle ed acqua chiarificata all'impianto per rientrare in circolazione.

L'insieme costituisce un caso tipico ed istruttivo di trattamento di fluttuazione a integrazione multipla di precedenti trattamenti gravimetrici.

La fig. 392 rappresenta il diagramma di lavorazione del nuovo impianto.

Il montacarichi (1) versa nel silos (2) in solfuri misti e nel silos (3) il materiale delle vecchie discariche. Dal silos (2) un nastro trasportatore (4) alimenta il molino a palle (7) che lavora a ciclo chiuso mediante il classificatore doppio (8) al quale vanno anche i fanghi freschi della laveria gravimetrica addensati nel cono decantatore (6).

Il materiale proveniente dalle vecchie discariche viene ripreso dal silos (3) mediante un trasportatore (5) che alimenta uno spappolatore (9) dei fanghi, che serve una griglia a fori di mm. 25 dalla quale il filtrato va al classificatore (8), che elimina la torbida fina e porta il resto al molino (7).

Le torbide uscenti dal classificatore sono riprese nei bacini (10) da due pompe centrifughe (11) e quella relativa alla classificazione dei fanghi freschi (torbida F) addensati va al decantatore (12) mentre quella relativa al materiale macinato (torbida M) va ad un condizionatore (15).

La torbida F addensata nel decantatore (12) e ripresa dalla pompa a membrana (13) va ad altro condizionatore (15).

Ognuna delle due torbide campionate (dal campionatore 14) va ad un apparecchio di fluttuazione a 8 celle (16). In ognuno dei due appa-

recchi la torbida entra nella cella (4) e le schiume delle ultime cinque tornano alla cella 2: le schiume delle celle (2) e (3) vanno alla cella finitrice (1), il cui concentrato piomboso va al filtro (23).

Il rifiuto blendoso dell'apparecchio che tratta la torbida M va ad alimentare l'apparecchio (17) di 10 celle e vi penetra nella cella (3), mentre

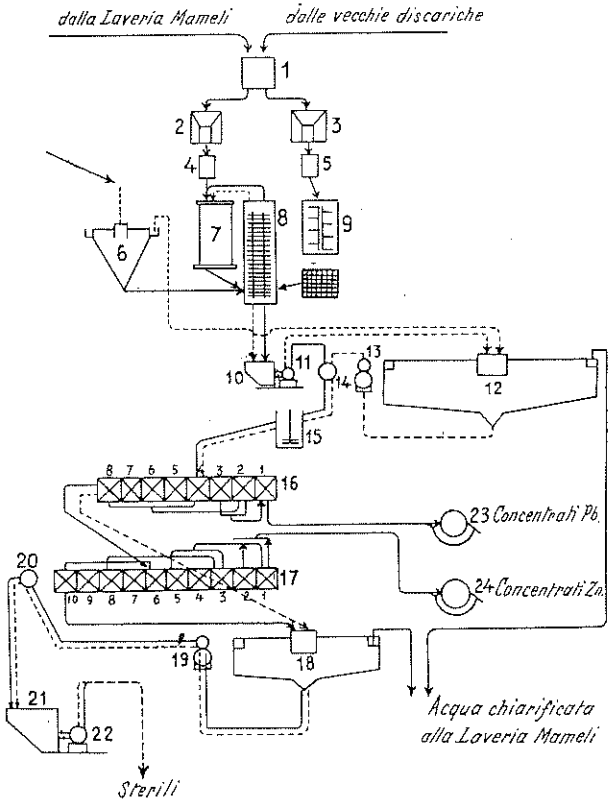


Fig. 392.

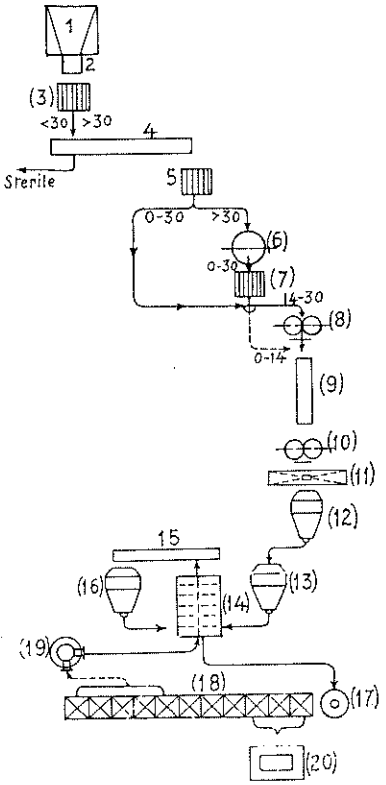


Fig. 393.

le (3-4) e (5) vanno alla cella (1). Le due celle (1-2) dànno il concentrato ricco di blenda che va al filtro (24).

Il rifiuto dell'apparecchio che tratta la torbida F, va all'addensatore (18) di m. 7 di diametro, al quale arriva anche il rifiuto dell'apparecchio che tratta la torbida M.

Il fango sterile quivi addensato è ripreso dalle pompe a membrana (19) ed inviato al bacino (21) delle pompe (22) con presa di campione automatica in (20) lungo il percorso.

Il fango sterile va in discarica, mentre l'acqua di ricupero sfiorante dall'addensatore (18) torna alla laveria gravimetrica.

Si fa seguire — come esempio di fluttuazione integrale di un minerale monometallico — quello della concentrazione di calcare blendoso in un recente impianto della miniera di Malfidano.

Il minerale è un calcare talmente impregnato finemente di blenda da essere in un lontano passato reputato intrattabile coi sistemi d'allora e messo quindi in discarica. Però, circa una quarantina d'anni or sono, (prima che spuntasse la fluttuazione) chi scrive riusciva a trarne partito, in una sezione gravimetrica speciale, i cui prodotti erano sottoposti a torrefazione in una batteria di tre forni a riverbero, ai quali andava anche la limitata produzione di blenda ricca (proveniente dalla cernita delle calamine in cantiere) dopo aver macinato il tutto a meno di 2 mm. in un molino Krupp. E ciò per diversi anni.

Data la natura del minerale il rendimento in metallo non superava il 60 %; mentre nell'attuale trattamento per fluttuazione deve superare l'80 per cento.

La laveria tratta 200 tonn. di minerale a tenori di 13 % Zn; 1 % Pb; 1,6 % Fe; e la fig. 393 ne dà il diagramma.

Il minerale è scaricato in una tramoggia (1) che mediante un distribuore (2) alimenta un vibrovaglio (3) con tele a perforazione di 30 mm. i cui prodotti passano sul nastro di cernita (4) dove si elimina dello sterile e qualche pezzo di calamina. Il nastro versa su una griglia a fori di 30 mm. (5) il cui oversize passa ad un frantoio rotativo (6). Il prodotto di questo insieme al 0-30 proveniente dalla griglia (5) a spazi di 30 mm. passa su una griglia (7) a perforazione di 14 mm. L'oversize va ad una cilindraia Allis-Chalmer ed il macinato unito alla classe 0-14 proveniente dalla griglia (7) è, da un trasportatore (9), condotto ad una seconda cilindraia (10) che macina a meno di 7 mm. Il prodotto rimacinato cade in una tramoggia (11) che alimenta un molino Hardingue (12) che manda il suo prodotto ad un secondo molino che completa la macinazione a 200 mesh e che manda la sua torbida al classificatore Dorr (14), il cui oversize mediante la coclea (15) alimenta l'altro molino (16) che lavora a ciclo chiuso col classificatore Dorr. La torbida a 200 mesh e con densità 1,25 va dal molino al condizionatore (17) e quindi nell'apparecchio di fluttuazione (18) a 12 celle di 18′ (m. 0,45) ad agitazione ed insufflazione d'aria. Le prime tre celle dànno dei concentrati al 51 % Zn le altre dànno un prodotto misto che la pompa a fanghi Wilfley riporta al classificatore Dorr. La torbida di rifiuto dell'apparecchio di fluttuazione va ai bacini di decantazione.

I concentrati vanno al filtro Oliver (20) e da questo al silos di raccolta.

Delle 200 tonn. introdotte in laveria, circa la quarta parte è eliminata per cernita, e dal resto si ottengono in media 33 tonn. di concentrato ricco.

Passiamo ora alla descrizione del trattamento completo di fluttuazione selettiva integrale di un minerale bimetallico (galena e blenda) nel

moderno e grandioso impianto delle miniere del Raibl (miniere e cave del Predil, Prov. di Udine), notando che le chiare ed utili notizie che facciamo seguire provengono da un interessantissimo articolo dell'ing. J. Nogara Direttore di quelle miniere, per il giornale *The Mining Magazine*.

L'impianto è tipico, oltrechè per la concezione e per l'attrezzatura sua, per il fatto della sua posizione che lo affianca strettamente alla miniera, formando con essa quasi un corpo unico, in cui la miniera dà alla laveria la materia prima direttamente e ne riceve pure direttamente i rifiuti che utilizza per le ripiene.

L'impianto, in cui il trattamento a sistema differenziale totalitario, cominciò a funzionare nel marzo del 1934 può trattare 700 tonn. al giorno.

Come si vede nella sezione generale della

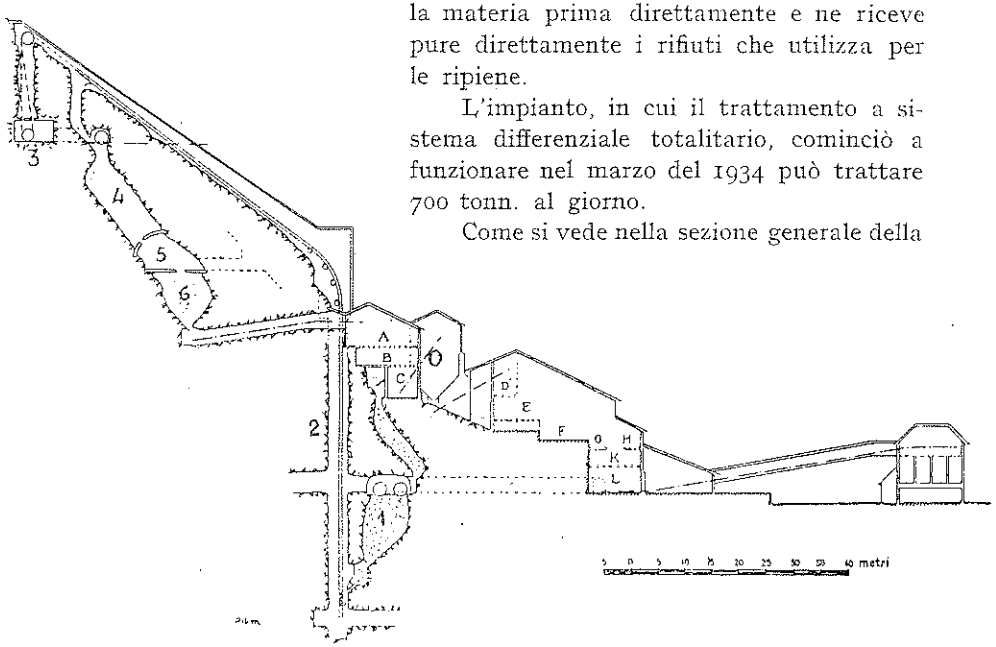


Fig. 394.

fig. 394 dal pozzo principale (2) completamente riorganizzato, il minerale preso dal silos inferiore interno (1) è rimontato dalla macchina di estrazione (3) e versato nel compartimento superiore di un gran silos sotterraneo (4) al quale fa seguito una camera (5) dove lavora un grande frantoio a mascelle il cui prodotto è raccolto nel compartimento inferiore (6) del silos principale dal quale un trasportatore (sempre in sotterraneo) lo porta al sommo dell'impianto di preparazione e concentrazione.

Il frantoio può frantumare 120 tonn. all'ora e, regolato a 110 mm., è fatto funzionare durante un solo turno di lavoro dato che il compartimento a lui sottostante può contenere più di 700 tonn., sufficienti per l'alimentazione di un'intera giornata di lavoro.

Il minerale, giunto al sommo dell'impianto, va ad una griglia automatica Robins (vedi diagramma fig. 395 e sezione trasversale fig. 396) che dà:

a) un oversize (25 mm.) che passa ad una tavola circolare di cernita (in *A*) dove si elimina dal 12 al 15 % di materiale sterile, che va ad un silos sotterraneo (7) per servire per le ripiene;

b) un undersize (25) che va ad un Hum-mer Screen (in *B*) dove sotto l'azione di getti d'acqua, viene eliminata la classe 0-9 mm.

Il materiale maggiore di 9 mm. unitamente al materiale cernito sulla tavola rotonda, va ad un Symons Cone Crusher (in *C*) di 4' (m. 1,20)

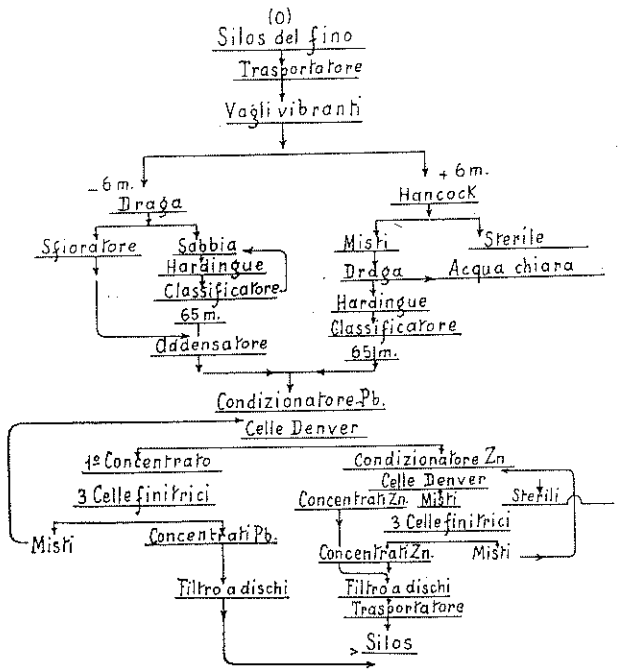


Fig. 395.

regolato a mm. 6,5 e che lavora a ciclo chiuso mediante un secondo Hum-mer Screen a perforazione di 9 mm.

