ATTI E RASSEGNA TECNICA

DELLA SOCIETÀ DEGLI INGEGNERI E DEGLI ARCHITETTI IN TORINO

RIVISTA FONDATA A TORINO NEL 1867

FIAT

TORINO

NUOVA SERIE . ANNO XX . N. 1 . GENNAIO 1966

SOMMARIO

RASSEGNA TECNICA

Il presente fascicolo da pag. 1 a pag. 96 contiene articoli su PROBLEMI GEOMINERARI dedicati da collaboratori e discepoli al Prof. ANTONIO CAVINATO per il suo settantesimo anno. Altre memorie sono state pubblicate sul fascicolo di dicembre 1965.

L. Peretti - *Considerazioni sull'industria estrattiva degli inerti per agglomerati cementizi* . . . . . pag. 1

A. Morra - *Coordinamento dell'attività estrattiva di Monteponi sulla base del «Progetto F. Sartori»* . . . . . » 11

E. Branconi - *Il giacimento stannifero di Nzombe (Kivu - Congo Orientale)* . . . . . » 24

F. Desalvo - *Notizie su alcune manifestazioni di grisou nella miniera Pasquasia* . . . . . » 30

L. Stragiotti - *I problemi dei colpi di tensione nella pratica della coltivazione mineraria* . . . . . » 33

E. G. Loesch - *La programmazione matematica della produzione in un'azienda mineraria* . . . . . » 43

G. Baldini - *Sul fenomeno della condensazione retrograda nella coltivazione di gas a condensati* . . . . . » 50

R. Varvelli - *Stimolazione dei pozzi petroliferi per l'incremento della produttività* . . . . . » 58

E. Occella - *Considerazioni sulle possibilità di arricchimento di grezzi cinabriferi a basso tenore* . . . . . » 62

L. Usoni - *Primi risultati di una ricerca sulla flottazione degli ioni* . . . . . » 71

R. Mancini - *Contributo allo studio degli effetti attivanti e deprimenti del solfato ferrico e del tannino sulla flottabilità dei silicati con oleato di sodio* . . . . . » 74

M. Valinotti e M. Graziani - *Studio di microrifrazione per la determinazione del fondo roccioso sotto una copertura morenica* . . . . . » 80

L. Baulino - *Calcolo della variazione della velocità della copertura di un rifrattore mediante differenze di «delay times»* . . . . . » 87

G. Ratti - *Contributo dei metodi geofisici allo studio dei colpi di tensione* . . . . . » 93

SOCIETÀ PER AZIONI UNIONE CEMENTI

MARCHINO & C.

≡

CASALE MONFERRATO

COMITATO DI REDAZIONE

Direttore: Augusto Cavallari-Murat - *Membri*: Gaudenzio Bono, Cesare Codegone, Federico Filippi, Rinaldo Sartori, Vittorio Zignoli - *Segretario*: Piero Carmagnola.

COMITATO D'AMMINISTRAZIONE

Direttore: Alberto Russo-Frattasi - *Membri*: Carlo Bertolotti, Mario Catella, Luigi Richieri.

REDAZIONE: Torino - Corso Duca degli Abruzzi, 24 - telefono 51.11.29.
SEGRETERIA: Torino - Corso Siracusa, 37 - telefono 36.90.36/37/38.
AMMINISTRAZIONE: Torino - Via Giolitti, 1 - telefono 53.74.12.

Pubblicazione mensile inviata gratuitamente ai Soci della Società degli Ingegneri e degli Architetti in Torino. — Per i non Soci: abbonamento annuo L. 6.000. - Estero L. 8.000. Prezzo del presente fascicolo L. 600. - Arretrato L. 1.000.

La Rivista si trova in vendita: *a Torino* presso la Sede Sociale, via Giolitti, 1.

SPEDIZIONE IN ABBONAMENTO POSTALE — GRUPPO III

BIBLIOTECA DI TORINO

GLI IMPIANTI E L'ORGANIZZAZIONE DI DISTRIBUZIONE PIU' MODERNI AL SERVIZIO DELL'INDUSTRIA DELLE COSTRUZIONI

Cementir

CEMENTERIE DEL TIRRENO S. p. A.

CAPITALE L. 7.000.000.000 interamente versato

SEDE E DIREZIONE GENERALE:

ROMA - Viale Gorizia 24/D - Tel. 861.741 (5 linee) - Telex 61480

STABILIMENTI: ARQUATA SCRIVIA (Alessandria) - tel. 66221 — LIVORNO - via del Marzocco, 70 - tel. 32.031 — MADDALONI (Caserta) - tel. 24 — MARGHERA (Venezia) - tel. 59.561 — NAPOLI - via Coroglio, 71 - tel. 302.005 — TARANTO - tel. 920.21-PBX ★ **FILIALI:** Nord Italia - MILANO - p.za IV Novembre, 5 - tel. 600.041 — Centro Italia - ROMA - viale Gorizia, 24/e - tel. 861.741 — Sud Italia - NAPOLI - via Flavio Gioia, 15 - tel. 312.151 ★ **UFFICI VENDITA:** GENOVA - via Ippolito d'Aste, 7/2 - tel. 581.904 - 595.674 - LIVORNO - via Marradi 13 - tel. 31.332 - 31.333 — MILANO - piazza IV Novembre, 5 - tel. 600.041 - 600.161 — NAPOLI - via Flavio Gioia, 15 - tel. 312.151 — PADOVA - via Brancaleon, 2 - tel. 60.376 - 60.377 — ROMA - via dei Villini, 4 - tel. 850.313 — TARANTO - via Ciro Giovinazzi, 5 - tel. 22.144 - 91.122 — TORINO - corso principe Eugenio, 8 - tel. 485.302 - 485.304 ★ **SUCCURSALI DI VENDITA:** ALESSANDRIA - via Verdi, 6 - tel. 65.461 — BARI - via principe Amedeo, 7 - tel. 246.263 — BIELLA - via Trento, 52 - tel. 20.490 — CASERTA - via Ferrarecce, 1 - tel. 21.671 — COSENZA - via Monte Santo, 116 - tel. 91.224 — FIRENZE - via Guicciardini, 22 - tel. 260.694 — POTENZA - via Cairoli - tel. 19.40 — SALERNO - corso Garibaldi, 152 - tel. 28.850 — SAVONA - via Aleardi, 3 — UDINE - via Marinoni, 3 - tel. 64.913 ★ **SERVIZIO CONTROLL E RICERCHE:** NAPOLI - via Coroglio, 71 - tel. 302.005 ★ **SOCIETA' CONSOCIATA:** CEMENTI ALBA s. p. a. — capitale L. 500.000.000 in teramente versato - direzione generale: ROMA - viale Gorizia, 24/D - tel. 861.741 — sede e stabilimento: PORTO TORRES (Sassari) - tel. 54.93

RASSEGNA TECNICA

La "Rassegna tecnica" vuole essere una libera tribuna di idee e, se del caso, saranno graditi chiarimenti in contraddittorio; pertanto le opinioni ed i giudizi espressi negli articoli e nelle rubriche fisse non impegnano in alcun modo la Società degli Ingegneri e degli Architetti in Torino

IL PRESENTE FASCICOLO DA PAG. 1 A PAG. 96 CONTIENE ARTICOLI SU **PROBLEMI GEOMINERARI** DEDICATI DA COLLABORATORI E DISCEPOLI AL PROF. **ANTONIO CAVINATO** PER IL SUO SETTANTESIMO ANNO
ALTRE MEMORIE SONO STATE PUBBLICATE SUL FASCICOLO DI DICEMBRE 1965

PARTE II: STUDI VARI DI TECNICA MINERARIA

Ger. 634. Bog.

Ad Antonio Cavinato

Considerazioni sull'industria estrattiva degli inerti per agglomerati cementizi

LUIGI PERETTI delinea succintamente le peculiari caratteristiche tecniche dell'industria estrattiva dei materiali litoidi impiegati come inerti nella confezione dei calcestruzzi, considerata nelle tre successive fasi della prospezione geomineraria — con particolare riguardo alla giacimentologia delle materie prime — della coltivazione delle cave e della preparazione meccanica dei prodotti finiti.

1. *Premessa.*

All'impiego sempre più esteso degli agglomerati cementizi — che tendono a prevalere decisamente sugli altri materiali da costruzione, naturali ed artificiali — nelle opere dell'ingegneria edile, stradale ed idraulica, s'è accompagnato negli ultimi decenni il graduale, rapido incremento nella produzione dei materiali litoidi che ne costituiscono la porzione quantitativamente prevalente, impropriamente ma correntemente denominata « inerte » ([1]).

Pochi dati metrici sono sufficienti a documentarne l'importanza economica: in valore assoluto ed in confronto ai prodotti delle altre industrie estrattive.

In difetto di dati statistici diretti circa la produzione nazionale, considerando che la massima parte del cemento viene utilizzata appunto nella confezione d'agglomerati, la produzione italiana di cemento, registrata in circa 22 milioni di tonnellate per l'anno 1963 e ancora per il 1964, comporta — sulla base di 250 kg, in media, di cemento per 1 m³ di calcestruzzo ([2]) — un volume poco inferiore a 100 milioni di m³ di calcestruzzo annualmente messo in opera. Il correlativo volume degli inerti impiegati (volume apparente, riferito, secondo l'uso, al materiale sciolto) è ancora notevolmente maggiore. Gli corrisponde un importo valutabile, con larga approssimazione, intorno a 150 miliardi di lire, forse superiore al valore globale di tutta la restante produzione mineraria italiana: di miniera pr. d. e di cava.

In progresso di tempo sono diventati sempre più impegnativi i requisiti applicativi richiesti agli inerti per la confezione di taluni particolari, diffusi tipi di calcestruzzo: — armato, precompresso, per elementi prefabbricati — e frattanto si sono evolute le tecniche per la loro produzione.

Caso per caso, sono state a volte compiute indagini preliminari geognostiche e petrografiche sulle disponibilità locali di idonee materie prime litoidi; sono state progettate e realizzate attrezzature molteplici per l'estrazione del grezzo e per la preparazione del prodotto finito. Nella letteratura tecnica al riguardo abbondano le illustrazioni di singoli impianti. Anche più copiosi sono i riferimenti sugli studi sperimentali delle proprietà tecnologiche degli inerti in genere, al fine della loro più razionale utilizzazione. Mancano invece trattazioni compiute e sistematiche sul ciclo di produzione nelle successive sue fasi.

In questa sommaria e schematica nota la produzione degli inerti viene considerata sotto il profilo d'un'industria estrattiva, ponendo in rilievo le principali caratteristiche che la differenziano specifi-

([1]) Nella presente nota si considerano come « inerti » solamente i materiali litoidi: ghiaie, pietrischi e sabbie: le ghiaie, ad elementi naturalmente elaborati nella forma e nelle dimensioni (da 10÷15 cm a 4 mm di diametro medio); i pietrischi, ad elementi delle medesime dimensioni, risultanti però da comminuzione artificiale; le sabbie, ad elementi <4 mm, sia naturalmente, sia artificialmente dimensionati. Non è presa in esame la produzione d'altri materiali, pure di natura litoide, impiegati, grezzi o trasformati (quali: pomici, asbesti, vermiculiti, « argille espanse » ed altri laterizi, ecc.), in taluni speciali agglomerati cementizi — leggeri, termocoibenti, ecc. — del resto d'uso molto limitato; nè quella degli additivi litoidi, non artificialmente elaborati (pozzolane) per cementi e calci idrauliche.