L'undersize dell'Hum-mer lavorante con acqua è disidratato mediante una draga a cinghia ed unitamente al prodotto dell'Hum-mer lavorante a secco è elevato ad un silos del fino (*O*) della capacità di 800 tonn. Questa sezione di frantumazione lavora durante due turni di lavoro.

Il minerale da questo silos passa a due Hum-mer Screen a tele con fori di 6 mm. e lavorante con acqua.

L'oversize è concentrato in un crivello Hancock, che ne elimina circa il 25 % come sterile, mentre i suoi misti insieme al materiale minore di 6 mm. dell'Hum-mer vanno (dopo essere disidratati) a dei molini Hardingue

che lavorando a ciclo chiuso, mediante apposito classificatore, riducono il tutto a 60 mesh.

In andamento normale i misti del crivello Hancock vanno ad un molino di 7′ (m. 1,75) in circuito chiuso con un classificatore di 5′ e la classe 0-6 dell'Hum-mer va ad un molino di 5′ che lavora a ciclo chiuso con un classificatore di 3′.

Lo sfioratore del classificatore di 5′ va direttamente al reparto fluttuazione: quello del classificatore di 3′, prima di andare alla fluttuazione è ispessito in due addensatori Dorr operanti in parallelo e muniti di pompa a diaframma.

Il reparto di fluttuazione comprende 30 celle (Special Denver Sub. A) delle quali 10 sono nella sezione del piombo e 20 in quella per lo zinco, e naturalmente il concentrato di Pb è ricuperato per il primo.

L'acqua per l'impianto proviene dalla miniera ed è leggermente alcalina tanto che in essa il valore del *pH* va da 8,1 a 8,2 onde non è necessario nessun agente modificante.

Per la fluttuazione si aggiunge a secco della thiocarbonilide nei due molini e del cresolo è immesso o nel molino o nella camera d'aspirazione della pompa a sabbia secondo il tempo necessario all'addensamento. A questi reagenti si unisce anche nel condizionatore dell'aerofloat e del silicato di sodio per ovviare alle interferenze della ganga.

Il materiale che passa alla fluttuazione ha il 2,5 % di Pb ed il concentrato ha un tenore del 70 % Pb e di 5 a 6 % di Zn (tenore che non è utile di ridurre).

La torbida entra al reparto piombo nella quarta cella, le prime tre essendo usate come finitrici. Gli sterili della sezione piombo contengono il 18 % di Zn e sono opportunamente condizionati prima di entrare al reparto zinco immettendo del solfato di rame nella torbida per attivare la blenda, con aggiunta contemporanea di aerofloat e di silicato di sodio.

Dell'acido cresilico e del xantato di potassio vengono aggiunti nelle celle in diversi punti, tanto nella sezione piombo che in quella dello zinco e tre delle celle di quest'ultima sezione sono messe ad un livello più basso e lavorano come celle finitrici. Il tenore del concentrato zincifero è del 55 % e tanto questo quanto il concentrato piomboso passano ad un filtro americano a dischi, il cui prodotto va al silos di carico della teleferica.

Si ricupera nei concentrati il 75 % del Pb e l'82 % dello Zn.

Bilance e campionatori automatici esistono all'entrata del minerale in ogni sezione dell'impianto e campionatori automatici sono messi nei punti più importanti del ciclo di lavorazione.

Dato il clima invernale rigido, l'intero impianto è chiuso e riscaldato.

Tre turbine Francis, direttamente accoppiate ad alternatore forniscono i 780 KW occorrenti alla miniera dei quali circa la metà è assorbita dalla laveria.

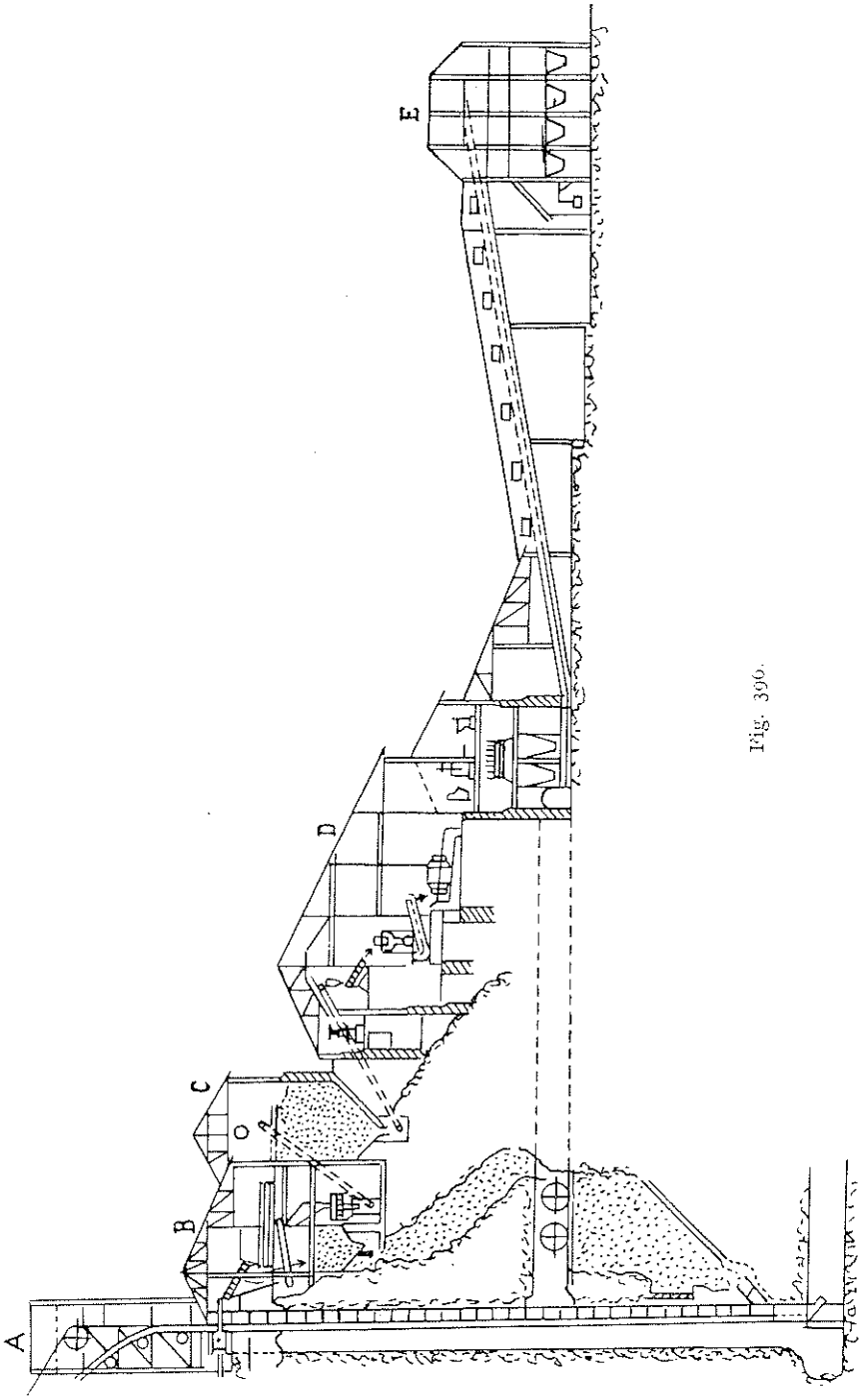


Fig. 396.

Un vasto campo è stato aperto dai progressi della fluttuazione selettiva, nel trattamento di quei minerali misti (calcopirite, blenda e pirite) a elementi di pesi specifici quasi eguali e dei quali era perciò impossibile la separazione con procedimenti gravimetrici. In impianti spesso grandiosi, specialmente in Australia ed in America, si fluttua in generale prima la calcopirite e poi si separano dei concentrati di piombo e di zinco, facendo galleggiare in ultimo la pirite, se ne ha l'utilizzazione. In certi casi invece si fanno galleggiare insieme calcopirite e galena (che si separano poi per fluttuazione o che si sottopongono a speciale trattamento metallurgico) e poi si fluttua la blenda e, se occorre, la pirite.

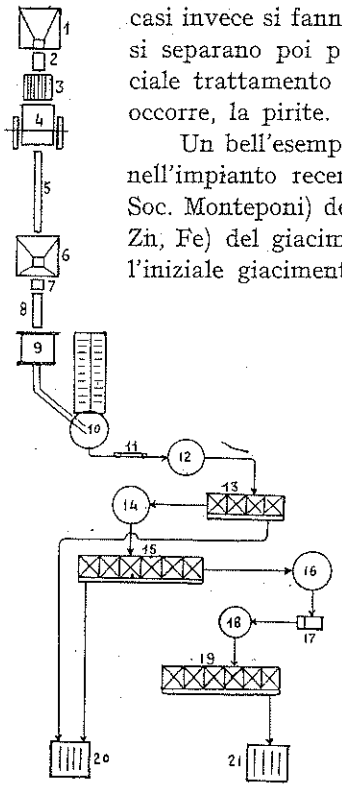


Fig. 397.

Un bell'esempio di fluttuazione selettiva integrale lo si ha nell'impianto recentissimo della miniera di Campo Pisano (della Soc. Monteponi) destinato al trattamento dei minerali misti (Pb, Zn, Fe) del giacimento scoperto coi lavori spinti al disotto dell'iniziale giacimento di calamine ferruginose che concentrate in una laveria gravimetrica alimentano l'impianto elettrolitico di Monteponi.

Il nuovo impianto di fluttuazione dà i tre concentrati di galena, blenda e pirite, dato che quest'ultimo minerale trova in questo caso la sua utilizzazione per la fabbricazione di acido solforico necessario al trattamento elettrolitico.

Nella fig. 397 è dato il diagramma della lavorazione. Da un silos (1) un alimentatore (2) serve una griglia vibrante (3) alla quale segue il frantoio (4) il cui prodotto è portato da un nastro trasportatore (5) a un secondo silos (6).

Un alimentatore (7) serve il nastro trasportatore (8) che alimenta il molino a palle (9) il quale macina a ciclo chiuso mediante il classificatore (10).

La torbida uscente dal classificatore, e nel cui percorso è collocato il campionatore (11) va al condizionatore per la galena (12) e di là all'apparecchio a 4 celle (13) il quale dà un concentrato piomboso ricco che va al filtro (20) mentre il rifiuto va al condizionatore (14) per la blenda, e passa poi all'apparecchio a 6 celle (15) il cui concentrato di Zn va al filtro (20).

La torbida, impoverita dei due metalli principali, passa ad un addensatore (16) la cui pompa a membrana (17) la leva al condizionatore (18) per attivare la pirite. Il condizionatore alimenta un altro apparecchio a 6 celle (19) il cui concentrato di pirite va al filtro (21).

Dove il sistema di concentrazione per fluttuazione ha trovato anche un enorme sviluppo è nel trattamento dei minerali solforati di rame.

Già può dirsi che attualmente non vi è un impianto di arricchimento per gravità un po' importante per minerali composti di uno o più solfuri di rame che non finisca con una sezione di fluttuazione più o meno complessa a seconda dei casi: mentre per i minerali a basso tenore si ricorre senz'altro al trattamento di tutta la massa finemente macinata per fluttuazione. A questa classe appartiene il primo interessante impianto di fluttuazione fatto in Italia nel 1916 nelle miniere di Fontana-Raminosa (Gadoni, Sardegna) dall'Ing. Guido Sanna, Direttore di quelle miniere, che ne pubblicava a suo tempo il funzionamento nella « Miniera Italiana », dalla quale ricaviamo i seguenti cenni riassuntivi.

Si tratta della concentrazione di minerali cupriferi costituiti da una mescolanza più o meno intima di pirite e calcopirite, iniettata in una roccia verde anfibolica, pirossenica ed epidottica. Tenore medio 1,75 a 2 % di Cu.

Il grafico della fig. 398 e la seguente leggenda dànno una chiara idea dell'impianto che si svolge sul declivio del monte con passaggi quasi completamente automatici da una fase all'altra del trattamento.

a) Ferrovia d'arrivo.
b) Elevatore.
c) 1° frantoio.
d) 2° frantoio.
e) Silos.
f) Elevatore a contrappeso d'acqua.
g) Tramoggia con distributore.
h) Vibrovaglio (fori da 30 mm.).
i) Nastro di cernita.
l) Tramoggia con distributore.
m) Vibrovagli (fori da 25 mm.).
n) Frantoio.
o) Vibro trasportatore.
p) Pestelli « Nissen ».
q) Cassa a punta a corrente ascensionale.
r) Rigurgito della cassa.
s) Molini Hardingue.
t) Classificatore draga.
u) Tino addensatore.
v) Apparecchio di fluttuazione.
w) Apparecchio di rifluttuazione.
x) Noria dei concentrati.
y) Filtri.
z) Apparecchio di essiccazione.