Neppure si considera qui particolarmente, in quanto affatto subordinata, la produzione di ghiaie e pietrischi per massicciate stradali e ferroviarie, di sabbie per malta da muratura e per intonaci, ecc., sebbene il prodotto di numerosi impianti estrattivi sia adibito indifferentemente all'uno o all'altro impiego, a seconda delle richieste del mercato.

([2]) Nei getti di calcestruzzo per le strutture massicce di grandi opere il dosaggio del cemento può ridursi fortemente: per esempio fino a 115 kg/m³, nella grande diga a gravità massiccia, con volume di 1.800.000 m³, di Alpe Gera sul T. Cormor (Valtellina), testè ultimata.

camente dalle altre industrie di questo gruppo, con particolare riguardo ai problemi preliminari di natura geolitologica.

2. *Considerazioni giacimentologiche. Prospezione geomineraria.*

Come per le altre categorie di pietre da costruzione, anche per gli inerti la somma dei molteplici caratteri intrinseci, fisici e fisicochimici — da cui dipendono i fattori tecnologici che ne determinano l'idoneità all'impiego — sono ovviamente in funzione della loro natura litologica, a sua volta definita essenzialmente dalla composizione mineralogica, struttura e tessitura.

La più parte dei tipi di rocce, con molte loro varietà, presentano requisiti intrinseci in complesso potenzialmente soddisfacenti. In prima approssimazione, gran parte delle rocce magmatiche (tutte quelle intrusive ed effusive paleovulcaniche, alcuni termini basici fra quelle neovulcaniche); buona parte delle rocce sedimentogene, di deposito chimico-organogeno oppure clastiche a tessitura psefitica; parecchi fra i tipi statisticamente più diffusi di rocce metamorfogene possono fornire buoni o mediocri inerti.

Se ne escludono invece, a priori, per diversi motivi, soltanto: le rocce effusive acide; i depositi piroclastici anche se discretamente lapidificati; le rocce evaporitiche solubili; le rocce organiche; i depositi clastici pelitici, sciolti o lapidificati, e quelli psammitici non compiutamente lapidificati (i cosidetti « tufi » arenacei e calcarei); talune rocce « cristalline » metamorfitiche a minerali costituenti di troppo ridotta resistenza meccanica o tali da impartire alla roccia una troppo spiccata anisotropia strutturale.

Ne risulta una varietà geolitologica di giacimenti più ricca che per qualsiasi altra categoria di materie prime del mondo minerale, tale che ne dovrebbe conseguire a priori una riserva di materie prime quasi dovunque disponibili in quantitativi praticamente illimitati.

Nella realtà concreta le eccezioni negative dipendenti da particolari caratteristiche litomineralogiche sono però ben più frequenti: o che rendano senz'altro inutilizzabile la roccia — come nel caso della presenza, in proporzioni non trascurabili, di costituenti accidentali solubili o che inibiscano la regolare presa del cemento, o che reagiscano tardivamente con esso, provocando la disgregazione dell'agglomerato; oppure tali da determinare uno stato di generale degradazione meccanica della roccia stessa (da alterazione, da infrollimento, da intensa tettonizzazione non risarcita ad opera di cristallizzazioni postettoniche, eccetera) — o che per loro causa si richiedano trattamenti troppo complessi o troppo costosi per la confezione del prodotto finito, come nel caso di rocce eccessivamente dure o tenaci, oppure di rocce a divisibilità nettamente orientata (oltre alle rocce scistose, già sopra segnalate).

La casistica al riguardo presenta rilevante interesse già in sede scientifica e merita una trattazione a sè, ben più analiticamente sviluppata che non quella presente; in sede pratica, limita assai la disponibilità effettiva di materie prime.

Altre limitazioni sono poi imposte da fattori geomorfologici e in parte antropogeografici.

Si deve anzitutto tener presente, in proposito — a differenza che per i giacimenti minerari str.s., coltivati per lo più indipendentemente dalla loro posizione planimetrica ed altimetrica ed anche, entro certi limiti, batimetrica dei loro affioramenti — che le formazioni geologiche utilizzabili per la produzione d'inerti, stante il basso prezzo unitario del prodotto finito, che non ne consente trasporti a distanza, debbono venire ricercate e utilizzate nei dintorni prossimi alle località dove il calcestruzzo verrà messo in opera.

Il trasferimento degli inerti dalle cave ai cantieri per la costruzione di grandi opere localizzate non si effettua che per pochissime decine di km. Per il rifornimento a regioni che fossero del tutto prive d'affioramenti di materie prime idonee, non si superano distanze massime di poche centinaia di km: condizioni che si verificano, ad es., per il rifornimento d'inerti ai centri di consumo lungo il litorale ligure, cui affluiscono ghiaie e sabbie estratte dai depositi alluvionali recenti della media Pianura Padana.

Fattori negativi sono spesso la inaccessibilità naturale o l'impervietà effettiva delle aree d'affioramento, la loro inutilizzabilità per vincoli svariati, ecc.

Condizioni accidentali favorevoli sono, a volte, ad es.: l'eventuale utilizzazione del marino, proveniente da trafori o da sbancamenti per fondazioni, canali o serbatoi; oppure del detrito di cave per pietre da taglio o da decorazione o dello sterile di miniera, messi o discarica.

Il complesso dei numerosi fattori sopraelencati e d'altri ancora più precisamente antropologici (tecnici, economici) condizionano, in ultima istanza, i costi ed i tempi unitari di produzione, come per qualsiasi altra industria estrattiva.

Nella pratica corrente l'apertura di piccole cave per inerti — gli innumerevoli impianti a carattere artigiano, che pullulano in vicinanza dei principali centri di consumo — non è preceduta da ricerche geolitologiche ad hoc, ma orientata sulla base di ricognizioni grossolanamente empiriche o, ancor più semplicemente, sulla contiguità a cave già in precedenza attive.

Nello studio di nuovi grandi impianti per forti produzioni d'inerti ad elevati e costanti requisiti tecnologici — e ad essi si riferiscono, in genere, i pochi esempi citati in seguito — si rende indispensabile un'accurata e compiuta prospezione geomineraria, affidata a personale qualificato ed articolata nelle fasi successive in prosieguo illustrate: soprattutto quando si presuma la possibilità di sfruttamento locale di varii tipi di rocce (intese in senso estensivo, incluse cioè le formazioni detritiche superficiali non lapidificate).

In una prima fase la prospezione giacimentologica orientativa s'identifica con una vera e propria prospezione geologica di dettaglio, a grande scala, completata da accurati studi petrografici, onde disporre del medesimo numero di dati — specie di natura geolitologica — per una razionale scelta fra le eventuali diverse possibili soluzioni. Stante la generale superficialità dei giacimenti coltivabili, hanno invece poco interesse pratico altri fattori di natura geologica: tettonici, stratigrafici, ecc.

La possibilità di scegliere fra diverse formazioni, o fra diverse località nell'ambito della medesima formazione, si presenta piuttosto frequente nelle nostre regioni a complessa e varia struttura geologica ed a morfologia accidentata.

Ancora più che nella prospezione dei giacimenti minerari veri e propri — per i quali la raccolta dei campioni da sottoporre ad indagini petrografiche e mineralogiche può limitarsi ai corpi mineralizzati ed alle formazioni incassanti — nella ricerca di formazioni coltivabili per inerti la campionatura e le determinazioni petrografiche sui campioni debbono interessare sistematicamente tutta l'area prospettata, talora di discreta estensione. Infatti da punto a punto variazioni di carattere costituzionale (ad es.: le diverse proporzioni dei minerali costituenti ed il diverso loro grado di freschezza) possono cambiarne sensibilmente i requisiti tecnologici.

Particolarmente laboriose sono le indagini nel caso di depositi detritici (l.s.) che richiedano la diagnosi di parecchi tipi litologici — negli elementi psefitici — o di molte specie minerali presenti — negli elementi psammitici e pelitici — e la determinazione dei loro rapporti quantitativi. Con l'avvertenza, poi, che fortissime differenze di composizione, anche qualitative, possono sussistere fra le singole classi granulometriche, specie quelle inferiori (sabbie e limi), del medesimo deposito.

D'altra parte, la frequenza di variazioni nella composizione litomineralogica media dei sedimenti per cause locali influenzanti i processi sedimentogeni ed il diverso loro complessivo stato di freschezza o di alterazione a diversa profondità della superficie del suolo esigono che i prelievi sistematici di campioni siano abbastanza ravvicinati e di volume discreto: quali si possono meglio ricavare da pozzetti o trincee o cunicoli d'assaggio che da trivellazioni esplorative. I sondaggi, meno onerosi e di più rapida esecuzione, sono poi inoltre utili per la valutazione quantitativa del giacimento, quando lo si presuma limitato in profondità (depositi detritici in genere); cosicchè la conoscenza di questa loro terza dimensione sia indispensabile per giudicare se la consistenza metrica dei depositi risulti sufficiente alla richiesta. Con i sondaggi s'ottiene pure la conoscenza dell'andamento della superficie piezometrica della falda acquifera freatica, dato di fatto interessante ai fini della coltivabilità.

Se il giacimento detritico, supposto orientativamente ed in complesso coltivabile, s'estende ampiamente in superficie ed a profondità rilevante, dell'ordine di almeno alcune decine di metri, potrà divenire opportuna una più celere ricognizione preliminare con le tecniche della prospezione geofisica (geosismica, geoelettrica), la quale potrà anch'essa fornire eventualmente, in più, dati geoidrologici.

Sia, più agevolmente e più spesso, nello studio di uno o di pochi tipi di roccia in posto, sia talora nel caso di depositi detritici per ognuno dei tipi di rocce riscontrate più frequenti nella loro porzione psefitica, in una seconda fase di studio si eseguono sui campioni determinazioni sperimentali di carattere geotecnico (più propriamente geomeccanico). La conoscenza del peso specifico reale ed apparente, dei coefficienti d'imbibizione, dei coefficienti di dilatazione termica, dei carichi di rottura a pressione e a trazione, dei moduli di elasticità, ecc. è utile e normalmente richiesta nella valutazione tecnologica preliminare degli inerti per calcestruzzi speciali o destinati a strutture soggette in opera ad elevate sollecitazioni meccaniche: ad es., a viadotti, dighe di ritenuta, ecc.

Ove si preveda il rifornimento della roccia in posto o da detrito a grossi elementi, sono infine necessarie prove di lavorabilità: in particolare, prove di comminuzione a scala semindustriale su campioni rappresentativi dell'ordine di almeno alcuni m^3, utili, fra l'altro, a definire anche i caratteri morfometrici delle varie classi di granulati, non sempre prevedibili in base al semplice esame del detrito tal quale o del rinfuso ricavato dalla demolizione della roccia. Possono inoltre servire a controllare se nelle classi granulometriche inferiori (sabbie e fini) si producano concentrazioni selettive di talune specie minerali a requisiti applicativi deteriori (minerali friabili, lamellari, ecc.), in proporzioni tali da rendere i granulati praticamente inutilizzabili.

Una sperimentazione decisiva nei riguardi della resistenza meccanica del grezzo allo stato frammentario, della sua aderenza alle malte cementanti, ecc. s'ottiene infine impiegando questi medesimi frantumati nella confezione di provini di calcestruzzo, con diversi dosaggi e granulometrie, sui quali si saggiano in laboratorio i requisiti meccanici, l'impermeabilità, ecc., secondo le norme standardizzate di controllo.

Quando sussista, come fu sopraccennato, la possibilità di scegliere fra diverse formazioni — caduna, è sottinteso, qualitativamente idonea e sufficiente quantitativamente al riferimento di materia prima — divengono di fatto criteri determinanti per la scelta quei fattori intrinseci che si traducono in un ciclo produttivo degli inerti più semplice e, in definitiva, più economico.

Genericamente valgono a favore dell'approvvigionamento dell'inerte da roccia in posto le rilevanti estensioni delle masse coltivabili e la limitazione delle aree di escavazione, per la possibilità di spingere la coltivazione a notevole profondità addentro ai versanti. Dal punto di vista dei requisiti del prodotto finito sono favorevoli la normale freschezza delle formazioni rocciose e la loro omogeneità.

Lo stato d'aggregazione, incoerente o semicoerente, talora pseudocoerente, è invece uno fra i requisiti tecnologici più vantaggiosi per le formazioni detritiche: cui s'aggiunge, per le alluvioni attuali e per le morene oloceniche, la freschezza dei costituenti, conseguente all'avvenuta eliminazione o riduzione naturale di quelli meno resistenti meccanicamente. Inoltre, per le alluvioni già classificate da un protratto convogliamento o da particolari processi di

sedimentazione, le dimensioni ridotte dei singoli costituenti importano una limitata comminuzione artificiale o addirittura non la richiedono.

Nelle alluvioni oloceniche meno recenti, generalmente più estese, come pure nelle falde detritiche e nelle più potenti morene preoloceniche è frequente una parziale alterazione dei costituenti nei livelli superficiali. L'alterazione è spesso più avanzata fino alla ferrettizzazione e più sviluppata in profondità nelle coltri alluvionali pleistoceniche. Per le morene e per le falde detritiche un altro fattore negativo è infine rappresentato dalla eterogeneità della loro tessitura, con eventuali letti o lenti pelitiche oppure, all'opposto, con accatastamento di grandi trovanti.

Analoghe considerazioni generiche valgono per la razionale e compiuta prospezione geomineraria di giacimenti di materiali litoidi al fine della produzione di pietrisco da massicciate stradali («macadam») o ferroviarie («ballast») — a conformi requisiti litologici, ma con requisiti tecnologici parzialmente differenti e altrimenti impegnativi — oppure destinati a rilevati stradali, argini, dighe di ritenuta in « rock-fill », ecc. — con requisiti tecnologici complessivamente meno impegnativi.

Il compimento delle operazioni, sul terreno e in laboratorio, della prospezione geomineraria vera e propria (ricerca e scelta definitiva), insieme con l'assistenza ai sondaggi ed alle prove tecnologiche sopraelencate nel campo degli studi preliminari per la realizzazione d'un grande impianto di produzione d'inerti, impegnano al massimo la responsabilità dell'ingegnere prospettore o del geologo applicato, ai quali si richiede in particolare una vasta esperienza specifica per l'efficace collaborazione con i tecnici progettisti ([3]).

([3]) Un esempio di molteplici ragionevoli possibilità di rifornimento da formazioni geologiche diverse fu verificato nel corso degli studi geologici per la costruzione della grande diga di ritenuta, ad arco-gravità, di Place Moulin sul T. Buthier nell'alta Valpelline (Valle d'Aosta), ultimata nel 1964: con un fabbisogno di inerti, ad eccellenti caratteristiche tecnologiche, previsto nell'ordine di 2 milioni di m³. La roccia in posto (ad alternanze di banchi raddrizzati di calcefiri e gneiss kinzigitici, con subordinate lenti di calcari marmorei e di anfiboliti) — esplorata fino a profondità d'un centinaio di metri mediante alcune migliaia di metri di sondaggi — si presentava, anche nelle immediate adiacenze dell'imposta, salda e fresca, ma eccessivamente tenace, con la conseguenza d'un costo unitario elevato per l'abbattimento in cava.

L'alluvione attuale nell'alveo del T. Buthier a monte dello sbarramento, con ottimi requisiti tecnici malgrado l'eterogeneità litologica dei blocchi e ciottoli (gneiss sericitici, calcefiri, kinzigiti, pegmatiti quarzose, ecc.) formava una coltre sottile, appena sufficiente al fabbisogno, irregolarmente sviluppata nel fondovalle lungo alcuni km, con notevoli difficoltà tecniche per l'escavazione ed il trasporto. Alte scarpate detritiche, al piede del versante sinistro subito a valle dell'imposta, erano costituite da sfasciume di roccia minuto e profondamente alterato, con abbondanza di grandi massi.

Sulla base del rilevamento geognostico dettagliato delle numerose principali plaghe di formazioni detritiche (l.s.) nell'ambito del bacino d'invaso, della loro cubatura approssimativamente presunta e dello studio preliminare della loro costituzione litologica, fu infine fermata l'attenzione sulla vasta conoide di deiezione ricoprente un terrazzo morenico disteso a mezza costa allo sbocco del Vallone laterale di Vacheresse. Numerosi cunicoli d'assaggio ne accertarono la potenza ed un volume globale assai superiore al fabbisogno; fornirono inoltre la campionatura, su cui dall'A. venne compiuta l'indagine petrografico definitiva.

Questa servì ad accertare, fra l'altro, come l'alterazione degli elementi psefitici — ben differenziata a seconda della loro natura litomineralogica — non ne costituisse, alla peggio, che un sottile inviluppo esteriore, mentre l'interno dei ciottoli e delle ghiaie risultava del tutto fresco e meccanicamente integro. L'elevata proporzione d'argilloidi (l.s.) nelle pellicole d'alterazione superficiale, e soprattutto quali costituenti della porzione limosa del deposito, rappresentava un inconveniente, tecnicamente eliminabile, vantaggiosamente compensato: dall'uniforme commistione dei costituenti litologici; dalla rarità di grossi trovanti; dai buoni coefficienti morfometrici di ciottoli e ghiaie, ecc., e infine anche dalla posizione del giacimento, localizzato fra 2100 e 2300 m.s.m., cioè poche centinaia di metri più in alto dell'imposta della diga, dalla quale distava circa 2 km verso monte.

La scelta si rivelò poi pienamente soddisfacente, sia per il regolare funzionamento della cava, sia per gli eccellenti requisiti del calcestruzzo riscontrati con i controlli sistematici eseguiti nel corso della costruzione.

La casistica delle indagini geolitologiche e delle scelte relative per i rifornimenti alle recenti grandi opere dell'ingegneria civile nel nostro paese meriterebbe a sua volta un'esposizione analitica, confronti e conclusioni ragionate. Si accenna qui soltanto succintamente come fra le decine di grandi dighe di ritenuta in calcestruzzo — caduna con volume da molte decine a molte centinaia di migliaia di m³ —, eseguite o progettate in quest'ultimo ventennio nella regione alpina e prealpina (versante padano) e studiate dall'A. sotto il punto di vista della geologia applicata, pressapoco si equivalgano il numero di quelle per cui gli inerti furono ricavati da cave di rocce in posto (per lo più rocce « cristalline »; in prevalenza gneissiche, oppure carbonatiche: dolomie o calcari, meglio lavorabili) ed il numero di quelle per cui gli inerti vennero estratti da formazioni detritiche di vario tipo.

Per il calcestruzzo di rivestimento delle gallerie nei grandi trafori autostradali delle Alpi Occidentali, testè compiuti o d'imminente esecuzione — ai quali tutti pure l'A. collaborò in veste d'ingegnere geologo — gli inerti vennero — o verranno — ricavati dal marino degli scavi in sotterraneo: con buone caratteristiche litologiche e tecnologiche per quasi tutta la lunghezza dei tracciati dal lato italiano (Gallerie del M. Bianco, del Col Ciriegia), o per un'assai limitata parte di essi (Gallerie del Gran S. Bernardo e del S. Bernardino). Inutilizzabile invece tal quale, e difficilmente condizionabile con trattamenti di laveria, sarà il marino prodotto lungo la galleria del Frejus; mediocre quello della galleria al Colle della Croce.

Quasi senza eccezioni si alimentano dalle formazioni alluvionali d'origine fluviale o fluvio-lacustre, attuali o recenti, le numerosissime cave che riforniscono d'inerti i cantieri per le costruzioni d'edifici di abitazione o d'impianti industriali nei dintorni dei centri urbani — di Torino e di Milano in particolare — situati nella Pianura Padana sulla sinistra del F. Po. Al contrario, l'alluvione portata dai corsi d'acqua che scendono sulla destra del F. Po dal versante settentrionale dell'Appennino ha caratteri litologici deteriori, che non permettono in genere d'utilizzarla per la produzione di buoni inerti.

Non è raro d'altra parte il caso che nella realizzazione della medesima opera o gruppo d'opere, per condizioni contingenti (ad es.: per il rivestimento d'un lungo canale-galleria con finestre d'attacco intermedie, suddiviso in più lotti appaltati a diverse Imprese) si aprano più cave, con i relativi impianti di preparazione, entro differenti formazioni geolitologiche.

3. *Coltivazione delle cave.*

La tecnica della coltivazione delle cave, salvo che per qualche criterio orientativo speciale, segue in genere gli stessi metodi ed impiega le medesime attrezzature già precedentemente adottati nella coltivazione delle cave di pietrisco per massicciate, illustrati nei trattati di Tecnica mineraria o di Costruzioni stradali.

Norma generale di carattere tecnico-dimensionale, quasi inderogabile, è lo sviluppo della coltivazione a cielo aperto: la coltivazione in sotterraneo non è neppure pensabile nei depositi detritici.

Criterio direttivo di massima, dettato dalle moderne esigenze tecnico-economiche, seguito del resto in tutte le fasi d'ogni industria estrattiva, è la tendenza alla riduzione dei costi di produzione mediante l'impiego di mezzi meccanici sempre più potenti, che consentano soprattutto il minimo impiego di manodopere, divenute nel tempo gradualmente più onerose.

Metodi e attrezzature si differenziano poi fondamentalmente, a seconda che si tratti dell'abbattimento di roccia in posto, oppure dell'asportazione di materiali incoerenti o semicoerenti da formazioni detritiche.

a) Le cave di roccia in posto sono meno frequenti, in quanto esigono lavori preparatori più complessi e costosi, che presuppongono ammortamenti a più lunga scadenza. Ciò non s'accorda con il brevissimo periodo d'attività — previsto in pochi anni — per le cave a produzione intensiva, adibite al rifornimento dei cantieri di grandi opere isolate (quali le dighe di ritenuta), cui può richiedersi una produzione normale giornaliera dell'ordine di parecchie migliaia di m³ ([4]). La breve durata in efficienza di queste cave comporta tassi d'ammortamento degli impianti — inclusi quelli di preparazione — particolarmente elevati, che si riflettono sul costo unitario di produzione.