La fig. 399 dà la disposizione delle 8 celle di fluttuazione F e delle quattro celle di arricchimento R dei concentrati provenienti dalla prima batteria. I concentrati del primo apparecchio mediante il canale $C\,C$ sono condotti dal tubo T alla pompa P' che li eleva alla cassa a punta

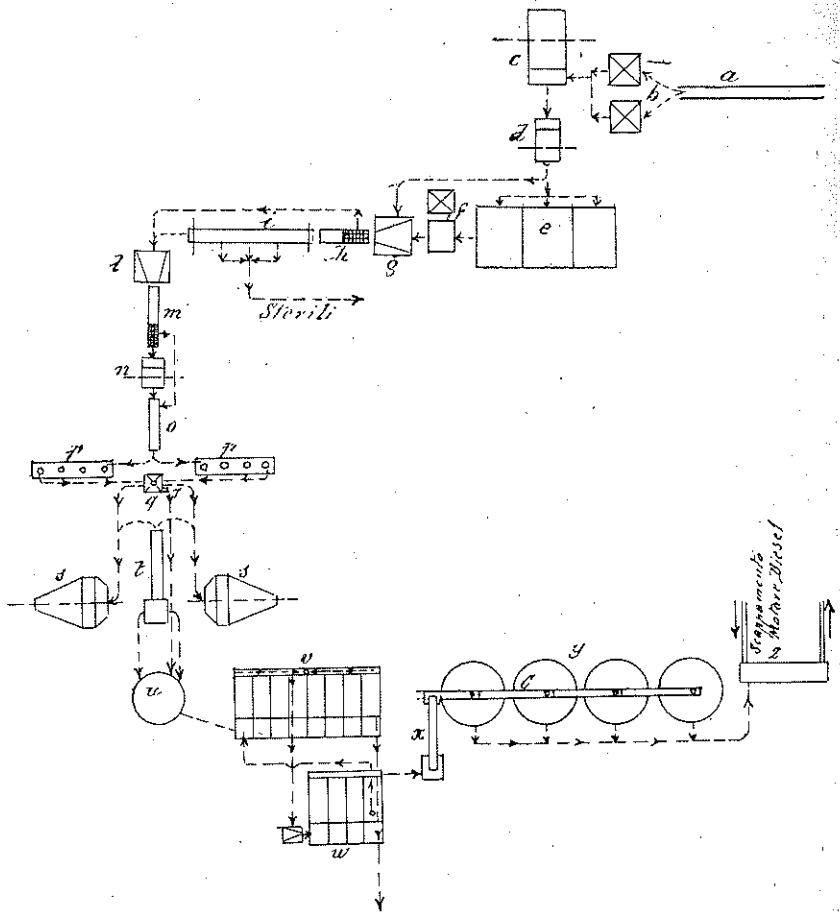


Fig. 398.

M la quale fa da alimentatore alla seconda batteria di quattro celle i cui concentrati riuniti nel canale C' vanno alla noria X che li porta ai filtri.

Il rifiuto della quarta cella va mediante il tubo T' alla pompa P'' che li eleva e li immette nella prima cella della prima batteria.

La diluizione dei concentrati è in ragione di 3 parti d'acqua per I di minerale e sollevati dalla noria scorrono su un canale C (vedi grafico)

che è munito di apposite aperture, una al disopra di ogni filtro, e di paratie che permettono di lasciare arrivare concentrati nei singoli filtri.

La disposizione di questi filtri intermittenti, che furono adottati perchè la limitata produzione non consentiva di impiantare dei filtri continui (Oliver, Portland, ecc.), diede ottimi risultati onde se ne fa cenno riportandosi alla fig. 400 che ne rappresenta un elemento.

Sono cilindri di m. 2,50 di diametro e di 4 metri di altezza.

Fondo e pareti sono costituiti da due strati di lamiera di acciaio a fori di 5 mm., fra le quali è interposta una tela da sacco a tessuto piut-

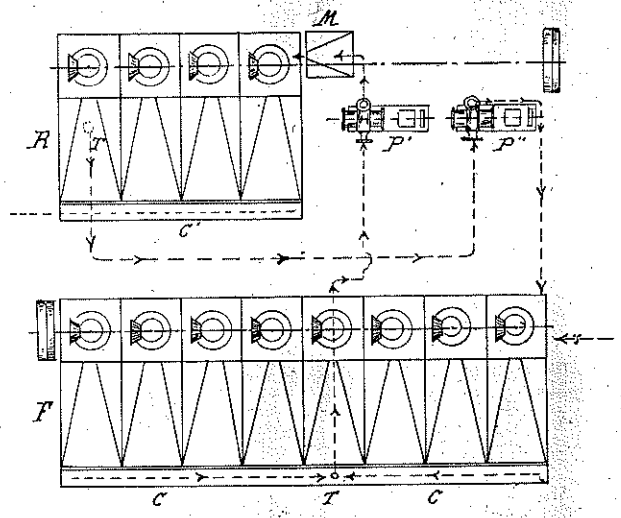


Fig. 399.

tosto fitto. Le pareti sono rinforzate da montanti e da cerchiature di ferro che servono anche per fissare le lamiere forate. I fondi sono sostenuti da un reticolato di ferro piatto di costa che si appoggia su una raggiera di piccole rotaie che posano al centro sul pilastro P ed alla periferia sullo zoccolo Z costruito in mattoni e cemento.

Dirigendo il getto del canale c — a mezzo del tubo t — verso la portina p, la parte sabbiosa della torbida si ferma contro il tratto di parete verso il quale il getto è diretto, mentre la parte più fina si deposita più specialmente dal lato opposto. Se il getto si dirigesse verticalmente al centro del filtro la parte sabbiosa si depositerebbe al centro e la parte più fina verso le pareti formando contro di essa uno strato di fanghiglia finissima attraverso alla quale difficilmente avverrebbe la filtrazione. L'acqua filtra agevolmente attraverso lo strato sabbioso per gran parte del fondo e per buona parte anche della parete contro la quale si deposita la parte sabbiosa.

Ogni filtro contiene circa 48 tonn. di materiale bagnato.

Il vuotamento del filtro è fatto mediante un riavolo in apposito carrello che si scarica presso l'apparecchio di essiccazione.

I concentrati dopo quattro o cinque giorni non contengono più del 13 % d'acqua; risultato questo convenientissimo.

L'essiccazione si compie sopra un piano di lastre di ghisa di 25 mm. di spessore, che copre una cassa a fondo di lamiera di 3 mm. di spessore e che poggia su un piano di muratura. Le pareti sono formate da ferri a ⌶ di 180 mm. di altezza. I gas di scappamento del motore Diesel entrano nella cassa dalla testata superiore ed escono dalla testata inferiore.

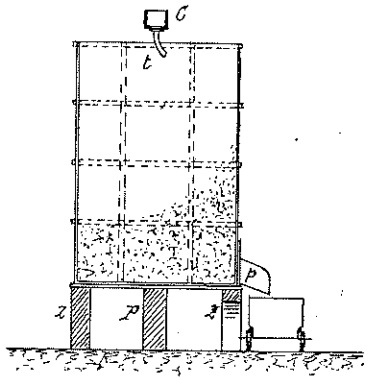


Fig. 400.

Il minerale è fatto scorrere sul piano superiore di ghisa, rimescolandolo come si fa in un forno a riverbero e ne cade con solo il 3 % di umidità.

Il tenore medio dei concentrati raggiunge il 15,5 % Cu con gr. 1050 di argento per tonn. di concentrato ed il rendimento in metallo arriva al 90 %. Il tenore degli sterili varia fra 0,15 e 0,20 % Cu.

Essi sono decantati in 4 casse a punta e se ne vanno da sè nella vallata. L'acqua che sfiora dalle casse a punta va ai bacini di decantazione e ripresa torna in circolazione in laveria.

Si macina tutto a 60 mesh e si opera a temperatura ordinaria in soluzione resa talora leggermente alcalina con l'aggiunta di soda caustica (250 a 300 gr. per tonn. di minerale trattato) o di calce.

Per il minerale di certi cantieri basta il solo uso di olio grezzo di creosoto (500 gr. per tonn. di minerale). Per certi altri al mezzo chilogrammo di creosoto occorre aggiungere da 200 a 300 gr. di gasoleum (paraffina distillata grezza) oppure acido cresilico o olio di catrame (olio di pino).

L'olio è introdotto per metà nei molini Hardingue a selci e per metà nella prima e nella quarta cella dell'apparecchio di fluttuazione, nelle quali si introduce pure, ove occorra, l'acido cresilico o l'olio di catrame. (1)

Un altro esempio interessante e più grandioso di trattamento di minerali di rame per fluttuazione completa, i cui dati togliamo riassumendoli dal Richards, è quello della:

Laveria della « Calaveras Copper Company » (California). Si tratta di un minerale di calcopirite a tenore medio di 2 % Cu ma con più del 20 % di Fe allo stato di pirite talmente mescolato alla pirite, che nella

(1) L'impianto di Fontana-Raminosa è attualmente inattivo.

primitiva laveria a trattamento ordinario per gravità, mentre negli apparecchi di macinazione la calcopirite dava luogo a forti quantitativi di fini, con perdite ingenti del metallo utile nel trattamento degli schlamms, la pirite più resistente andava ad inquinare i concentrati degli altri apparecchi arricchitori che non raggiungevano che dei tenori dell'8 % di Cu.

Col nuovo impianto di completa fluttuazione invece, tutto il minerale, precedentemente frantumato, passa ad un forte Ball-mills (2,10 × 1,80) che lavorando a ciclo chiuso mediante un classificatore doppio Dorr dà il 90 % del prodotto macinato a 80 mesh ad una batteria di quattro celle pneumatiche del Callow messe in parallelo, che dànno delle schiume ricche le quali vanno ad essere ancora concentrate in una batteria finitrice a due celle. La torbida impoverita passa ad una batteria di controllo di altre quattro celle che riceve inoltre il rifiuto della batteria finitrice. La batteria di controllo manda le schiume arricchite alla batteria finitrice ed il rifiuto sterile in discarica.

I concentrati della batteria finitrice passano ad un addensatore Dorr (di 6,60 × 3), il cui deposito (contenente 60 % di sostanza solida) passa al filtro Oliver (diametro 2,40) che dà un concentrato al 13 % di umidità da spedire.

L'acqua filtrata e quella che sfiora dall'addensatore Dorr, sono riprese da una pompa e rientrano in circolazione nel trattamento, il che dà un maggior ricupero ed una certa economia d'olio.

Si trattano 200 tonn. di minerale in 24 ore. Si usa del creosoto grezzo (proveniente da distillazione del legno) in ragione di circa 130 gr. per tonnellata trattata e viene introdotto durante la macinazione molto regolarmente nel Ball-mills.

Si ottengono dei concentrati a 14,40 % Cu, degli sterili a 0,90 % ed un rendimento in rame del 96 % circa.

Se la disseminazione è un po' meno intima il processo di fluttuazione può essere preceduto (e talora seguito) da un trattamento su tavole.

Tale è per es., il caso di una grande laveria del Messico « Montezuma Copper Company » che tratta 2000 tonnellate in 24 ore un minerale costituito da calcopirite e pirite con un po' di bornite.

Nelle sue linee generali il procedimento di concentrazione è il seguente:

Frantumazione graduale in due tempi (70 mm., 38 mm.) con frantoi a rotazione.

Triturazione (da 38 a 18 mm.) con dei Symons Disc.

Macinazione a 14 mesh in molini Marcy a sbarre.

Concentrazione del materiale sotto 14 mesh in una grande batteria di Deister Plat. O. per sabbie, ottenendone un buon concentrato cuprifero, mentre misti e rifiuti passano in grandi classificatori Dorr, i cui oversizes vanno ad altri molini come i precedenti, lavoranti a ciclo chiuso ed il cui prodotto unitamente agli undersizes dei classificatori Dorr vanno in due

grandi addensatori, che alimentano 6 apparecchi pneumatici di 20 celle ognuno i cui concentrati passano ai filtri, mentre gli sterili sono controllati da una grande batteria di Deister Plat. O. per schlamms, che dànno ancora dei concentrati di rame, dei misti da rimettere in circolazione e degli sterili da rigettare.