In tali grandi impianti è normale l'adozione dei più moderni schemi e dispositivi per l'abbattimento mediante esplosivi, anche se strade d'accesso e di tracciamento, sbancamento delle coperture inutilizzabili e loro trasporto a discarica comportino cospicui lavori preparatori.

In piccole antiquate cave — ma anche talora in qualche recente e grande cava — si pratica tut-

([4]) Nella costruzione della citata diga di Alpe Gera la cava — però da deposito alluvionale, non da roccia in posto — forniva una produzione giornaliera normale dell'ordine di 8000 m³, in parte avviata ad un grande deposito a cumulo, all'aperto, di circa 800.000 m³, con funzione di volano stagionale per l'alimentazione dell'impianto di preparazione.

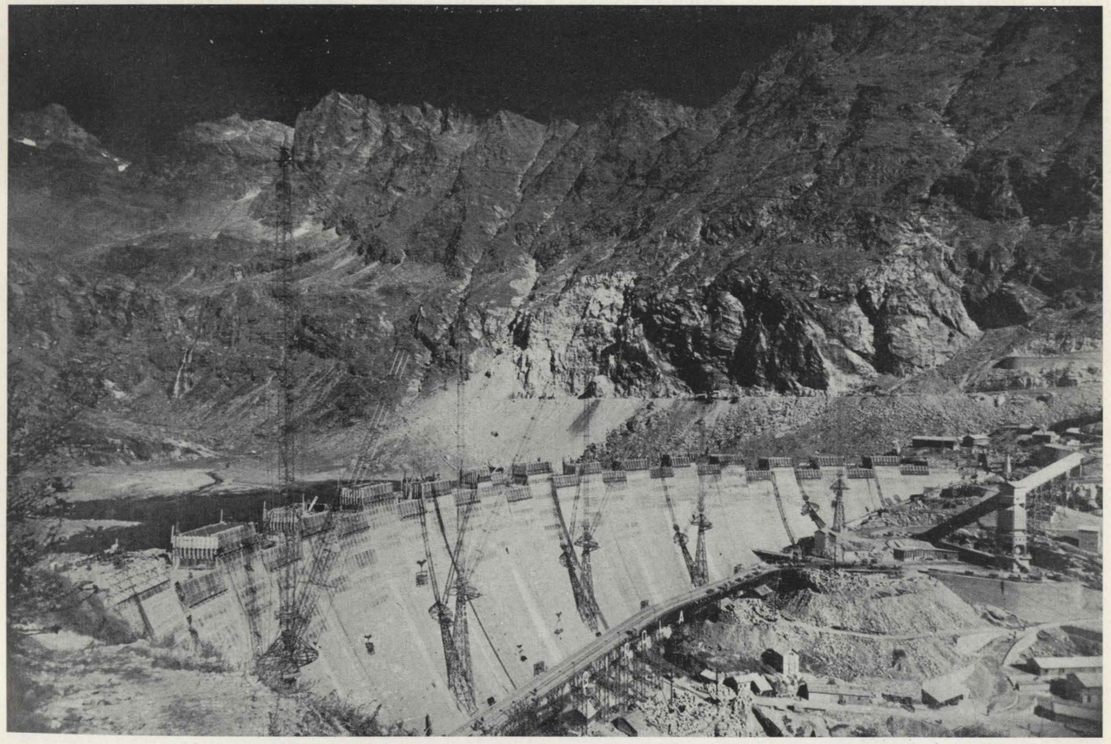


Fig. 1 - Cava nella roccia gneissica — al centro — per il rifornimento di inerti al cantiere della diga di Pian Telessio in Val d'Orco, provincia di Torino (AEM di Torino; Impresa Girola).

tora l'abbattimento su alti fronti a varia inclinazione media e con irregolare andamento planimetrico, aprendo fori da mina di pochi metri mediante semplici martelli perforatori a mano.

Secondo le tecniche aggiornate, tenendo presente la norma (valida anche per le cave di depositi detritici) che il costo unitario del grezzo si riduce con l'aumento della potenzialità dell'impianto d'estrazione, si tende, dove sia possibile, ad adottare un metodo di perforazione standardizzato e meccanizzato. Di regola l'abbattimento procede per lunghi gradoni orizzontali a dislivello uniforme, con volate intervallate nel tempo. I fori da mina sono trivellati, a profondità d'una decina di metri o più, in serie regolari successive ed equidistanti mediante perforatrici montate su carrelli semoventi (tra cui i « wagon-drills »).

Lo sgombero del rinfuso dai gradoni si effettua con trattori a lama spingente (« dozers » di vario tipo), o con pale che caricano direttamente sui vettori per il trasporto fuori cava.

Si tende pure, se lo consenta la morfologia dei luoghi, a far convergere i fronti di cava — altrimenti per lo più con andamento planimetrico rettilineo (fig. 1) — al fine di limitare i trasferimenti del grezzo sul piazzale: eccezionalmente si è realizzata la coltivazione in cave ad imbuto (« glory-hole »), con installazioni fisse per il caricamento; come nelle cave per la diga sul T. Lumici nell'Ampezzano (Cadore) e per la diga di Morasco nell'alta Val Formazza, in provincia di Novara.

L'abbattimento con esplosivi — che disintegra la roccia uniformemente, poichè le dimensioni massime dei frammenti del rinfuso non dovrebbero superare la capacità degli utensili caricatori — determina un inevitabile decadimento della resistenza meccanica del rinfuso abbattuto: di qui l'opportunità, ogni volta, dello studio approfondito per l'adeguamento razionale degli esplosivi alle caratteristiche geomeccaniche della roccia.

Una più spinta degradazione granulometrica del grezzo abbattuto producono taluni particolari procedimenti d'abbattimento: fra questi la modernissima tecnica — abbastanza frequente nella coltivazione a giorno di depositi minerari pr.d. o nei lavori di semplice sbancamento, ma non nelle cave d'inerti pregiati — della demolizione della roccia mediante « rippers », a seguito d'un limitato attacco con mine.

Sono quasi dovunque aboliti gli impianti fissi di raccolta e trasporto del rinfuso nei piazzali di cava: nastri trasportatori e ferrovie. Poche grosse pale caricatrici o caricatori gommati o cingolati, con potenza fino a 500 CV, a cucchiaie capaci fino a 5-6 m^3 — (assai meno frequenti: caricatori cingolati e benne sospese (« drag-lines »), con capacità fino a 4 m^3 e sbraccio d'oltre 100 m) — caricano autocarri ribaltabili lateralmente o posteriormente, con portate singole d'oltre 30 tonnellate. Ricchissima è la gamma di macchinari con possibilità di molteplici prestazioni, allestiti da numerose Ditte costruttrici.

b) Nell'escavazione di depositi detritici, se questi si estendono in piano, si procede di regola — previo sbancamento della sottile coltre terrosa superficiale — asportandoli per tutta la loro potenza in una sola passata e sviluppando planimetricamente la cava a fossa o per fronti parallele. Se la superficie del deposito è discretamente inclinata, la coltivazione avanza per gradoni, asportando il rinfuso per livelli successivi o sui diversi livelli contemporaneamente. Nell'uno e nell'altro caso l'inclinazione del fronte — o dei fronti — s'avvicina a quella, temporanea, di scarpata naturale, talvolta prossima alla verticale.

Escluso l'impiego d'esplosivi, eccetto che per la demolizione di qualche grosso blocco isolato, ne consegue che, a parità di caratteri litologici, gli elementi del rinfuso presentano migliori requisiti di resistenza meccanica in confronto a quelli del rinfuso ricavato con l'abbattimento di roccia in posto, più o meno lesionati per effetto dal tiro delle mine, come è stato sopra accennato.

Fig. 2 - Cava di inerti dal deposito detritico-morenico sul fianco destro dell'alta Valpelline in Val d'Aosta, per il rifornimento al cantiere della diga di Place Moulin (CEB - Consorzio Elettrico Buthier; Place Moulin Imprese Riunite).

Nelle cave per produzioni prevedibilmente protratte durante un lungo ciclo d'anni — e viceversa di modesta entità nel corso dell'anno — alla rimozione del detrito dalla sede originaria ed al suo caricamento si provvede per lo più con installazioni fisse (più spesso a benne raschianti) e direttamente collegate all'impianto di classificazione del grezzo. Ciò vale specialmente per gli impianti installati sulle sponde d'alvei fluviali, dove si può contare sull'apporto periodico di nuova alluvione dalle acque di piena, che ricostituisce il deposito in coltivazione e ne prolunga nel tempo lo sfruttamento.

Per le cave a forte produzione, contenuta in ristretti intervalli di tempo, valgono i medesimi orientamenti tecnici sopra esposti per le cave di roccia in posto. Si ricorre di preferenza a poche e grosse macchine operatrici: « dozers » o escavatori-caricatori mobili di grande potenza, che s'adeguano con notevole elasticità allo sviluppo planimetrico della coltivazione ([5]).

Eccezionale è l'impiego di « rippers » montati su trattori leggeri per la disintegrazione di qualche strato o lente di elementi psefitici cementati; è così pure l'abbattimento idrodinamico con lance a getto (« monitor-giants »).

In particolare condizioni ambientali — dal fondo di laghi o d'alvei fluviali o nelle pianure alluvionali, sotto il livello di falde freatiche prossime al piano di campagna — lo scavo dell'alluvione si effettua anche con draghe natanti a tazze (fig. 3) o con impianti di succhiamento e convogliamento in corrente d'acqua: le pompe sono installate a riva oppure montate su galleggianti (draghe a suzione), come pure le tubazioni (fig. 4) ([6]). La produzione raggiunge 200 tonnellate/ora per ogni pompa. Una semplice nota di colore rappresenta ormai l'escavazione manuale di sabbie fluviali mediante cucchiaie da parte dei pochi superstiti renaioli.

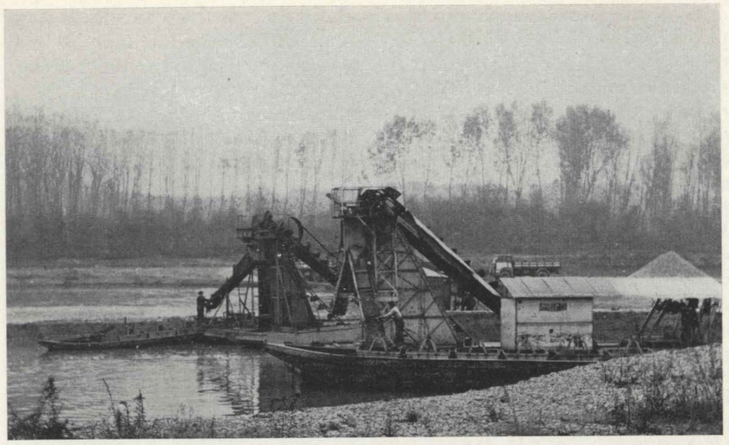


Fig. 3 - Impianto d'estrazione di inerti dal F. Po presso Moncalieri in provincia di Torino, con draga natante a tazze (Impresa G. Stroppiana).

La gestione delle cave di materiali detritici pone problemi di contorno d'interesse non trascurabile. Se ne accennano qui alcuni.

Lo sbancamento di falde in pendio, già stabilizzate, potrebbe innescare frane di smottamento, estese e pericolose alla viabilità ed all'abitabilità locali. Di regola però, nelle coltivazioni a gradoni, gli scoscendimenti dai fronti s'arrestano sui ripiani dei gradoni stessi.

L'asportazione dell'alluvione da greti fluviali o da arenili litoranei, con effetti benefici in quanto può limitare gli effetti d'improvvisi ed eccezionali o di rapidi e progressivi interrimenti da parte delle acque in movimento, può al contrario provocare erosione delle sponde ([7]) e distruzione di spiagge, se eccedente l'apporto naturale.

La formazione delle vaste depressioni di cave abbandonate, talora colmate d'acque ristagnanti, in regioni di pianura, comporta inconvenienti d'origine igienico ed estetico: ma viceversa, nei dintorni di centri urbani, esse possono venire opportunamente adibite ad accogliere discariche di rifiuti.

4. *Preparazione meccanica dei grezzi.*

Il trattamento meccanico del grezzo per la confezione dell'inerte finito può anche limitarsi alla semplice sua classificazione volumetrica, mediante vagliature, in diverse frazioni granulometriche. Gli elementi di dimensioni $>10 \div 15$ cm. — talora affatto subordinati quantitativamente, nelle alluvioni fluviali o lacustri di pianura — sono mandati a rifiuto. Ciò si verifica non di rado nei piccoli impianti a carattere artigiano. Altrimenti si richiede inoltre la comminuzione del grezzo: in ogni caso, se abbattuto nelle cave di roccia in posto; per lo più, se scavato da morene o da falde detritiche o da alluvioni meno fluitate, d'apporto flluvio-torrentizio.

([5]) La cava di inerti per la diga di Place Moulin si sviluppava a mezzacosta per gradoni rettilinei alti circa 8 m, con fronti naturalmente inclinate intorno a 50°; la produzione giornaliera di grezzo, fino a 5000 m^3, venne normalmente conseguita in un solo turno di lavoro mediante « bulldozers » operanti ai diversi livelli, coadiuvati da due escavatori-caricatori da 250 CV, con cucchiaio da 1,5 m^3.

La falda detritico-morenica ne veniva demolita senza difficoltà. Trovanti del peso di poche tonnellate venivano caricati; quelli, non comuni, di maggiori dimensioni furono abbandonati sul piazzale di cava, ad evitare la complicazione della loro demolizione con mine.

Batterie d'autocarri ribaltabili da 12 tonnellate trasferivano il grezzo all'impianto di preparazione percorrendo una nuova strada larga 8 m, lunga 2500 m, in leggera discesa, con caratteristiche d'una vera e propria autostrada (fig. 2).

([6]) Recenti grandi cave lungo il F. Po fra Moncalieri e Carignano (Torino) asportano sott'acqua banchi di ghiaia fino a profondità media d'una quindicina di metri, su aree fino a molte decine di ha.

([7]) Sembra che l'escavazione relativamente intensa dell'alluvione nell'alveo attuale del F. Stura presso Torino, ad opera di numerose cave fra Venaria e Regio Parco, abbia concorso a determinare i recenti scalzamenti dei ponti e delle sponde in questa regione.

Si distinguono così impianti a produzione di ghiaie e sabbie naturali, oppure di pietrisco e di sabbie in tutto o in parte ricavati da comminuzione artificiale. Fra questi ultimi sono del tutto eccezionali gli impianti che producono soltanto sabbie: ad es., l'impianto che presso Toirano in Val Varatello (provincia di Savona), che si alimenta da roccia quarzitica tettonizzata (fig. 4). A parità di costituzione litomineralogica, gli elementi dell'inerte che non siano stati sottoposti ad operazioni di comminuzione artificiale presentano requisiti di resistenza meccanica decisamente superiori a quelli che li hanno invece subiti.

Comminuzione e classificazione granulometrica artificiali procedono all'incirca secondo i medesimi schemi che per l'arricchimento meccanico del rinfuso nelle « laverie » di miniera, nelle quali però il trattamento si continua oltre, fino alla separazione del ricco dallo sterile, perseguita con i noti procedimenti fondati sui principi della non equivalenza dei diversi minerali in varii campi di forze.

Nella confezione degli inerti col trattamento che può ancora per analogia, denominarsi « di laveria », il ciclo delle operazioni risulta pertanto in confronto, assai semplificato: vi si perseguono tuttavia anche altri particolari risultati, non richiesti nelle laverie di miniera, oltre — è sottinteso — alla distribuzione del prodotto finito nelle diverse classi granulometriche prefissate (di regola: 4-5 classi, a partire da dimensioni massime non > 150 mm, di pietrisco e pietrischetto; più 2-3 classi di sabbie e « fini »).

Si richiede in particolare, caso per caso: l'eliminazione dei fini eventualmente in eccesso (limi e argilloidi: questi ultimi nocivi alla presa del cemento nel calcestruzzo), già naturalmente presenti negli originari depositi sedimentogeni detritici o prodotti per effetto delle operazioni di comminuzione; la ripulitura, ove occorra, dei singoli elementi (frammenti di roccia o granuli di minerale) dagli inviluppi o dalle patine d'alterazione superficiale, che ne ostacolano in genere l'adesione al cemento; e infine soddisfacenti coefficienti morfometrici (indici di appiattimento, d'arrotondamento, di scabrezza, ecc.) dei granulati delle classi maggiori, affinchè il calcestruzzo ne risulti meglio compatto ed isotropo. Le operazioni necessarie al conseguimento dei due primi risultati corrispondono in un certo senso all'arricchimento vero e proprio del minerale nelle laverie di miniera.

Infine, nel caso l'impianto di preparazione debba servire soltanto per una sola grande opera (laverie per i cantieri di grandi dighe), è quantomai opportuno, per ovvie considerazioni economiche, che alla fine delle operazioni l'inerte risulti tutto ripartito proporzionalmente nelle diverse classi granulometriche giusta le curve diagrammatiche, continue o anche non continue, caso per caso adottate per la confezione del calcestruzzo, senza che si abbiano accessi per taluna di esse, i quali andrebbero inutilizzati. Ove si proceda da un grezzo a grossa pezzatura prevalente, una tale soddisfacente ripartizione granulometrica si consegue regolando, dopo le frantumazioni primaria e secondaria, le proporzioni delle classi intermedie da inviare direttamente ai sili dei prodotti finiti o da sottoporre all'ulteriore comminuzione. S'interviene pure a volte con operazioni di ripresa, in sezioni separate, di parte delle classi sovrabbondanti, per la produzione di classi in difetto.

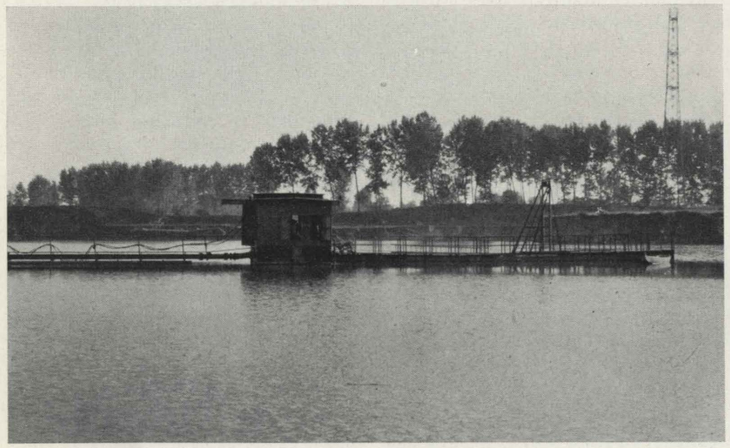


Fig. 4 - Impianto di draga a suzione per l'estrazione di inerti dalla pianura alluvionale in sinistra del F. Po, a monte di Torino (Impresa SESAC).

Il criterio generale direttivo per la razionale progettazione d'un grande impianto di preparazione, più che non l'economia nella realizzazione, persegue il fine dell'economia d'esercizio, che comporta attrezzature specificamente efficienti ai fini d'una produzione continua e sicura di finito ad elevati e costanti requisiti tecnologici, ma nel contempo relativamente semplici, di agevole manutenzione e ricambio. Di fatto, sebbene il costo degli inerti rappresenti una modesta aliquota del costo unitario del calcestruzzo in opera, le economie conseguite nella gestione della cava, e soprattutto della laveria, finiscono per raggiungere valori rilevanti nel bilancio delle opere dell'ingegneria civile.

Nel dettaglio, nelle laverie concretamente attive innumerevoli sono i differenti cicli di lavorazione: da quelli più elementari dei piccoli vecchi impianti, costituiti da un nastro elevatore e da una serie di vagli piani o rotativi, ai più complessi e moderni di grande potenzialità, rigorosamente progettati in ogni particolare dai tecnici della preparazione meccanica dei minerali, cui Ditte specializzate mettono a disposizione macchinari, per la più parte, dei medesimi tipi usati nelle laverie di miniera.

In realtà poi le Imprese di costruzione, che spesso organizzano direttamente la produzione d'inerti per i cantieri delle grandi opere, dispongono in proprio d'impianti completi i cui elementi, ultimati i lavori, vengono recuperati e riutilizzati altrove. Ne

consegue che nelle loro laverie si realizza di solito un contemperamento fra quella che sarebbe la funzionalità ottima, programmata sulla base delle condizioni e delle esigenze locali, e la convenienza economica d'impiegare attrezzature già disponibili, sia pure con tollerabili adattamenti.

Come è norma corrente per tutte le laverie impiantate dove esistano discreti dislivelli del terreno, li si utilizza in modo che i passaggi del materiale da una sezione all'altra dell'impianto avvengano per quanto è possibile per caduta naturale, a secco o in corrente d'acqua. Tale è quasi sempre il caso degli impianti entrovallivi nelle regioni montane.

Se la strada proveniente dalla cava si svolge sul fondovalle, per il sollevamento del grezzo alla testata della laveria, scaglionata in cascata su un versante più o meno ripido, si rinuncia a raccordi stradali, ricorrendo invece a nastri trasportatori od anche — per dislivelli che a volte raggiungono centinaia di metri — ad installazioni di « skips », come nell'impianto per la diga di Beauregard in Val Grisanche (Valle d'Aosta), dove lo « skip » era interposto fra il frantumatore primario nel fondovalle e la laveria vera e propria a mezza costa, superando un dislivello d'oltre 150 m (fig. 5).

Fig. 5 - Impianto di preparazione meccanica degli inerti, estratti dal deposito alluvionale di fondovalle per la diga di Beauregard in Val Grisanche (Valle d'Aosta). In basso: la sezione di frantumazione collegata mediante « skip » alla laveria, in alto (SIP: Impresa Torno).

Nei casi più complessi un diagramma di laveria comporta la sequenza di macchine comminutrici del tipo: frantumatore primario (quasi sempre a mascelle); frantumatori secondari (a mascelle o rotativi); frantumatori terziari e trituratori (preferibilmente rotativi), sostituiti eventualmente da frantumatori ad urto ed a martelli, per ottenere migliori coefficienti morfometrici del granulato.