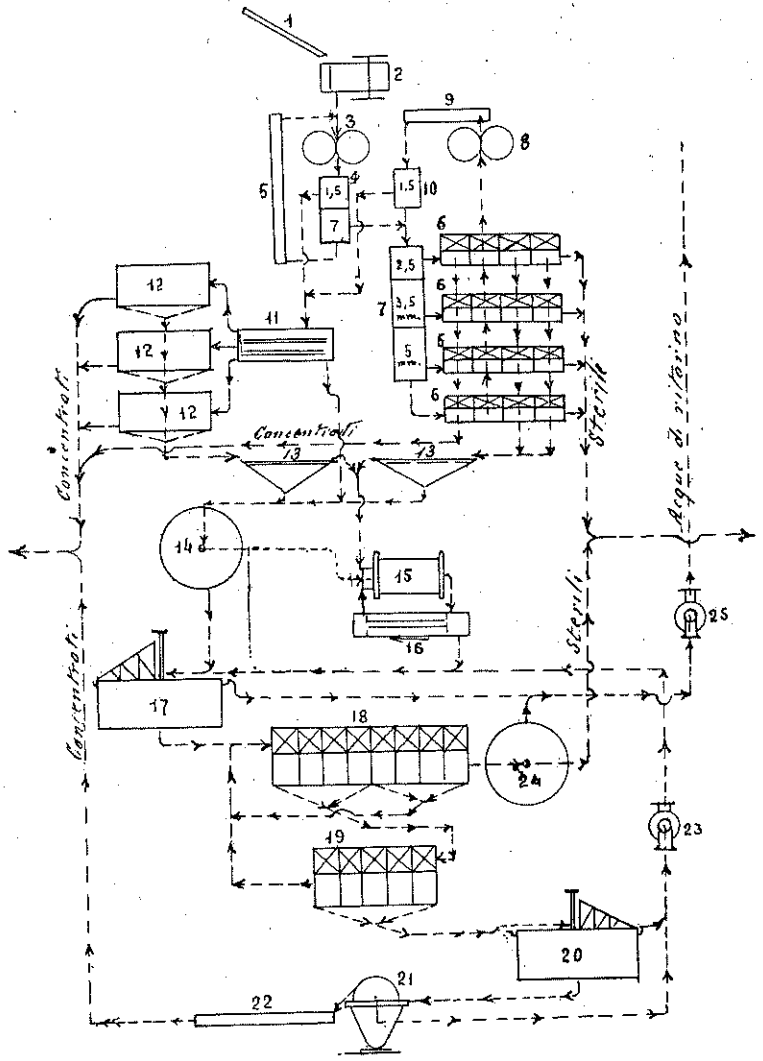


Fig. 401.

Nel caso di minerali di rame a tenore più elevato, gli esperimenti

preliminari indicano talora la possibilità di un trattamento per gravità che possa già dare dei buoni concentrati e degli sterili abbastanza impoveriti. In tale caso il flow-sheet è più complesso e la massima cura è rivolta al trattamento delle classi fini dei limi.

Ne può essere un esempio dimostrativo il diagramma dato nel grafico della fig. 401, che si riferisce ad un caso di un insieme di solfuri di rame, ad elevato tenore di argento ed a ganga quarzosa e porfirica nel quale la macinazione può essere convenientemente limitata a grani di 7 mm.

Il grafico e la seguente leggenda indicativa dànno una sufficiente idea dello svolgersi razionale del lavoro di concentrazione che può del resto essere così riassunto:

Frantumazione a 30 mm. seguita da triturazione a ciclo chiuso a meno di 7 mm. Classificazione a volume (mm. 1,5-2,5-3,5-5-7). Grani superiori a mm. 1,5 trattati con crivelli che dànno buoni concentrati e buoni sterili ed i cui misti ricchi rimacinati rientrano in circolazione, mentre gli altri misti vanno alla macinazione fina, dopo liberati dall'eccesso d'acqua la quale passa in un cono addensatore Callow.

I grani inferiori a mm. 1,5 sono liberati dai limi (che vanno al cono precedente) mediante draga che manda l'oversize alle tavole a sabbia, dalle quali si ottiene un concentrato mentre tutto il resto passa agli idroseparatori, il cui oversize va al Rod-mill mentre l'undersize va al cono Callow il quale a sua volta manda l'oversize al molino e l'acqua fangosa sfiorante all'addensatore Dorr al quale vanno pure i prodotti macinati dal molino che lavora a ciclo chiuso.

L'addensatore alimenta la batteria primaria di 8 celle di fluttuazione. Le schiume delle prime quattro vanno alla batteria di arricchimento, il cui rifiuto, insieme alle schiume delle ultime celle della batteria primaria, tornano al ripasso in quest'ultima. Le schiume della seconda batteria passano ad un addensatore minore che alimenta il filtro i cui prodotti mediante apposito trasportatore vanno ai silos dei concentrati, mentre le acque filtrate unitamente allo sfioratore dell'addensatore dei concentrati sono riprese da una pompa Frenier ed inviate all'addensatore primario.

Le acque sfioranti da quest'ultimo sono rimesse in circolazione mediante una pompa centrifuga che riceve anche le acque sfioranti da un cono Callow a cui passano gli sterili della fluttuazione.

Segue la leggenda riferentesi al grafico della fig. 401.

1. Griglia.
2. Frantoio.
3. Cilindraia.
4. Vibrovaglio a fori 1,5 e 7 mm.
5. Elevatore a tazze.
6. Crivelli a 4 compartimenti.

7. Vibrovaglio a fori di mm. 2,5-3,5-5.
8. Cilindraia dei misti ricchi.
9. Elevatore a tazze.
10. Vibrovaglio a fori di mm. 1,5.
11. Classificatore draga.
12. Tavole.
13. Idroseparatori.
14. Cono Callow.
15. Molino a barre.
16. Classificatore draga.
17. Addensatore Dorr.
18. Batteria primaria di fluttuazione.
19. Batteria finitrice di fluttuazione.
20. Addensatore Dorr.
21. Filtro.
22. Trasportatore dei concentrati.
23. Pompa Frenier.
24. Cono Callow.
25. Pompa centrifuga.

Istruttivo ed interessante può anche essere il seguente cenno riassuntivo della concentrazione di minerali a basso tenore di rame nel grandioso impianto della miniera di « El-Teniente » (della Braden-Copper Cy) nel Cile; sia per la sua entità, sia perchè qui l'arricchimento si compie in tre fasi di macinazioni successive, delle quali due seguite da concentrazione su tavole e l'ultima da un trattamento per fluttuazione graduale.

Si trattano giornalmente oltre 5000 tonnellate di minerale di rame costituito da calcopirite e calcocite (con predominanza della prima) in ganga di andesite e quarzo. Tenori Cu 2,16 % ed Fe 5,7 %.

Il minerale arriva dalla miniera in vagoni di 20 tonn. che scaricano in grandi silos della capacità di oltre 10.000 tonn.

Mediante trasportatori a cinghia (l'ultimo dei quali gira su puleggia magnetica per l'eliminazione dei pezzi di ferro), il minerale va ai frantoi a rotazione che frantumano a meno di 100 mm.

Il minerale frantumato passa su griglie inclinate il cui rifiuto — mediante trasportatori a cinghia — passa a cinque Symons Disc il cui prodotto si unisce all'undersize delle griglie (macinazione a meno di 30 mm.) per andare mediante cinghie di trasporto ai silos.

Da questi il minerale è ripreso da un trasportatore il quale lo versa su un secondo nastro che passa ad una bilancia automatica speciale che pesa e registra il quantitativo che passa, e che cade in un imbuto, il quale alimenta un altro nastro trasportatore.

Nel cadere nell'imbuto però un campionatore Vezin preleva il 5 % del totale che è opportunamente macinato e manipolato per avere il campione medio.

L'ultimo trasportatore distribuisce la massa detritica nei silos muniti di 18 alimentatori automatici, che alimentano altrettanti molini a palle Marcy i quali macinano a 3 mm. lavorando a ciclo chiuso.

Il prodotto del molino < 3 mm. passa a 48 tavole Wilfley che dànno un concentrato a 14 % di Cu e mandano il resto a 24 molini Hardingue che (mediante 24 draghe) lavora a ciclo chiuso mandando il fino a 12 coni il cui sfioratore va alla fluttuazione, mentre l'oversize alimenta 42 tavole Wilfley le quali dànno un concentrato come il precedente.

Il resto (misti e rifiuti delle tavole) vanno a 18 draghe che mandano le torbide alla celle di fluttuazione e l'oversize a 18 molini Hardingue il cui prodotto mediante tre elevatori passa alle 18 draghe.

Si hanno quindi col trattamento su tavole due concentrati che contengono il 30 % del rame contenuto nel minerale iniziale.

Vanno al trattamento per fluttuazione — come fu detto — lo sfioratore dei 12 coni Callow e la torbida delle ultime 18 draghe.

Per la fluttuazione si hanno 11 batterie di 20 celle ognuna, con eliche d'agitazione di bronzo. Ogni compartimento è munito nella camera di selezione di una paletta di rame di circa 1 metro di lunghezza che fa 20 giri al minuto e che favorisce l'evacuazione delle schiume. Si immette per ogni cella un po' d'acqua nel canale che riceve le schiume (al 20 % di Cu) per convogliarle più facilmente agli apparecchi di fluttuazione.

Tutto ciò che sorte dalle batterie (a 0,45 % Cu) passa a 28 celle tipo Callow (ad aria compressa) le quali ricevono anche la torbida addensata che proviene da 4 grandi addensatori ai quali vanno le torbide di rifiuto della batteria stessa.

Essa dà un concentrato povero all'1 % Cu che passa ad una seconda batteria finitrice di 6 celle la quale dà un concentrato a 10 % Cu ed un rifiuto che torna alla batteria precedente.

I concentrati della fluttuazione ripresi da un elevatore vanno a grandi addensatori che rimandano le acque sfioranti alla batteria delle 28 celle pneumatiche. I concentrati addensati vanno ai diversi filtri e quindi ai forni d'essiccazione.

Come agenti per la fluttuazione si usano olii provenienti dalla distillazione del legno di pino e residui della distillazione dei petroli che sono introdotti nei molini mediante alimentatori automatici; mentre una certa quantità di H_2SO_4 arriva, da un serbatoio munito di distributore, nella corrente della torbida che si avvia agli apparecchi di fluttuazione.

I trattamenti di fluttuazione per i minerali di rame si sono attualmente estesi in larga scala a minerali a tenori dell'1 % ed anche inferiori spesso in colossali impianti, come quelli di due stabilimenti della « Utah Copper

Co » della capacità ognuno di 30.000 tonn. al giorno e per minerali tra 0,9 ed 1 % Cu, ottenendo oltre il 90 % di resa in metallo in concentrati al 31 %. Gli apparecchi per la fluttuazione sono del tipo Janney. I reagenti impiegati sono: calce (nel molino) kg. 1,700 per tonnellata trattata (pH 8,2 a 9); sodio areofloat 7 gr. per tonn.; creosolo 80 gr. per tonn.; cianuro di sodio 20 gr. per tonn.

A « Chuquicamala » (Cile) da un minerale di rame molto piritoso si riesce ad ottenere concentrati di rame al 30 % e concentrati di pirite al 40 % Fe e 45 % di solfo: e risultati simili si ottengono a « Ducktown » trattando un minerale al 2,2 % Cu e 37 % ed in altri impianti americani.

Progetti e costruzioni. — La compilazione definitiva di un progetto di laveria dovrebbe esser fatto in base ad un piano quotato della località, molto dettagliato ed abbracciante una zona di terreno sufficientemente ampia da permettere lo studio delle vie d'accesso e quello delle vie d'evacuazione dei prodotti e degli sterili, nonchè dei bacini di chiarificazione e relativi canali di circolazione. Nel rilevare tale piano è bene fissare sul terreno dei capisaldi di livello e di riferimento.

Per il primo studio di massima bastano dei disegni alla scala di 1 : 100. Per quello definitivo una buona scala d'insieme è quella di 1 : 50. I disegni di dettaglio per i diversi gruppi si fanno in generale in scala maggiore (1 : 20 — 1 : 25).

È buona norma da seguire quella di abbondare nel disegno dei dettagli; il tempo che vi si impiega è largamente compensato dalla sicurezza e rapidità dell'esecuzione.

Come per qualunque altra costruzione civile od industriale è da raccomandare un esame accurato del terreno per ciò che riguarda specialmente le fondazioni, nelle quali sarà bene prevedere l'uso di malte idrauliche ed occorrendo di buone platee di calcestruzzo di cemento.

Anche per i muri d'ambito e di sostegno, che saranno naturalmente calcolati largamente, la parte sottostante agli apparecchi di lavaggio, dove è naturalmente inevitabile lo scorrere eventuale d'acqua che può sfuggire dagli apparecchi, o dalle casse, o dai canali, è consigliabile l'uso di malta idraulica.

Le travature siano esse metalliche (sempre preferibili quando circostanze speciali d'economia o d'altro genere non vi si oppongano) siano esse di legno, devono essere studiate in modo da ridurre al minimo le vibrazioni e nell'ultimo caso è bene che tutte le unioni dei travi siano rilegate da buone squadre di ferro o di ghisa. Per la conservazione delle travature di legno è utile il passar loro del carbolineum applicato con un pennello a caldo e ciò specialmente nelle parti infisse nelle murature.

I tetti non si fanno quasi mai di cotto: sono per lo più di lamiera di ferro galvanizzato ondulate o lisce, qualche volta di feltro, ecc. L'inclinazione loro (dipendente quella minima dalle condizioni di clima ed esposizione della località) può variare a seconda delle circostanze locali e della disposizione dell'impianto.

I pavimenti possono essere di cemento (sempre preferibili) o di legno. In quest'ultimo caso è bene farli a due strati di tavole sovrapposti a giunti incrociati, passando il carbolineum specialmente sulle due faccie dello strato inferiore, che avrà così una lunghissima durata. Non si avrà così da pensare in seguito che alla manutenzione e ricambio dei tratti che si deteriorano dello strato superiore.

Le finestre, munite di buoni cristalli ma non troppo spessi, è bene siano abbondanti, vicine ed alte, onde i raggi luminosi cadano quanto è possibile verticalmente. Quando è possibile anzi si dà anche luce dall'alto con lucernari e finestroni convenientemente disposti lungo le falde del tetto. Il bianco od una tinta giallastra data alle pareti interne è favorevole ad una buona utilizzazione della luce.

La circolazione da un piano all'altro deve esser resa agevole e pronta mediante scale comode e ben studiate al fine di arrivare ai diversi ripiani nei punti che meglio si prestano per la sorveglianza e per giungere facilmente e rapidamente in tutti i punti dove può occorrere l'opera del sorvegliante o degli operai in caso di guasti o d'infortunio.

È bene prevedere all'interno un piccolo ufficio per il capo della laveria o per il sorvegliante, ed in molti casi attiguo o vicino alla laveria un locale per i falegnami ed una forgia con gli attrezzi più essenziali, poichè, in generale, i grossi lavori di riparazione si fanno nell'officina meccanica che serve tutta la miniera.

Si dovrà anche pensare ad un piccolo locale ad uso di magazzeno per i generi di uso corrente e per i pezzi di ricambio, che saranno tenuti con cura, ben classificati e pronti all'impiego.

Il motore sia esso idraulico od a vapore deve essere in un locale ampio, ben ventilato ed illuminato. Nell'ultimo caso esso sarà contiguo o vicino a quello delle caldaie. Il pavimento ne sarà a preferenza di cemento e le pareti fino all'altezza di circa 2 metri saranno ricoperte d'intonaco lucido per agevolare la pulizia.

Le fondazioni della motrice devono essere ben separate dai muri dell'edifizio a causa delle vibrazioni e devono i condotti sotterranei d'accesso al condensatore, alle tubazioni, alle teste dei bolloni di fondazione, essere illuminati ed abbastanza ampi per permettere le eventuali riparazioni.

Anche i motori elettrici, specialmente se ad alto voltaggio dovranno preferibilmente essere in locali separati od in cabine chiuse, e così pure i trasformatori se occorrono.

I fili conduttori poi dovranno naturalmente essere quanto si può fuori di portata di mano e perfettamente isolati secondo le regole d'arte.

Per le fondazioni delle motrici o dei grossi apparecchi di frantumazione e triturazione (quando questi ultimi non sono montati su apposite travature) il miglior materiale è il calcestruzzo di cemento, messo a strati regolari e ben battuti, lasciando con appositi pioli i passaggi dei bolloni

che verranno poi riempiti di cemento. Ottimi lavori di questo genere possono anche farsi con cemento armato.

Esercizio. — Perchè un impianto ben studiato, ben costruito e ben montato dia i risultati che è possibile di sperarne occorre nella persona alla quale ne è confidato l'esercizio non solo il corredo indispensabile di cognizioni tecniche in materia, ma anche quell'esperienza che può valere a dargli il colpo d'occhio sicuro e la prontezza di decisione per provvedere senza esitazioni a tutte le eventualità possibili durante l'andamento della lavorazione.

Tale sicurezza nel provvedere, unita all'esempio di un'attività continua nel lavoro, alla fermezza nel comando ed alla rettitudine nei giudizi, sono i coefficienti che più contribuiranno a far acquistare a chi dirige un opificio, di fronte al personale operaio il prestigio senza del quale è difficile ottenere quella disciplina che è il caposaldo di ogni buona azienda industriale.

L'organizzare e utilizzare con criterio la mano d'opera è cosa meno facile di quanto possa parere a primo aspetto. L'operaio tende naturalmente e per cause diverse a produrre solo una parte del lavoro che realmente potrebbe dare: sta a chi lo dirige il cercare il modo di metterlo nelle condizioni opportune perchè per l'andamento stesso naturale delle cose e quasi indipendentemente dalla volontà sua, questa parte di lavoro che egli fornisce sia la massima possibile.

Il sistema del salario a premi, applicabile talora alle officine meccaniche, non sarebbe possibile che in qualche fase forse del lavoro di un opificio di preparazione meccanica di minerali, e lo stesso può dirsi del lavoro a cottimo.

Solo una buona organizzazione del lavoro, tale che il succedersi ordinato e logico delle operazioni faccia quasi da controllo a coloro che vi sono addetti ed un attento esame dell'attitudine degli operai ai diversi lavori, onde trovare ad ognuno il posto più adatto a seconda della sua potenzialità muscolare o intellettuale, unita ad una sorveglianza intelligente e continua, possono contribuire a raggiungere lo scopo.

Questo controllo continuo è affidato ad un sorvegliante od a più sorveglianti (secondo l'importanza della laveria) i quali fanno da intermediari, da conduttori, tra chi dirige il lavoro e gli operai che da loro direttamente dipendono.

La scelta di questi impiegati subalterni è cosa di capitale importanza. Si richiede in essi oltre una conoscenza perfetta dell'andamento pratico delle operazioni inerenti al ramo loro affidato, quelle doti di serietà, d'energia ed allo stesso tempo di prudenza, che sono indispensabili per ben guidare gli operai. Ad essi saranno impartiti gli ordini per l'andamento di dettaglio del lavoro, sia per ciò che riguarda le variazioni da compiere nel funzionamento degli apparecchi, sia per ciò che concerne la parte disciplinare; ma occorre far sì che, pure conservando agli impiegati subalterni il dovuto prestigio, il personale operaio si accorga sempre che gli ordini che ricevono vengono da chi dirige il lavoro.

Questi deve seguire e rendersi ben conto dei rapporti fra sorveglianti ed operai per intervenire a tempo ad evitare abusi o eliminare attriti facili a prodursi. Se una soverchia famigliarità fra loro è pericolosa, non meno dannosa può essere una ostilità facile a degenerare in contrasti e litigi, che vanno sempre a scapito del lavoro.

Bisogna inculcare ai sorveglianti di essere energici, ma urbani coi loro dipendenti; di far tacere le simpatie personali usando un solo peso ed una sola misura per tutti: di esigere la più scrupolosa ubbidienza agli ordini che trasmettono, ma di darne a loro volta l'esempio.

Gli ordini che si impartiscono al personale devono essere tassativi, chiari ed espliciti. Le principali norme disciplinari è bene siano raccolte in un regolamento interno da affiggersi in punti adatti all'interno dello stabilimento e del quale i sorveglianti rinnoveranno il ricordo di tanto in tanto agli operai.

Lo stesso deve farsi per ciò che riguarda le disposizioni per evitare e prevenire gli infortuni.

Chi dirige il lavoro deve cercare di diminuirne la possibilità: ma deve eziandio esigere che anche gli operai vi contribuiscano coll'uniformarsi alle norme prescritte, colla prudenza e coll'attenzione. La massima severità a tale riguardo è più che giustificata dallo scopo umanitario a cui essa tende.

Tra le norme più essenziali da inculcare vi è quella che ognuno non si allontani dal punto ove deve lavorare senza ordine speciale e che non compia che le incombenze alle quali è tenuto, nè per curiosità nè per eccesso di zelo.

Bisogna imporre agli operai (cosa del resto che è anche prescritta dalla legge) l'uso di vesti attillate escludendo le parti svolazzanti: non dovendosi dimenticare che si può essere trascinati anche da un albero liscio leggermente grasso per aderenza del capo svolazzante.

Il maneggio delle cinghie di trasmissione, l'oliatura e pulizia delle trasmissioni — le quali dovrebbero farsi per quanto è possibile a macchina ferma — saranno affidate ad operai appositi.

Se la pulitura di qualche albero non può farsi a macchina ferma è consigliabile l'uso della pertica; specie d'asta che porta ad un estremo un ferro ricurvo avvolto con corda e che si adagia sull'albero sul quale si può farlo scorrere longitudinalmente. Si possono anche usare volendo delle pertiche di forme speciali a molla per cambiare gli oliatori.

Per rendere meno frequente il contatto dell'operaio colle parti in movimento è bene dare, per quanto è possibile, la preferenza agli oliatori automatici e se un cuscinetto in posizione pericolosa riscalda, costringendo

ad oliarlo in marcia, è raccomandabile l'uso di una boccetta (pipa da olio) a bilico collocata all'estremo di una pertica e comandabile con una funicella.

Le precauzioni da usarsi nel maneggio delle cinghie non sono mai troppe. Nelle unioni o cuciture bisogna assolutamente escludere le parti sporgenti: ottime da questo punto di vista sono le giunzioni Sonnenthal, Jackson, ecc.

Per far salire le cinghie sulle relative pulegge bisogna sempre rallentare il motore a meno che si faccia uso di appositi utensili, come ad esempio i montacinghie portatili o di apparecchi fissi quali sono ad esempio i montacinghie a due braccia dell'Associazione degli Industriali d'Italia.

Se qualche albero di trasmissione è basso o vicino al pavimento ed in luogo di passaggio, occorre sia protetto da una custodia e così pure munite di ripari di forma varia a seconda dei casi dovranno essere le pulegge e le cinghie situate in posizione pericolosa.

Nelle trasmissioni le parti sporgenti è meglio siano soppresse o protette. Se qualche chiavetta è in posizione pericolosa e non può essere tagliata rasa è bene sia coperta da bussola speciale o avvolta. Se i giunti dei manicotti d'unione sono fatti a bolloni, i dadi e le teste è bene siano nascosti e così pure nascoste od annegate saranno le teste delle viti che servono a serrare gli anelli d'arresto.

Il volano della motrice deve essere isolato con barriere o griglie piuttosto alte e se trattisi di motrice a tiretti e se lo spazio fra gli eccentrici ed il cuscinetto è ristretto, sarà bene ricorrere a convenienti ripari per evitare l'impigliarsi di un dito o della mano quando occorra verificare il riscaldamento del cuscinetto.

Per la messa in moto, per il rallentamento o per l'arresto del motore dovranno essere stabiliti dei segnali i quali sarà preferibile che siano ben noti a tutti e messi in un avviso posto nel locale del motore e nei punti più convenienti dell'opificio.

Siccome il volano di un motore non può arrestarsi bruscamente giova poter fermare la trasmissione o una sua parte, il che può farsi rapidamente sia con puleggia fissa e folle con cambiacinghia a contrappeso, sia con disinnesti di tipi diversi. Per l'avviso di fermata istantanea onde evitare o rendere meno grave un infortunio si potrebbe volendo ricorrere a sistemi speciali in generale poco in uso nelle laverie. Un sistema per esempio semplice e pratico al tempo stesso potrebbe essere il sistema De-Angeli.

In ogni ambiente dello stabilimento ed in un punto adatto si colloca una cassetta d'allarme con lastra di vetro. Chi si trova presso una cassetta, in caso d'infortunio, rompe il vetro e gira la manovella: suonano delle campane d'avviso nel locale della motrice e presso i manicotti di disinnesto e ciascuno ha l'obbligo di disgiungere i manicotti e il macchinista di fermare il motore.

In caso di lavoro notturno deve naturalmente aversi cura che l'illuminazione sia ben ripartita ed abbondante dappertutto, ed occorrendo di dover compiere nel lavoro di notte anche delle operazioni di cernita e su minerali pei quali questo lavoro sia un po' difficile per l'aspetto delle specie minerali, non è male il tener presente che la luce delle lampade ad arco è più favorevole di quella delle lampade ad incandescenza perchè altera meno i colori.

Per i lavori di manutenzione e di riparazione in un impianto un po' importante si ha ordinariamente una squadra apposita, che è bene abbia un capo specialmente incaricato della sorveglianza del macchinario e della distribuzione del lavoro di dettaglio secondo le istruzioni che esso riceve dal capo della laveria.

Il capo squadra di ogni reparto od ogni singolo operaio dovrà dare avviso immediato di qualunque anormalità che egli abbia a constatare nell'apparecchio o negli apparecchi ai quali è addetto, e constatato un guasto, un difetto, un inconveniente bisogna cercare di porvi riparo al più presto anche se trattisi di cose di poca entità. I piccoli inconvenienti dell'oggi se trascurati diventeranno i guai maggiori dell'indomani: i piccoli difetti di un apparecchio non sanati a tempo si andranno acutizzando e porteranno spesso a spese maggiori ed a fermate intempestive.

Chi dirige il lavoro deve avere piena ed intera la conoscenza di ogni singola macchina della sua laveria non solo nell'insieme del suo funzionamento ma nelle particolarità della sua costruzione; nè deve sdegnare di scendere ad occuparsi dei piccoli dettagli dai quali spesso dipende il buono e continuo andamento dell'insieme.

La laveria deve disporre di un corredo completo dei pezzi di ricambio delle parti delle diverse macchine che sono più soggetti ad usura o che sono più esposti a guasti o rotture. Anzi in un opificio di una certa importanza è molto utile il tenere un registro apposito dal quale risulti a colpo d'occhio lo stato del magazzeno destinato a quei pezzi onde evitare di esser colti alla sprovvista e pensare in tempo alle mancanze.

Un'attenzione speciale merita la questione di una buona e regolare lubrificazione, che contribuisce a diminuire le spese di manutenzione ed il consumo di forza motrice.

Si ebbero già a segnalare l'opportunità ed i vantaggi della lubrificazione automatica dappertutto dove essa è possibile. È bene qui insistere sulla necessità di una buona scelta degli olii che si adoperano, cosa alla quale spesso non si dà purtroppo l'importanza che merita, badandosi molte volte alla sola condizione del prezzo. Naturalmente non è facile il giudicare a priori un olio, poichè l'esame dei suoi caratteri esterni (colore, densità, scorrevolezza, ecc.) non dà una base sufficiente per calcolare il suo valore; ma ove si rifletta che da esso dipende la conservazione del macchinario; *la riduzione al minimo delle resistenze d'attrito* ed il minimo

consumo del lubrificante stesso, non si dovrà esitare a formarsene un criterio pratico attendibile con prove ripetute, di lunga durata e fatte in scala piuttosto ampia sul macchinario.