La produzione delle sabbie — e specie delle sabbie fini — che molte volte al termine dei trattamenti di comminuzione risultano in forte difetto rispetto alla richiesta — si consegue per triturazione e macinazione in molini a martelli od a barre, ovvero a rulli, alimentati da sili delle classi intermedie.

Sui vagli vibranti pluriclassificatori interposti s'effettua inoltre una certa ripulitura del frantumato per abrasione reciproca superficiale. La sfangatura si compie a diverse riprese e con variati dispositivi di lavaggio sui vagli stessi e nei molini o dentro lavatrici a tamburo.

Il recupero massivo dei fini dal triturato dei molini, o anche dalle torbide di lavaggio, con la contemporanea definitiva eliminazione completa dei limi più minuti e degli argilloidi, si realizza infine con procedimenti idrodinamici, fra i quali fornisce buoni risultati, con alto rendimento, quello (denominato « Rheax ») a correnti ascendenti ed a coni sfangatori, che alimentano batterie di classificatori recuperatori a coclea od a rastrelli. Altrimenti, la necessaria proporzione di sabbie si integra apportandole da altrove: da cave in greti alluvionali, ecc.

Disusati in genere sono i tratta-

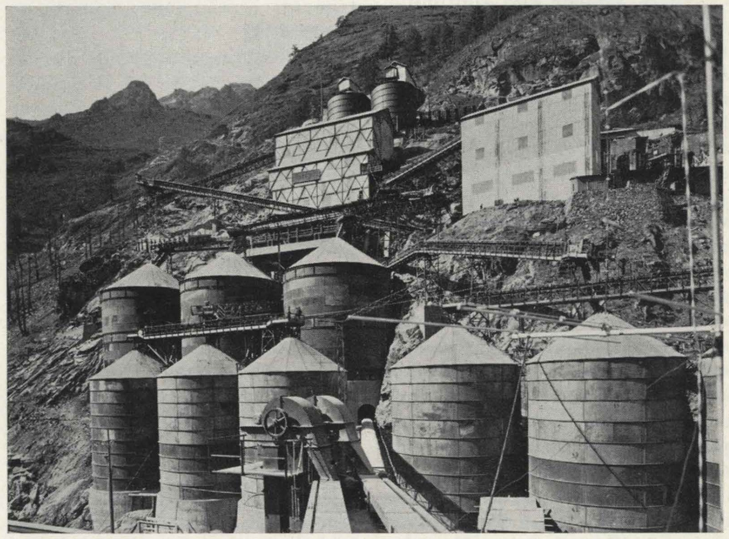


Fig. 6 - Impianto di preparazione degli inerti per la diga di Place Moulin. Dall'alto in basso, in cascata: frantumazione primaria e secondaria; sili primari; sezione lavaggio; sezione ricupero sabbie; sili dei pietrischi; sili delle sabbie. A destra: sezione per la frantumazione terziaria (CEB - Consorzio Elettrico Buthier; Place Moulin Imprese Riunite).

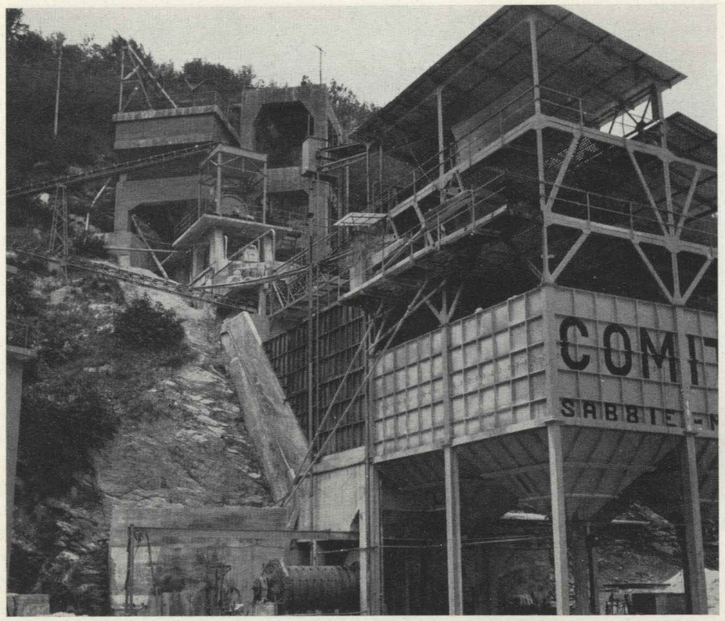


Fig. 7 - Impianto di preparazione meccanica di sabbie da comminuzione di roccia quarzitica presso Toirano in Val Varatello, provincia di Savona (Impresa COMITO).

menti completamente a secco, nei quali funzionano separatori a vento per il recupero dei fini.

Sili di testa, o interposti dopo la frantumazione primaria-secondaria, consentono che l'attività della laveria continui anche durante la sosta notturna nell'escavazione. Se la confezione del calcestruzzo avviene con continuità, altri grandi sili coperti o all'aperto o semplici depositi a cumulo (v. nota 4) accolgono le classi finite, alimentando gli impianti di betonaggio nel caso d'eventuali arresti dell'escavazione, protratti anche durante alcuni giorni (figura 6). Nei sili coperti progredisce inoltre l'eliminazione dell'acqua dai granulati. La dosatura delle diverse classi di pietrisco e sabbie spillate dai sili — e così pure del cemento, dell'acqua e di additivi vari — si effettua in centrali di betonaggio (le più moderne del tipo a torre, solitamente contigue alla laveria), mediante pesature automatiche a comando elettropneumatico.

Sotto l'aspetto costruttivo i molteplici diagrammi di lavorazione, ma soprattutto la frequenza e la complessità dei passaggi alle unità operatrici e dei trasferimenti delle classi intermedie a varie distanze (su nastri trasportatori — meglio se a telai autoportanti — meno spesso con coclee, in rapporto alle condizioni topografiche locali, a luoghi fortemente accidentate) impartiscono agli impianti di preparazione uno sviluppo lineare o a ventaglio o altrimenti variamente complicato (figg. 5-6).

Pur senza raggiungere le dimensioni planimetriche ed il numero d'unità operatrici delle maggiori laverie di miniera del nostro paese, le grandi laverie per inerti talora le equivalgono per i consumi d'acqua e d'energia motrice, le superano spesso per la quantità di grezzo trattato e molto spesso per quella del prodotto finito ([8]), che s'avvicina per lo più sensibilmente alla quantità del grezzo. Anche questa ne è una caratteristica peculiare.

Le strutture portanti degli edifici delle laverie sono realizzate tanto in cemento armato, più economico, che con carpenterie metalliche (figg. 6-7) di più rapido montaggio, più facilmente modificabili nel corso dell'esercizio e recuperabili alla fine di esso ([9]).

Non sono finora frequenti i gruppi produttori mobili su automezzi con la serie delle apparecchiature, a partire dalla frantumazione primaria, ravvicinate in uno spazio ridottissimo, ma con capacità di produzione relativamente limitata.

Connesso all'esercizio di molte laverie, in molti casi difficilmente solubile e non sempre risolto, è il grave problema della decantazione delle torbide dalle acque di lavaggio: sia che le acque debbano venire rimesse in ciclo nella laveria, sia che vengano scaricate negli alvei naturali, nel qual caso le torbide potrebbero produrre effetti dannosi per l'irrigazione e per l'alimentazione idrica a scopo potabile o industriale ([10]).

Luigi Peretti

Politecnico di Torino, Istituto di Geologia e Giacimenti minerari - novembre 1965.

([8]) Indirizzi funzionali moderni, con un diagramma di produzione del tipo di quello sopraillustrato, sono stati seguiti, ad es., nell'impianto di preparazione degli inerti, per la diga di Place Moulin. Rimasto attivo per 5 anni, si sviluppava su un dislivello di circa 110 m (fig. 6).

Trattava fino a 5000 m³ giornalieri di grezzo, convogliato alle successive operazioni in massima parte per caduta naturale, eliminandone fino al 30 % di limi e d'argilloidi.

L'energia motrice disponibile per l'impianto era 2500 kW; il fabbisogno d'acqua raggiungeva 3600 m³/h, sollevati per circa 250 m, dal letto del T. Buthier ad una vasca di testa. La capacità globale dei sili metallici — oltre a quelli per il cemento — assommava a 21.000 m³. Il costo della costruzione e del macchinario superò largamente 2 miliardi di lire.

([9]) Si ringraziano la Direzione dipartimentale dell'ENEL di Torino (ex-CEB, ex-SIP, ex-Vizzola), l'AEM torinese e le Imprese di costruzione citate, per l'autorizzazione a pubblicare dati e fotografie di loro impianti.

([10]) Per le considerazioni accennate al paragrafo 1 si rinuncia ad allegare in questa sede un elenco bibliografico specificamente attinente all'argomento, che risulterebbe prolisso e largamente incompleto. Si vedano, in proposito, le note frequentemente pubblicate su Riviste di Tecnica costruttiva: *Costruzioni, Il Cantiere, Annales de l'Institut Technique du Batiment et des Travaux publics, Génie Civil, Travaux, L'Equipement mécanique des chantiers, Bautechnik, Der Zement, Mine and Quarry Engineering, American Concrete Institut Proceedings, Journal of the American Concrete Institute, Civil Engineering, Construction: Methods and Equipment, Engineering new-record*, ecc.

Ad Antonio Cavinato

Coordinamento dell'attività estrattiva di Monteponi sulla base del "Progetto F. Sartori"

ANGELO MORRA riassume il vasto programma di riorganizzazione dell'attività estrattiva della zona di Monteponi, quale risulta dal «Progetto F. Sartori»: in tal quadro, dopo una descrizione della giacimentologia delle Miniere interessate, fornisce dati sulla centralizzazione dei trasporti e dell'arricchimento dei grezzi da esse provenienti, per concludere con l'esame sintetico dei processi di estrazione dello zinco dai preconcentrati dei minerali poveri ossidati, non concentrabili economicamente per flottazione integrale, presenti in ingenti quantità nei giacimenti interessati e nelle discariche dei vecchi impianti di trattamento.

1. Brevi notizie generali.

Le due Società di Montevecchio e di Monteponi fino al 1961 hanno storia propria. Costituite entrambe in Genova la prima nel 1848, la seconda nel 1850, hanno tradizioni ultrasecolari.

Volumi sono stati scritti sulla attività a cui hanno dato vita le due Società: gli uomini che le ressero furono secondi a nessuno in quanto a tecnica e passione. I responsabili delle due Società non si fermarono alle ricerche e coltivazioni minerarie: già da allora ritennero che i cicli di lavorazione si dovessero completare passando ai manufatti con l'integrale ricupero dei minerali secondari. Montevecchio crea San Gavino Monreale e Porto Marghera, ed oltre al piombo, zinco ed argento, da qualche decennio ricupera oro, cadmio, rame, cobalto, manganese, gallio, indio, germanio ed acido solforico; produce inoltre laminati e leghe di zinco, pallini da caccia ormai noti in tutto il mondo. Monteponi ha la sua fonderia di piombo nel cuore dell'Iglesiente e, nello stesso centro, ha messo a punto l'impianto elettrolitico che da 40 anni utilizza un minerale particolare ed unico al mondo come alimentazione: il carbonato di zinco al 20-25% in Zn. Apre la fonderia di Vado Ligure per le blende, coltiva una miniera di carbone per alimentare la sua centrale elettrica, ha un suo porto ed una ferrovia.