In un impianto un po' vasto un miglioramento generale nella lubrificazione può portare talora ad un risparmio di forza tale da compensare più volte il maggior costo del lubrificante che ha valso a produrre un tale effetto.

Tutti i supporti e cuscinetti dovrebbero avere bacinelle o vasetti di raccolta degli olii che scolano da essi, i quali potranno in certi casi essere depurati ovvero usati per la lubrificazione dei vagoncini.

Se qualche cuscinetto riscalda molto, si può prima di tutto tentare l'uso di un olio più denso del solito (olio di ricino, olio da cilindri, ecc.) e poi non riuscendo si possono versare nel cuscinetto dei fiori di solfo con molto olio allentando le viti del cappelletto: si può anche adoperare dell'olio mescolato con un po' di grafite.

Un altro elemento importante da sorvegliare durante l'esercizio è quello che riguarda le cinghie. Anche qui, come già si disse, bisogna tener conto non solo del prezzo d'acquisto, ma anche e specialmente della qualità per le ragioni già esposte.

Conviene nell'interesse della marcia di non fare economia di qualche centimetro nella larghezza delle cinghie, se le pulegge lo consentono; nè bisogna mai sovraccaricare una cinghia se non si vuole sprecare forza e danaro.

Si deve evitare, per quanto è possibile, di adoperare resine, colofonia, pece greca e simili per favorire l'aderenza, poichè queste sostanze bruciano e rovinano le cinghie in breve tempo. Il miglior mezzo perchè una cinghia presenti alla puleggia la superficie vischiosa che favorisce appunto l'aderenza è — per quelle di cuoio — di applicarvi a lunghi intervalli uno straterello di unto e due di olio di lino cotto: per quelle di tessuto basta una spalmatura ogni tanto di olio di lino cotto. Per la buona manutenzione di queste ultime è anche una buona norma quella di applicar loro sulla faccia esterna a lunghi intervalli un leggero strato di olio di lino cotto misto con del buon minio.

È bene evitare che la polvere si addensi sulle pulegge e sulle cinghie, poichè le prominenze che vi si producono diminuiscono l'aderenza della cinghia sulla puleggia.

Le cinghie larghe più di 150 mm. dovrebbero essere messe in opera mediante un tenditore: forzando una cinghia larga da un lato per farla salire sulla puleggia si rischia di tagliarla o di torcerla e farla lavorar male.

Per ciò che riguarda la scelta e l'ordinazione delle lamiere forate e delle tele metalliche per la classificazione a volume e per i crivelli ci si può riferire a quanto fu detto nei capitoli relativi. Aggiungeremo solo

che anche per questi materiali giova tenere il debito conto non del solo prezzo, ma di questo e della qualità e durata.

È da condannare poi il sistema di non cambiare le tele o lamiere della classificazione se non quando non reggono più e si rompono o si spaccano. In generale, prima di arrivare a questo punto, la forma ed il calibro dei fori sono già talmente alterati che spesso la classificazione non è più quella che dovrebbe essere e quindi gli apparecchi arricchitori non ricevono il materiale quale dovrebbe essere a detrimento del rendimento. Si crede di fare un'economia e non si genera che una perdita.

Essendo generale negli operai la tendenza ad abbondare nell'uso dell'acqua, il consumo di essa nei diversi apparecchi deve essere assiduamente controllato, e ciò tanto più quando essa deve essere elevata a forti prevalenze o quando se ne scarseggia.

L'acqua in laveria (salvo casi eccezionalissimi) costa del danaro e deve essere risparmiata; inoltre in certi casi un eccesso d'acqua è più dannoso che utile specialmente in certi classificatori idraulici ed in generale negli apparecchi arricchitori dei fini.

È superfluo inoltre l'insistere sulla necessità di una vigilanza continua al regolare andamento di tutti gli apparecchi e di quelli arricchitori specialmente. Delle ispezioni frequenti ai singoli apparecchi sono indispensabili e valgono a provvedere in tempo alle deficienze od ai mutamenti opportuni ed a mantenere viva la vigilanza degli operai addetti alle diverse operazioni.

Un controllo efficace dei risultati del lavaggio si avrà prelevando regolari campioni, secondo le norme già indicate, dei materiali che si introducono in laveria (servendosi — dove lo si possa — di apparecchi automatici); delle singole categorie di prodotti (che saranno presi all'atto della loro pesata all'uscita della laveria); e degli sterili, prelevati alla sortita degli apparecchi ovvero sui vagoncini che li portano alle discariche. I singoli campioni giornalieri riuniti per ogni diversa categoria, potranno essere mandati al laboratorio per l'analisi a brevi periodi, per esempio ogni cinque o sei giorni.

I risultati di queste analisi periodiche, trascritte in apposito registro consentono di dedurne in fine mese il tenore medio dei materiali trattati, dei singoli prodotti ottenuti e degli sterili. Conoscendo quindi il quantitativo delle diverse specie di minerali introdotte al lavaggio e quello delle diverse categorie di prodotti ottenuti, colle debite deduzioni d'umidità da determinarsi su appositi campioni, si potrà calcolare facilmente e con una approssimazione tollerabile la quantità di metallo contenuto nei materiali trattati e nei prodotti ottenuti per poterne dedurre il rendimento finale e le perdite totali avvenute nel complesso delle materie di rifiuto (sterili degli apparecchi, fanghi contenuti nelle acque di rifiuto, ecc.).

Materiali trattati — tonnellate	Tenori Zn	Tenori Pb	Metallo contenuto Zn	Metallo contenuto Pb	Prodotti ottenuti — tonnellate	Tenori Zn	Tenori Pb	Metallo contenuto Zn	Metallo contenuto Pb	Rendim. in metallo Zn	Rendim. in metallo Pb

Tonnellate trattate per tonnellata ottenuta .....

Tenore medio delle materie rifiutate .....
Tenore medio degli sterili dei crivelli .....
Tenore medio degli sterili delle tavole .....
Tenore medio dei fanghi dei bacini .....

Numero d'operai impiegati .....
Totale delle giornate di lavoro .....
Salario medio giornaliero .....
Tonnellate trattate per giornata d'operaio .....
Tonnellate ottenute per giornata d'operaio .....

OSSERVAZIONI .....

SPESE					
Capitoli	Categorie	Totali parziali	Totali complessivi	Prezzo di costo per tonn. trattata	Prezzo di costo per tonn. prodott.
Sorveglianza ...					
Mano d'opera per lavaggio	Caricamento ...				
	Frantumazione .				
	Triturazione ...				
	Classificazione ..				
	Crivelli				
	Tavole				
	Evacuaz. sterili .				
	Diversi				
Forza motrice	Mano d'opera ..				
	Combustibile ...				
	Lubrificanti				
	Generi diversi ..				
	Pezzi ricambio .				
	Lavori officina ..				
Generi di consumo	Lubrificanti				
	Lamiere e telef.				
	Cinghie				
	Diversi				
Manutenzione	Mano d'opera ..				
	Legname				
	Ferri				
	Diversi				
	Pezzi ricambio .				
	Lavori d'officina				
Spese direzione .					
Spese diverse ..					
	Totale				

Alla fine di ogni mese è buona norma quella di rediger un quadro riassuntivo dal quale risultino tutti i dati che valgono a dare un'idea chiara dei risultati tecnici ed economici ottenuti col trattamento meccanico e delle spese fatte divise per capitoli e per categorie, del genere di quello dato a pag. 686 e che si riferisce ad un minerale, per esempio, di galena e blenda; ma che subirà naturalmente delle variazioni notevoli a seconda dei diversi casi pratici.

L'insieme di queste tabelle mensili consentirà di compilare in fine d'anno un quadro simile riassuntivo, che fornirà tutti i dati più essenziali per dare un'idea chiara ed efficace dell'andamento della preparazione meccanica durante l'intera annata.

NOTE, DATI E RICORDI UTILI

CARATTERI PRINCIPALI DEI MINERALI PIÙ COMUNI

Minerali d'Alluminio:

Criolite ($NaAlFl_6$): Colore biancastro, translucido. Durezza 2 ½. P. spec. 2,97.

Bauxite: Idrossido d'alluminio a composizione non ben definita e costante, con prevalenza di $Al_2O_3H_2O$, e presenza di elementi caoliniferi, di silice e di ossido ferrico o limonitico. Colore biancastro e grana fine pisolitica se ha poca silice e ferro; dura e d'aspetto lapideo se contiene molta silice, con colore roseo o bruno che le è dato dal manganese e più spesso dal ferro. Durezza da 1 a 3. P. spec. 2,4 a 2,5. Tenore massimo in alluminio 85 %.

Minerali d'Antimonio:

Senarmontite e *Valentinite* (Sb_2O_3): Colore biancastro la prima, giallo l'altra. Durezza 3. P. spec. 5,3. Tenore massimo in antimonio 83,56 %.

Stibina o *Antimonite* (Sb_2S_3): Colore grigio piombo. Lucentezza metallica. Durezza 3. P. spec. 4,6. È genatalmente in masse bacillari o fibrose.

Minerali d'Arsenico: Arseniuri e solfoarseniuri associati a minerali di piombo, di rame e metalli preziosi:

Arsenio-pirite (FeAsS): Colore bianco-stagno. Lucentezza metallica. Durezza 5,5 a 6. P. spec. 6. Spesso aurifera o argentifera.

Realgar (AsS): Colore rosso aurora. Lucentezza viva. Durezza 1,5 a 2. P. spec. 3,8.

Orpimento (As_2S_3): Colore giallo oro. Lucentezza adamantina. Durezza 1,5 a 2. P. spec. 3,4.

Minerali d'Argento:

Argento nativo (Ag): Colore bianco se puro. Lucentezza metallica. Durezza 2,5. P. spec. 10,5. Trovasi in cristalli, in fili, in seno alle ganghe o allegato all'oro, al rame, al bismuto, al mercurio, ecc.

Argentite (Ag_2S): Colore nerastro, grigio-piombo. Lucentezza metallica. Si taglia col coltello come il piombo. Durezza 2 a 2,5. P. spec. 7,30.

Varietà: *Proustite* (Argento rosso. Solfo-arseniuro d'argento). — *Argirose-Stefanite* (Color nero. Solfo-antimoniuri d'argento).

Argento corneo (*Cerargirite*) (AgCl): Colore grigio o verdolino chiaro. Durezza 1 a 1,5. P. spec. 5,4.

Minerali di Cromo:

Cromite o *Ferro cromato* ($FeO . Cr_2O_3$): Colore nero o bruno scuro. Durezza 5,5. P. spec. 4,4.

Minerali di Ferro:

Magnetite ($FeO . Fe_2O_3$): Colore nero-ferro. Polvere nera. Durezza 6. P. spec. 5,2. Tenore massimo Fe 72 %. Fortemente magnetica.

Oligisto (Fe_2O_3): Colore grigio ferro nelle varietà cristalline e rosso-bruno nelle varietà amorfe (*Ematite*). Tenore massimo Fe 70 %. Durezza 5,5 a 6. P. spec. 4,5 a 5,3.
Varietà: *Martite, Ferro speculare, Ocra rossa.*

Limonite ($2 Fe_2O_3 . 3 H_2O$): Colore variante dal bruno al giallo. Lucentezza submetallica. Polvere gialla. Spesso oolitica o terrosa. Durezza 4 a 5. P. spec. 3,6 a 4. Tenore massimo Fe 60 %.

Siderite ($Fe . CO_3$): Colore gialliccio o bruno. Tenore massimo Fe 48 %. Durezza 3,5 a 4,5. P. spec. 3,8.

Pirite (FeS_2): Colore giallo chiaro. Lucentezza metallica. Polvere nera. Durezza 6,5. P. spec. 5. Diventa industrialmente minerale di ferro dopo la torrefazione per la fabbricazione dell'acido solforico (*ceneri di Pirite*).

Minerali di Manganese:

Manganite ($MnO . HO$): Colore grigio acciaio. Lucentezza quasi metallica. Durezza 4 a 5. P. spec. 4,3.

Pirolusite (MnO_2): Colore nero ferro o grigio. Lucentezza metallica. Struttura spesso fibrosa, talora polverulenta (*Wad*). Durezza 2 a 2,5. P. spec. 4,8. Tenore massimo Mn 63 %.
Varietà: *Psilomelano.* Contiene 15 a 18 % di barite e potassa.

Braunite (Mn_2O_3): Colore nero o nerastro. Lucentezza submetallica. Struttura talora fibrosa. Tenore massimo Mn 69 %.

Haussmannite (Mn_3O_4): Colore nero. Tenore massimo 72 %. Durezza 5 a 5,5. P. spec. 4,7.

Acerdese ($Mn_2O_3 . HO$): Colore grigio acciaio. Tenore massimo Mn 62 %. Durezza 4,5. P. spec. 4 a 4,5.

Rodocrosite ($MnCO_3$): Colore roseo. Lucentezza vitrea. Polvere rossa. Durezza 3,5 a 4,5. P. spec. 3,6. Tenore massimo Mn 37 % crudo. Tenore massimo Mn 60 % calcinato.

Rodonite ($MnSiO_3$): Colore roseo. Lucentezza vitrea. Polvere bianca rosea. Durezza 5,5 a 6,5. P. spec. 3,5 a 3,7. Tenore massimo Mn 33 %.

Minerali di Mercurio:

Cinabro (HgS): Colore rosso vermiglione (se puro). Lucentezza adamantina. Durezza 2 a 2,5. P. spec. 8,1.

Minerali di Molibdeno:

Molibdenite (MoS_2): Colore grigio piombo. Lucentezza metallica. Si presenta in lamine a contorno esagonale. Somiglia assai alla grafite, ma se ne distingue per il peso specifico. Durezza 1,5. P. spec. 4,8. Tenore massimo Mo 59 %.

Wulfenite ($PbMoO_4$): Colore giallo o arancione. Lucentezza resinoso-adamantina. Durezza 3. P. spec. 6,8.

Minerali di Nichelio:

Garnierite: Idrosilicato di nichelio e magnesio. Tenore massimo Ni 35%. In masse concrezionate di color verde nel serpentino (Nuova Caledonia). Durezza e P. spec. molto variabili.

Pirrotine Nichelifere ($6 FeS . FeS_2 . NiS$): Tenore massimo Ni 35%. Quelle della Valsesia e Val d'Ossola hanno tenori del 2 a 3 % e contengono percentuali simili di cobalto e di rame. Colore giallo bronzo o bruno. Lucentezza metallica. Durezza 4. P. spec. 4,6.

Minerali d'Oro:

Oro nativo (Au): Colore giallo caratteristico, inalterabile. Duttile e malleabilissimo. Spesso più o meno argentifero. Durezza 2,5. Peso spec. 19,3. È incluso in filoni di quarzo: in depositi alluvionali (sabbie aurifere) associato a piriti od arsenopiriti; allo stato di tellururo, od associato a tellururi (*silvanite, nagyagite,* ecc.).

Minerali di Platino (Pt):

Colore bianco tendente al grigio. Lucentezza metallica. Durezza 4,5. P. spec. 21. Il platino non si trova che allo stato nativo, in grani irregolari interclusi o in pepiti e pagliuzze in giacimenti secondari alluvionali (sabbie platinifere) aventi spesso tenori molto bassi (2 a 4 gr. per tonn.).

Minerali di Piombo:

Galena (PbS): Colore grigio piombo chiaro. Lucentezza metallica viva. Si presenta spesso a struttura cristallina a grossi elementi; talora a grana più o meno fina. Quasi sempre più o meno argentifera. Durezza 2,5. P. spec. 7,5. Tenore massimo Pb 86,60 %.

Cerussite ($PbCO_3$): Colore bianco giallognolo nelle varietà cristalline, ma nei minerali amorfi passa anche al nero. Lucentezza adamantina. Durezza 3 a 3,5. P. spec. 6,5.

Anglesite ($PbSO_4$): Trovasi in cristalli geodi di galena; ma non ha vera importanza industriale.

Bournonite (~~$CuPbS_6S_3$~~): Solfo antimoniato di piombo. Colore grigio scuro. Lucentezza metallica. Durezza 3. P. spec. 5,8.

Minerali di Rame:

Rame nativo (Cu): Colore rosso caratteristico; all'aria si copre di una patina verde di carbonato. Durezza 2,5 a 3. P. spec. 8,9.

Calcosina (Cu_2S): Colore grigio piombo con macchie verdi o azzurre. Durezza 2,5 a 3. P. spec. 5,7. Tenore massimo Cu 79%.

Calcopirite ($CuFeS_2$): Colore giallo ottone, talora iridescente. Lucentezza metallica. Polvere grigio verdastra. Durezza 3,5 a 4. P. spec. 4,2. Tenore massimo Cu 34,6%.

Bornite (Cu_3FeS_3): Colore bronzeo passante al rosso rame, ma esposto all'aria ossidandosi diventa iridescente e prende allora i nomi di *Rame pavonazzo* e di *Erubescite*. Durezza 3. P. spec. 5. Tenore massimo Cu 35%.

Tetraedrite: Solfosale della formula generale ($CuSbS_3$) dove al rame si associano talora il ferro, lo zinco, l'arsenico e spesso l'argento. Colore grigio acciaio (*Rame grigio*). Polvere nera. Frattura concoide. Durezza 3 a 4,5. P. spec. 4,4 a 5,2.

Varietà: *Freibergite*, argentifera; *Hermesite*, nichilifera, ecc.

Minerali di Stagno:

Cassiterite (SnO_2): Colore dal giallo al bruno ed al nero. Lucentezza adamantina. Durezza 6 a 7. P. spec. 6,5 a 7. Tenore massimo 78 % Sn. Associata spesso con Wolfram, con piriti ed altri solfuri, con ossidi di ferro e nei graniti (M. Valerio).

Minerali di Tungsteno:

Wolframite (FeMn) WO_4: Colore nero o nerastro. Lucentezza quasi metallica. Durezza 5,5. P. spec. 7,4.

Scheelite ($CaWO_4$): Colore bianco giallognolo. Lucentezza adamantina. Durezza 4,5. P. spec. 6. Associata spesso alla Wolframite, che è il più abbondante e diffuso dei minerali di Tungsteno.

Minerali di Titanio:

Rutilo (TiO_2): Colore dal rosso sangue al bruno scuro. Lucentezza adamantina. Durezza 6,5. P. spec. 4,2.

Ilmenite ($FeTiO_3$): Colore nero ferro. Lucentezza metallica. Durezza 5 a 6. Peso spec. 4,20.

Minerali di Uranio ($2\,PhO_4 \cdot CuU_2O_4$) (Fosfato di Rame e Uranio):

Uranite: Colore verde smeraldo. Lucentezza madreperlacea. Struttura micacea.
Varietà: *Autunite*.

Uraninite (*Pechblende*) $(UPb_2)_3 \cdot (UO_6)_2$: Uranato complesso di Uranio e Piombo, misto a molti altri elementi. Contiene sempre del Radio.

Minerali di Zinco:

Blenda (ZnS): Colore spesso giallastro o bruno nerastro e quasi nero nelle varietà molto ricche di ferro. Lucentezza tra la resinosa e l'adamantina. Durezza 3,5 a 4. P. spec. 4 a 4,2. Tenore massimo Zn 67 %.

Smitzonite ($ZnCO_3$), detta anche *Calamina*: Colore per lo più giallognolo, spesso grigiastra e colorata talora in azzurro o verde se cuprifera. Durezza 5. P. spec. 4,3 a 4,5. Tenore massimo Zn 52 %.

Willemite (Zn_2SiO_4): Colore dal bianco sporco al bruno. Durezza 5,5. P. spec. 3,8 a 4,20. Tenore massimo Zn 58 %.

Minerali di Solfo

Solfo nativo (S): Colore giallo citrino se puro, o grigiastro se impuro. Lucentezza viva, resinoso-adamantina. Durezza 2. P. spec. 2,07.

SCALA DI DUREZZA DEI MINERALI

Coefficiente	Caratteri	Minerale tipo
1	Rigato dall'unghia	*Talco* (Metasilicato di magnesio)
2	» »	*Gesso* (Solfato di calcio idrato)
3	Rigato da una punta d'acciaio	*Calcite* (Carbonato di calcio)
4	» » » » »	*Fluovina* (Fluoruro di calcio)
5	» » » » »	*Apatite* (Fosfato di calcio)
6	» » » » »	*Ortose* (Gruppo dei feldspati)
7	Non rigato dall'acciaio. Riga il vetro	*Quarzo* (Cristallo di rocca)
8	» » » » »	*Topazio* (Fluosilicato d'alluminio)
9	» » » » »	*Corindoni* (Sesquiossido d'alluminio)
10	» » » » »	*Diamante*

SIMBOLI, PESI ATOMICI E PUNTI DI FUSIONE DEI PRINCIPALI CORPI SEMPLICI

Corpi semplici	Simbolo	Peso atomico	Peso specifico	Punto di fusione in gradi centig.	Corpi semplici	Simbolo	Peso atomico	Peso specifico	Punto di fusione in gradi centig.
Alluminio ..	Al	27,1	2,56	700	Nichelio ...	Ni	58,7	8,90	1500
Antimonio .	Sb	120,2	6,70	425	Oro	Au	197,2	19,25	1250
Argento....	Ag	107,93	10,50	1000	Ossigeno ...	O	16	—	—
Arsenico ...	As	75	5,80	412	Fosforo	Ph	31	2,00	45
Bismuto ...	Bi	208,5	8,80	270	Platino	Pt	194,8	21,15	2600
Cadmio	Cd	112,4	8,45	320	Piombo ...	Pb	206,9	11,33	330
Calcio	Ca	40,1	—	—	Potassio ...	K	39,15	0,865	62
Cromo	Cr	52,1	6,50	—	Rame	Cu	63,6	8,95	1050
Cobalto ...	Co	59	8,60	1200	Stagno.....	Sn	119,0	7,30	235
Ferro	Fe	55,9	7,80	ghisa 1100 acciaio 1300	Silicio	Si	28,4	2,50	—
Fluoro	Fl	19	—	—	Sodio	Na	23,05	0,97	—
Idrogeno ...	H	1,008	—	—	Solfo	S	32,06	2,05	115
Magnesio...	Mg	24,36	1,85	230	Tungsteno (Wol.) ...	W	184,0	17,70	—
Manganese .	Mn	55	8,05	—	Uranio.....	U	238,5	18,4	—
Mercurio ..	Hg	200	13,60	—	Vanadio ...	V	51,2	5,5	—
Molibdeno..	Mo	96	8,56	—	Zinco	Zn	65,4	7,15	412

PESO E VOLUME DEI MINERALI IN POSTO E FRANTUMATI

Nota. — Sono dati essenziali specialmente per la valutazione della capacità degli apparecchi di frantumazione, dovendosi per ben valutarla tener conto non solo della durezza e tenacità, ma anche del peso e del volume del minerale prima e dopo la frantumazione.

In generale un dato volume di grani grossi e di fini mescolati (come all'uscita dal frantumatore) pesa più di un egual volume di grani grossi o di fino presi separatamente.

Considerando che praticamente il minerale in posto può essere non del tutto compatto e presentare delle venature e fratture, esso non può in generale pesare quanto i campioni compatti che furono usati in laboratorio per la determinazione del peso specifico. Si può quindi ritenere che il peso da considerarsi praticamente nelle valutazioni industriali sia inferiore del 5 % circa al peso specifico dato dalle determinazioni di laboratorio.

D'altra parte il volume di un miscuglio di grosso e di fino (come sorte dal frantumatore) è superiore di più di una volta e mezza del volume del materiale che gli diede origine colla frantumazione: per cui il peso della materia frantumata è circa il 60 % del peso di un eguale volume del materiale da frantumare.

In base alle considerazioni esposte la seguente tabella dà i pesi ed i volumi corrispondenti praticamente e con sufficiente approssimazione a diversi minerali e ganghe:

MINERALE	Peso teorico di 1 mc. kg.	Peso pratico di 1 mc. kg.	Peso di 1 mc. di minerale frantumato kg.	Volume di 1 tonnell. di frantum. dm³
Galena	7.500	7.125	4.275	230
Pirite	5.000	4.745	2.834	350
Blenda	4.200	2.990	2.394	420
Ematite	5.200	4.940	2.964	340
Limonite	3.800	3.610	2.166	460
Dolomite, porfidi, dioriti	2.800	2.660	1.596	630
Quarzo, granito, calcare, schisto	2.500	2.375	1.425	700
Baritina	4.300	4.085	2.451	410
Quarzo con 15 % di galena	3.200	3.040	1.824	540
Quarzo con 15 % di pirite	2.800	2.660	1.596	620
Quarzo con 10 % di ematite	2.900	2.750	1.650	610

CALCOLO DELLA SEZIONE DELLE CINGHIE DI TRASMISSIONE

Se T e t sono le tensioni nel tratto conduttore e condotto e se f ed α indicano rispettivamente il coefficiente d'attrito ed il minore degli angoli abbracciati dalla cinghia ed $e = 2{,}7183$ (base dei logaritmi naturali) mentre P è lo sforzo periferico, si ha:

$$T = te^{f\alpha}. \quad T - t = P, \quad \frac{T}{t} = e^{f\alpha} = \gamma, \quad \frac{T}{p} = \frac{e^{f\alpha}}{e^{f\alpha} - 1} = \beta \quad \text{e cioè} \quad \frac{T}{p} = \frac{\gamma}{\gamma - 1}.$$

Il lavoro di P è noto dato il lavoro in cavalli da trasmettere, N il numero dei giri ed il raggio delle pulegge.

La cinghia si calcola per la massima delle tensioni cui è soggetta, cioè T. Sia b la larghezza della cinghia, δ il suo spessore e $\varkappa$ la sua resistenza unitaria alla trazione (kg. per mm²). Sarà:

$$T = b\,\delta\,.\,\varkappa = q\,.\,\varkappa \qquad \text{posto } q = b\,\delta \text{ (mm}^2\text{)}.$$

Ora: $T = \beta P$ quindi: $N = P\,v : 75$ ed $N = \dfrac{b\,\delta\,\varkappa\,v}{75\,\beta} = \dfrac{q\,\varkappa\,v}{75\,\beta}$.