Ma crisi ricorrenti provocano choc terribili all'industria mineraria: anche Società così solide vengono scosse alle fondamenta quando il mercato mondiale è in mano più a speculatori che a uomini di avveduta economia: il gioco del rialzo e dell'abbattimento preordinato dei corsi dei metalli è purtroppo una realtà incredibile, ma realtà.

Ecco Monteponi uscire stanca dall'ultima lunga crisi; un piccolo tentennamento e sfiducia negli investimenti; i minerali diventano sempre più difficili da trattare, l'acqua non dà pace, le conquiste sociali dànno l'impennata ai valori più impegnativi del costo: si vede l'abisso.

I duemila dipendenti non afferrano il dramma di questa nobile Società: ma fortunatamente una mano amica è pronta a fermarla in tempo prima che velocità pazza non permetta più di fermare lo slittamento definitivo: è quella della Montevecchio. Nel dicembre 1961 viene decisa la fusione «Monteponi-Montevecchio»: la nuova Società parte con rinnovato vigore ed orgoglio.

«Solo dimensioni appropriate possono conservare vitalità alle Aziende e renderle competitive nel più vasto ed impegnativo mercato di domani della Comunità Economica Europea». Questa impostazione fa collocare il Conte Faina e l'Ing. Rolandi accanto a uomini come i Sanna, Asproni, Righi, Donegani, Niccolay, Baudi di Vesme, Ceriana, Ferraris, Sartori.

A Monteponi viene dato inizio al «Progetto Sartori»; a Montevecchio al «Progetto Faina».

Nelle seguenti pagine saranno brevemente illustrati gli sviluppi del «progetto Sartori» che — sulla base della situazione morfologica dei giacimenti da esso interessati ed in funzione dello stato attuale delle relative coltivazioni — collega, unifica e coordina l'attività estrattiva delle miniere di Monteponi, Campo Pisano, Palmari, Cabitza, Funtana Perda, S. Giorgio, Seddas Moddizzis.

Dopo un cenno descrittivo dei singoli depositi, sarà illustrato il programma in via di sviluppo, sia in merito ai collegamenti sotterranei delle varie miniere, sia per quanto concerne l'impianto centralizzato di concentrazione dei grezzi, sito a Campo Pisano, atto a sostituire 5 impianti ora in esercizio.

Siccome poi il gruppo di miniere dispone di una grande cubatura di minerali zinciferi ossidati, in posto o sotto forma di vecchie discariche, una trattazione sarà riservata agli studi intrapresi, culminati con la progettazione di un impianto metallurgico per via termica (procedimento Waelz da 400 t/d, per il trattamento dei prodotti arricchiti e dei limi ossidati) e con l'ampliamento dell'attuale impianto elettrolitico per l'estrazione dello Zn dagli ossidi.

2. Geo-giacimentologia delle miniere del gruppo di Monteponi.

Zona di Iglesias.

I giacimenti sono incassati nel complesso calcareo-dolomitico cambrico che affiora a mo' di mezzo anello tra la costa occidentale sarda e la piana del Cixerri. I corpi mineralizzati hanno forma colonnare piuttosto raddrizzata, l'asse delle colonne essendo inclinato di 60° in media. La sezione in pianta delle singole colonne è molto variabile: da un centinaio di m² ad esempio nella miniera di Cabitza, fino a qualche migliaio di m² a Monteponi (Albasini e S. Barbara) e nella miniera di Campo Pisano.

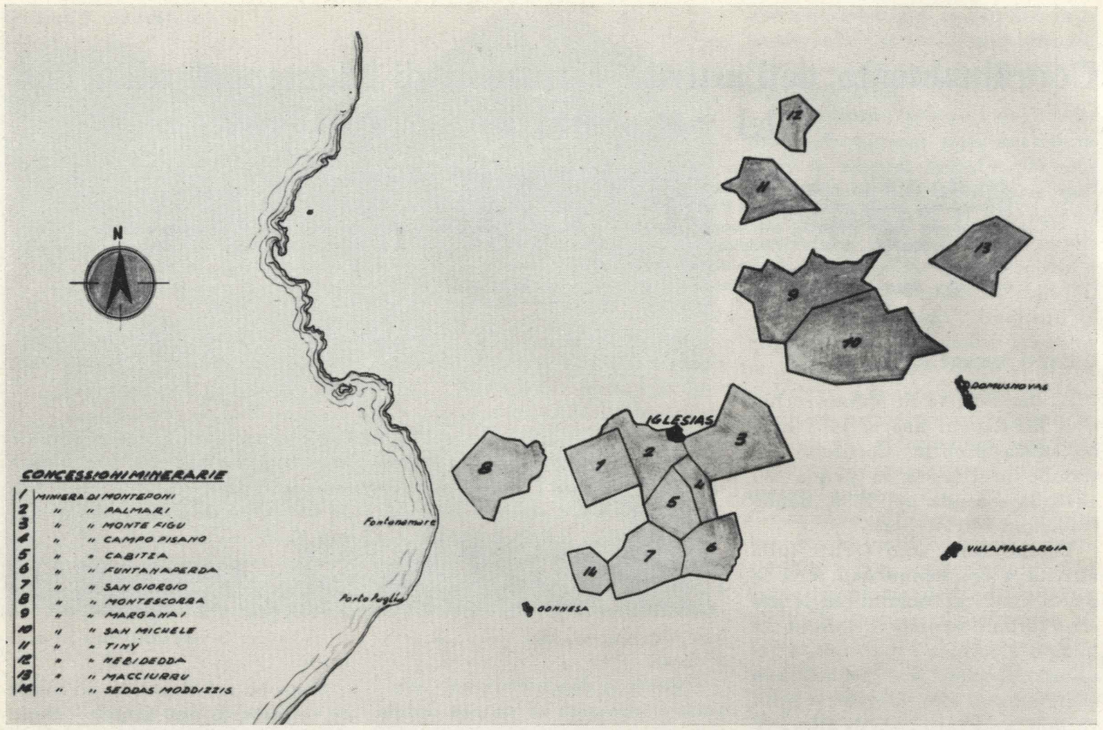


Fig. 1 - Le concessioni minerarie del Gruppo Monteponi.

Per gli ossidati l'estensione è maggiore e le sezioni di varie migliaia di m^2 sono normali, a tenori in Pb+Zn tra il 6-7% (Cungiaus) ed addirittura fino al 20-25% (Campo Pisano).

La distribuzione in pianta delle mineralizzazioni, sia che si tratti di solfuri, sia di ossidati, è discontinua: si hanno cioè lingue o vene di minerale ricco intervallate da intercalazioni povere.

La potenza delle vene ricche varia da un decimetro ad oltre un metro, fino anche, in punti isolati, ad oltre due-tre metri. La potenza degli intercalari poveri è in genere dell'ordine di grandezza del metro o al più di due-tre metri.

La forma in pianta delle colonne è grossolanamente rettangolare, con i lati lunghi orientati in prevalenza secondo Nord-Sud, parallelamente cioè ad uno dei sistemi di giunti più importanti della zona. Raro è il caso che la pianta delle colonne sia allungata secondo Est-Ovest, che è il secondo sistema di giunti. Anche in tal caso però, le vene mineralizzate sono orientate secondo Nord-Sud.

Questa localizzazione delle mineralizzazioni lungo le fratture od i contatti fra rocce a diversa permeabilità, fa sì che le infiltrazioni d'acqua in miniera siano abbondantissime; ciò porta due conseguenze: una intensa ossidazione dei minerali ed inoltre un grave assillo per il problema dell'eduzione.

Monteponi infatti detiene il non invidiabile primato di avere l'impianto di eduzione più grande d'Europa e certo uno dei più importanti su scala mondiale.

Frequentemente diverse colonne si addensano in uno spazio limitato: lungo le maggiori fratture o all'incrocio fra di esse, od a ridosso di intercalari scistosi entro il complesso carbonatico.

Ne sono chiari esempi i giacimenti di S. Marco, Monteponi, Campo Pisano, Funtana Perda, S. Giorgio, Seddas Moddizzis. Il criterio di ricerca che consegue dalla precedente osservazione è quindi di insistere con le esplorazioni lungo le maggiori linee di frattura, controllandone gli incroci e dedicando particolare attenzione alle zone contenenti intercalazioni scistose.

Zona del Marganai.

La composizione delle mineralizzazioni è sostanzialmente la stessa di quella della zona di Iglesias. Anche gli incassamenti sono gli stessi, trattandosi sempre di calcari e dolomie cambriche e dei contatti tra tali rocce e le formazioni scistoso-arenacee. La forma dei corpi mineralizzati tende a quella di allineamento di « lenti a rosario », con impregnazione diffusa al contorno e fra lente e lente.

Un vero e proprio giacimento in spaccatura è il filone argentifero del Marganai, che si differenzia dagli altri adunamenti anche per la presenza di quarzo fra le sue ganghe.

In genere in questa zona gli ossidati sono meno abbondanti che nella zona di Iglesias.

Zona di Tiny.

In questa zona si coltiva una mineralizzazione prevalentemente piombifera quasi tutta ossidata, a matrice fortemente argillosa, che ricorre a tascate entro calcari silicizzati e metamorfici, incassati fra scisti ed arenarie in prossimità del granito di Oridda. È lo stesso giacimento che — in altra sua parte — è coltivato nella miniera di Arenas.

Permessi di ricerca.

La nostra Società, oltre naturalmente alle mineralizzazioni di Montevecchio e Sos-Enattos, è attualmente impegnata nella zona attorno ad Iglesias ad interessanti permessi di ricerca (Candiazzus, Canalgrande, S. Michele di Teulada ed altri appresso specificati) e dai quali si ha motivo di attenderci buoni risultati da ulteriori sviluppi.

Monteponi ha fornito in oltre un secolo di attività circa 450.000 t di Pb e 750.000 di Zn; Montevecchio 880.00 t di Pb e 520.000 di Zn, per un totale quindi di 2.600.000 t di metalli (Pb+Zn).

3. Programma della Società « Monteponi & Montevecchio » per il Gruppo di Monteponi.

Per quanto la Società « Monteponi & Montevecchio » fosse la maggior produttrice italiana di Pb e Zn si ebbe ragione di credere, come prima accennato, che le sue dimensioni fossero ancora al disotto di quelle essenziali per renderla vitale e competitiva in un mercato europeo o più impegnativamente mondiale.

Il « rinnovare ampliandosi, o morire » venne assunto come slogan dai maggiori Responsabili della Società confortati dall'approvazione degli azionisti.

In ogni intrapresa mineraria l'alea della ricerca è sempre fattore imponderabile; ma il milione e duecentomila tonnellate di metalli (Pb+Zn) del 1962 delle mineralizzazioni in vista o probabili del coacervo delle Miniere dei Gruppi di Monteponi e Montevecchio nell'Iglesiente, Arburese e Nuorese oggi possono essere valutati ad oltre 1.750.000, di cui 400.000 t di Pb ed 1.350.000 t di Zn, contenute nei 25 milioni di tonnellate di grezzi.