Si otterrà il lavoro specifico N_0 trasmissibile per mm² di sezione della cinghia e per metro di velocità

$$N_0 = \frac{N}{q\,v} \text{ e quindi } q = \frac{N}{N_0\,v}.$$

Importa quindi per avere il valore della sezione q conoscere le variazioni limiti nella pratica dei valori $\varkappa$, β, v e di quelli che li compongono.

a) *Valori di* $\varkappa$ (carico di sicurezza):

per cuoio della migliore qualità ..... kg. 0,30÷0,45
per cotone in tessuto, ingrassato ..... » 0,20÷0,30
per caucciù, a strati di caucciù e cotone ... » 0,25÷0,35

b) *Valori di* β (*modulo di tensione*). Dipendono dalle condizioni della cinghia, se nuova o usata. Ammesso $\alpha = \pi$ eguale sulle due pulegge, si ha:

Cinghie di cuoio o di cotone . $f = 0{,}16 \div 0{,}25$ $\gamma = 1{,}6 \div 2{,}1$
Cinghie di caucciù ..... $f = 0{,}20 \div 0{,}25$ $\gamma = 1{,}8 \div 2{,}1$

c) *Valori di* N_0. In base ai dati precedenti si ha:

N_0 cinghie di cuoio ..... $N_0 = \dfrac{1}{600} \div \dfrac{1}{300}$
N_0 cinghie di cotone .... $N_0 = \dfrac{1}{900} \div \dfrac{1}{500}$
N_0 cinghie di caucciù ... $N_0 = \dfrac{1}{650} \div \dfrac{1}{400}$

lavoro in cavalli che si trasmette nelle condizioni normali *per mm² di sezione e per metro di velocità della cinghia* per valori di v non superiori a 15 m. al minuto secondo. Se questo valore venisse superato è necessario tener anche conto della forza centrifuga.

Si dà qui una tabella pratica per le cinghie di cuoio semplici e doppie.

CINGHIE SEMPLICI DI CUOIO

Diametro della puleggia minore mm.	Cavalli trasmessi per ogni 100 mm. di larghezza alla velocità al secondo di m.					
	3	5	10	15	20	25
100	0,8	1,7	4,0	6,0	9,3	11,7
200	1,2	2,66	6,6	11,0	16,0	21,7
300	1,54	3,5	8,4	14,5	21,3	29,3
400	1,8	4,15	9,7	16,7	24,7	33,9
500	2,0	4,66	10,7	18,0	26,7	36,7
700	2,2	5,2	12,0	20,0	29,3	40,0
1000	2,4	5,67	13,3	22,0	32,0	43,3
1200	2,52	5,95	14,0	23,0	33,4	45,1
1500	2,66	6,26	14,9	24,3	35,1	47,3
2000	2,8	6,67	16,0	26,0	37,3	50,0

CINGHIE DOPPIE DI CUOIO

Diametro della puleggia minore mm.	Cavalli trasmessi per ogni 100 mm. di larghezza alla velocità al secondo di m.					
	3	5	10	15	20	25
500	3,2	6,0	13,3	22,0	32,0	43,3
700	3,59	7,0	15,7	26,5	38,0	50,9
1000	4,0	8,0	18,7	32,0	45,3	60,0
1200	4,2	8,46	20,5	35,2	49,6	65,3
1400	4,38	8,9	22,2	38,0	53,5	70,3
1600	4,54	9,28	23,7	40,6	57,2	74,8
1800	4,68	9,65	25,2	43,0	60,7	79,1
2000	4,8	10,0	26,6	45,4	64,0	83,3

CARICHI DI SICUREZZA DEI MATERIALI

MATERIALI	kg. per mm²	
	da costruzione	per macchinario
Acciaio dolce	13-20	7-11
Acciaio duro	18-24	8-12
Acciaio in getti	12-18	6-10
Alberi di trasmissioni di ferro	—	5
Alberi di trasmissione di acciaio	—	8
Arenarie	0,2	—
Bronzo fuso	—	2-3
Bronzo fosforoso	—	5-7
Calcestruzzo	0,1-0,2	—
Cemento	0,2-0,3	—
Colonne di ghisa	2-4	—
Corda di canapa	1	0,6-1
Cuoio	—	0,25
Ferro saldato	8-10	4-6
Ferro omogeneo	8-10	5-6
Filo di acciaio	24-30	12-20
Filo di ferro	15-20	10-15
Ghisa	traz. 2	1,5
Ghisa	compre. 5	5
Gneiss (bevola)	0,3	—
Granito	0,5	—
Ingranaggi di ghisa	—	2,5-1,25
Lamiere di acciaio per caldaie	—	6-7
Legname forte lungo per fibre	traz. 1	0,6
Legname forte lungo le fibre	compr. 0,6	0,4
Legname dolce lungo le fibre	traz. 0,6	—
Legname dolce lungo le fibre	compr. 0,4	—
Malta di calce	0,2	—
Malta di pozzolana	0,1	—
Marmi	0,25	—
Mattoni	0,07	—
Molle d'acciaio	—	36-43
Muratura	5-7	—
Ottone fuso	—	1,5-2
Ottone laminato	—	3-5
Ottone in filo	—	4-6
Pietre calcari	0,25	—
Piombo laminato	compr. 1	—
Puddinga	—	—
Rame laminato	—	3-5
Rame in filo	—	4-6
Terreno	3,5 p. cm²	3,5 p. cm²
Travi di ferro	8	—
Travi di acciaio	12	—
Travi di legno	0,8	—
Vetro	2	—

MISURE INGLESI

Misure di lunghezza.

1 Pollice (inch) = mm. 25,4.
1 Piede (foot) = 12 pollici = m. 0,3048.
1 Jarda (yard) = 3 piedi = m. 0,914.
1 Miglio (mile) = 1760 jarde = m. 1609.
1 Miglio marino (knot) = m. 1852. 1 metro = 3,28 piedi lineari = 1,094 jarde.

Misure di superficie.

1 Pollice quadrato (square inch) = cm² 6,45.
1 Piede quadrato (square foot) = m² 0,0929.
1 Jarda quadrata (square yard) = m² 0,8361.
1 Acre = m² 4046,71.
1 Miglio quadrato (square mile) = km² 2,59. 1 m² = 10,76 piedi quadrati.

Misure di capacità.

1 Pollice cubico = cm³ 16,38.
1 Piede cubico = 6,23 gall. imp. e 7,48 gall. americani = m³ 0,0283.
1 Gallone imperiale = 4 quarts = 8 pints = litri 4,54.
1 Gallone americano (Wine gallon) = 0,83 galloni imperiali = litri 3,785.
1 Bushel inglese (per gli aridi) = 8 gall. imp. = litri 36,34.
1 Sack inglese (per gli aridi) = 3 bushels = litri 109,45.
1 Bushel americano (per gli aridi) = 9,31 gall. americani = litri 35,25.

Misure di peso.

1 Libbra (pound avoirdupois) = 16 once = kg. 0,4336.
1 Oncia (ounce) = 16 drams = gr. 28,3495.
1 Dram = $27^{11}/_{32}$ grains = gr. 1,7718.
1 Grain = gr. 0,0648. 437,5 grains = 1 oncia. 7000 grains = 1 libbra.
1 Ton (2240 lbs.) = 20 hundredweights (Cwts.) = Tonnellate metriche 1,016.
1 Cwt. = 4 quarters (Qrs.) = kg. 50,802.
1 Qr. = 2 stones = 28 libbre = kg. 12,7.
1 Stone = 14 libbre = kg. 6,350.
1 Ton americana (2000 lbs.) = kg. 907,2.
1 grammo = 15,432 grains. 1 kg. = libbre 2,2046.
1 Pound Troy (5760 grains) = 12 ounces = kg. 0,373.
1 Ounce Troy (480 grains) = gr. 31,10.
1 Grain Troy = gr. 0,0648.

FONTI BIBLIOGRAFICHE *

ARTINI E., *I Minerali*. Milano, 1925.

BECKER H., *L'Or*. Paris, 1896.

BERTOLIO S., *Cave e Miniere*. Milano, 1908.

BYRNE e SPON, *Dizionario d'Ingegneria*.

CALLON M. J., *Cours d'Exploitation des Mines*. Paris, 1885.

CORTESE E., *Metallurgia dell'Oro*.

DELAUNAY E., *Les Mines d'Or du Transwaal*. Paris, 1896.

FERRARIS E., *La Laveria Calamina della Miniera di Monteponi*.

— *La Laveria Magnetica della Miniera di Monteponi*.

— *Apparecchi di Preparazione Meccanica in uso in Sardegna*. Iglesias, 1909.

FAHRENWALD A. W., *Testing for the Flotation process*. New York, 1917.

GAETZSCHMANN, *Die Aufbereitung*. Lipsia, 1870.

GARUFFA E., *Il Costruttore di Macchine*. Milano, 1900.

HATON DE LA GOUPILLÈRE, *Cours d'Exploitation des Mines*. Paris, 1928-1931-1936.

HERMANN WEDDING M. A., *La Séparation Magnétique des Minerais de Fer*. Saint-Étienne, 1900.

HOOVER T. J., *Concentrating Ores by Flotation*. London, 1916.

KORDA D., *La Séparation Électromagnétique des Minerais*. Paris, 1901.

GAUDIN A. M., *Flotation (Mechanism)*. New York and London, 1932.

LEBRETON F., *Aide-Mémoire de l'Exploitation des Mines*. Paris, 1901.

LE-VERRIER, *Traité de Métallurgie des Métaux outre que le Fer*. Paris, 1893.

LESOINNE et GILLON, *Cours de Métallurgie générale*. Paris, 1877.

LINKENBACH, *Traité pratique de la Préparation des Minerais*. Paris, 1893.

LOCK C. G. W., *Gold Milling*. Londra, 1901.

MOISSENET M. L., *Préparation Mécanique des Minerais en Angleterre*. Paris, 1866.

MOSSA F., *Appunti sull'Industria mineraria in Sardegna*. Cagliari, 1902.

PASCAL P., *Traité de Chimie Minérale*. Paris, 1931 a 1934.

PELLATI N., *La Préparation des Minerais Métalliques en Sardaigne*. Paris, 1885.

RATEL C., *Préparation Mécanique des Minerais*. Paris, 1916.

RICHARDS R. H., *Ore dressing*. New York, 1897.

RICKARD T. A., *The Stamp Milling of Gold Ores*. New York, 1909.

— *Concentration by Flotation*. New York and London, 1921.
RITTINGER, *Lehrbuch der Aufbereitungskunde*. Berlino, 1867.
ROUX-BRAHIC M., *Ateliers Modernes de Préparation Mécanique*. Paris, 1922.
SANNA L., *La Preparazione Meccanica a Buggerru*. Cagliari, 1895.
SMITZ M., *Exposé du Procédé Wetherill*. Saint-Étienne, 1900.
TAGGART ARTHUR F., *A Manual of Flotation process*. London, 1922.
ZOPPETTI V., *Arte Mineraria*. Milano, 1882.

Rivista del Servizio Minerario.
Bollettini dell'Associazione Mineraria Sarda.
American Institute of Mining Engineers-Transactions.
Engineering and Mining Journal.
The Mining World.
The Mining Magazine.
Revue Universelle des Mines et Métallurgie.
Annales des Mines.
Comptes Rendus mensuels de la Société de l'Industrie Minérale.

* I volumi non esauriti possono essere procurati dalla Libreria Internazionale Ulrico Hoepli, Milano.

AGGIUNTE E CORREZIONI

Pag.	Riga	
15	3	lunghezza *leggi* larghezza
83	26-27	*Sostituire alle due righe quanto segue:* Durante il movimento a vuoto non vi è stretto legame fra i due dischi; ma appena arriva fra loro una pietra, questa li collega, generando il movimento di rullìo, causato dall'angolo esistente fra gli assi dell'albero cavo e dell'albero pieno ed in virtù della rotazione della bussola funzionante da eccentrico.
96	20	Argatt *leggi* Argall
130	8	Grusonverk *leggi* Grusonwerk
141	3	Alis-Chalmers *leggi* Allis-Chalmers
143	8	Hurboldt *leggi* Humboldt
149	7	Harding *leggi* Hardinge
188	13	lo abbandoniamo *leggi* e lo abbandoniamo
189	3	vigorosi *leggi* rigorosi
241	11	vibrevagli *leggi* vibrovagli
358	11	Bormelles *leggi* Bormettes
386	(tabella)	Round-buddles sconvessi *leggi* Round-buddles convessi
440	22	strapparlo *leggi* stapparlo
441	3	possano *leggi* potevano
447	20	vengono *leggi* che vengono
452	26	acido *leggi* acido o alcali
452	28	minerale denso *leggi* minerale denso o altro reagente
452	4	oli ed acido *leggi* oli ed altri reagenti adatti.
456	18	10 HP per cella *leggi* da 6 a 10 HP per cella
480	3	il minimo *leggi* il massimo
563	5	mispikele *leggi* mispikel
627		*La figura 382 avrebbe dovuto essere girata di 180° perchè fosse in corrispondenza colla pianta (fig. 381).*
629	8	⅓ *leggi* ½
633		*La figura 384 avrebbe dovuto essere girata di 180° perchè fosse in corrispondenza colla pianta (fig. 383)*
635	29	Si a evano *leggi* Si avevano
638	9	5 ⅓ e 2 ⅓ *leggi* 5 ½ e 2 ½
639	21 e 32	5 ⅓ *leggi* 5 ½
659	11	Anche in questo impianto *leggi* In questo impianto
675	42	Flow-sheet *leggi* diagramma