Il Gruppo di Monteponi comprende 14 concessioni minerarie: Monteponi, Monte Scorra, Palmari, Campo Pisano, Cabitza, Monte Figu, Funtana Perda, San Giorgio, Seddas Moddizzis, S. Michele, Marganai, Macciurru, Tiny, Nebidedda, per un totale di 6.530 ettari. A queste si debbono aggiungere i permessi di ricerca: Candiazzus, Canalgrande, S. Michele di Teulada, Monte Tamara, Muru Mannu, Fenugu Sibiri, Pozzo Baccarini, Cruccueddu, Guardia Medau, Tintillonis, Antas e S'Ortu Becciu.

Il progetto Sartori limitò la sua sfera d'influenza ai giacimenti dell'Iglesiente che sono ospitati nell'arco dei calcari che fa da testata alla valle che da Iglesias scende al mare (Monteponi, Palmari, Campo Pisano, Cabitza, Funtana Perda, San Giorgio, Seddas Moddizzis).

Il programma, studiato nel 1962, era impegnativo ed urgente. Era necessario scavare circa 50 km di gallerie, sia per impostare un carreggio rapido e di notevole potenzialità (al di sopra del livello idrostatico) che facesse confluire tutti i grezzi prodotti alla frantumazione primaria alla base della discenderia d'estrazione di Campo Pisano, sia per dare la possibilità di partire da detta galleria di spina con le ricerche nelle zone indiziate ed anche nelle mineralizzazioni incontrate con lo scavo della galleria principale.

A Campo Pisano fu inoltre progettata la centralizzazione dei trattamenti, per una potenzialità giornaliera di 6000 t di grezzi.

Studi condotti successivamente sui minerali a Zn ossidato fecero completare il progetto con un Impianto Waelz e con l'ampliamento dello Stabilimento Elettrolitico di Monteponi, per produrre inizialmente 20.000 e successivamente 30.000 t per anno di Zn ad elevata purezza.

Il 1963 è stato l'anno d'inizio dell'entusiasmante programma.

Furono studiati vari punti d'attacco per completare lo scavo delle vie sotterranee di raccordo nel minor tempo possibile e precisamente dal:

Pozzo Sonda (S. Marco): verso Monteponi e verso Monte Agruxiau (2 attachi);

Pozzo Vittorio (Monteponi): verso S. Marco e verso Palmari (2 attacchi);

Discenderia (Campo Pisano): verso Monteponi e verso Cabitza (2 attacchi);

Pozzo Seghi (S. Giorgio): verso Cabitza e verso Seddas Moddizzis (2 attacchi);

Pozzo S. Filippo (Seddas Moddizzis): verso S. Giorgio (1 attacco).

Dal 1963 al termine del 1° semestre 1965 furono scavati 23.500 metri di gallerie, discenderie, pozzi e fornelli.

Per i 19.850 m di gallerie sono state impiegate circa 100.000 giornate-operaio (preparazione attacchi, scavi e servizi), perforati 735 mila m di foro, consumati 200 mila kg di esplosivo, 525 mila inneschi, 800 mila kg di binario, 200 mila kg di tubazione aria-acqua.

Se si considera il solo raccordo anulare S. Marco-Monteponi-Palmari-Campo Pisano-Cabitza-San Giorgio-Seddas Moddizzis, la grande galleria di carreggio F. Sartori è stata scavata a tutt'oggi per il 71%. Se si vuole anche tener conto del tronco che andrà a Funtana Perda, dove nuovi sondaggi hanno messo in luce interessanti mineralizzazioni a Zn, la percentuale di lavoro eseguito scende al 54%.

Nella sola galleria Sartori la parte armata in centine metalliche (170.000 kg) rappresenta il 12% dell'anello; in 4 zone si sono dovuti eseguire importanti lavori in ferro-muratura o deviazioni per superare terreni argillosi fortemente spingenti o pericolosi vuoti, da scartare decisamente dal tracciato dell'importante galleria di servizio.

Per lo scavo di dette gallerie è stata utilizzata una interessante attrezzatura progettata e costruita dalla nostra Società: il treno di sgombro veloce.

Ecco alcuni dati realizzati per ogni avanzamento (a distanza anche di 2 km dai pozzi principali), con l'ausilio di detta attrezzatura, su 3 turni di lavoro con 3 operai/turno (2 all'avanzamento + 1 locomotorista-scraperista):

Sezione galleria: 7,28 m^2 (2,60 × 2,80);

Sfondo medio realizzato (terreni normali): 8,10 m/giorno;

Sfondo massimo: 9,15 m/giorno;

Fori per volata: n. 34;

Schema di tiro: « a chiocciola » (spirale sul bouchon con modulo 7 cm - Mine di sparetamento normali);

Consumo esplosivo: ca. 14 kg/m;

Tempo totale di marinaggio medio: 40 min (volate da 1,50 m);

Tempo totale di marinaggio minimo: 25 min;

Tempo totale del ciclo di una volata (compreso sfumo, entrata ed uscita dal cantiere); 3 ore e 50 min;

Possibilità/turno: 2 volate da 1,50 m cadauna.

Nell'aprile del 1965 si comunicò in perfetto programma la galleria di Monteponi con quella di Campo Pisano: ai primi di settembre inizierà il carreggio del minerale a Campo Pisano verso il nuovo Impianto di trattamento centralizzato.

La comunicazione tra San Marco e Monteponi era avvenuta all'inizio del corrente anno.

Il Gruppo Sud risultò più in ritardo per le preparazioni di attacco completamente da eseguire: raggiungerà i traguardi del Gruppo Nord verso la metà del prossimo 1966.

Gli anni futuri renderanno il frutto del lavoro testé svolto, fornendo una produzione iniziale di 3500 t/giorno di grezzi entro il 1966 per toccare le 6000 t nel 1968, se le ricerche confermeranno i primi incoraggianti risultati ottenuti con lo scavo preordinato delle gallerie di servizio e con la

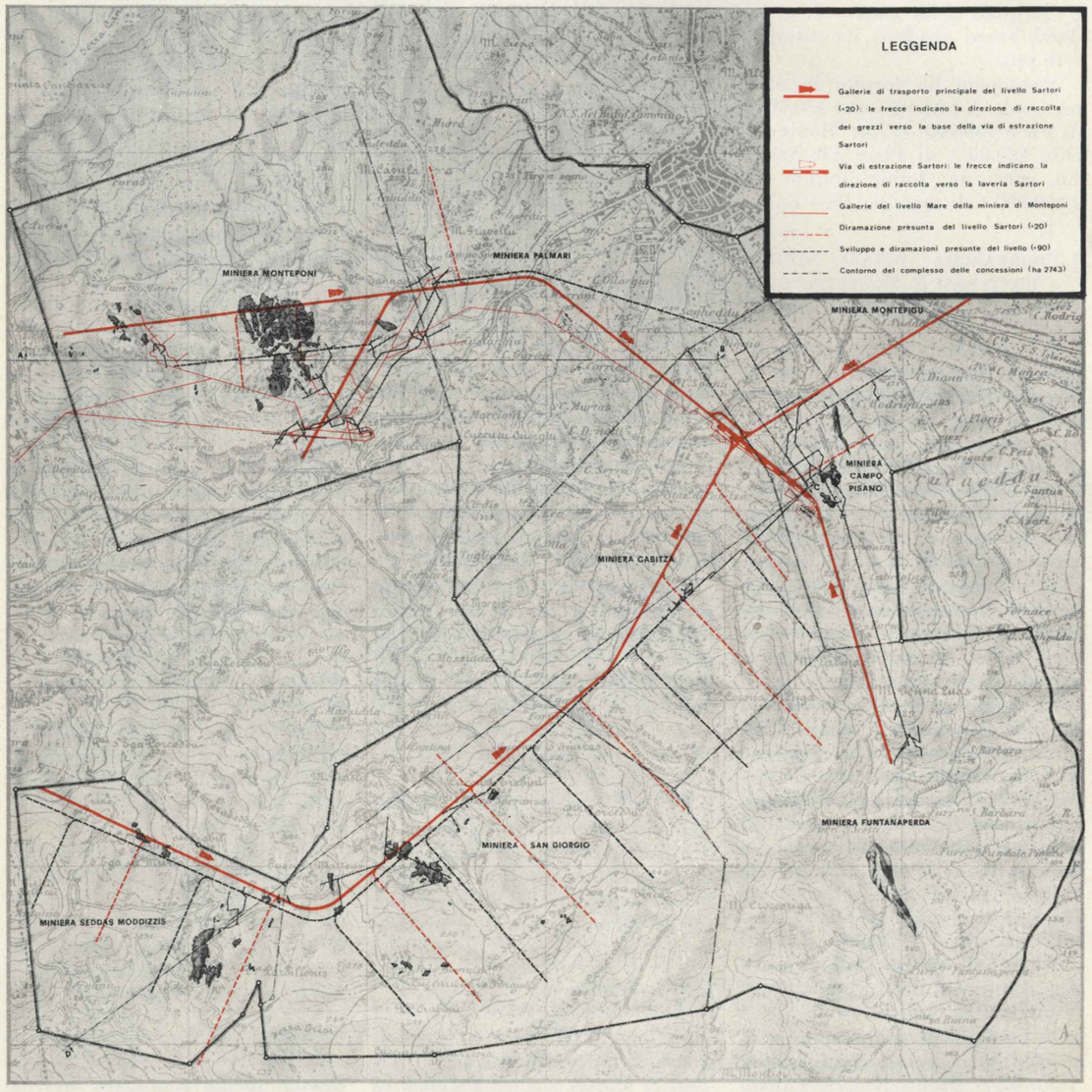


Fig. 2 - Planimetria delle concessioni minerarie e dei relativi collegamenti sotterranei.

perforazione di sondaggi eccezionalmente interessanti.

Per quanto riguarda il progetto della centralizzazione dei trattamenti a Campo Pisano, riepiloghiamo sinteticamente i tipi di mineralizzazione delle nostre Miniere, le possibilità di ricupero dei vecchi impianti con le relative rese, i consumi di energia e la descrizione del nuovo Impianto.

I tipi di mineralizzazione delle Miniere di Monteponi si possono suddividere in funzione del loro contenuto in ZnS, particolarmente ai fini di caratterizzarne il trattamento.

1) *ZnS prevalente*:

a) Campo Pisano (10% Zn) - Blenda in gran parte finemente disseminata con pirite; quest'ultima presente in notevole quantità (circa 25% Fe) - Zn ossidato presente (1÷2,5%) e non flottabile con mezzi normali; ossidi di ferro visibilmente presenti - Pb per lo più in tracce e raramente superiore al 0,5%.

b) Seddas Moddizzis (Massa Vacca - 14% Zn) - Blenda in modesta quantità finemente disseminata con pirite; questa presente scarsamente (5÷6% Fe) - Zn ossidato solitamente compreso fra il 2 ed il 3,5% facilmente flottabile - Pb aggirantesi sul 0,5%.

2) *ZnS e PbS prevalenti*:

a) Monteponi I° (3% Pb, 2,5 Zn) - Blenda e galena in parte disseminate fra loro, accompagnate da cerussite in quantità economicamente significativa e da calamina in ammontare spesso trascurabile; pirite presente in quantità molto variabili (5÷15% Fe) ed in parte disseminate, specie nella blenda.

3) *ZnS e Zn ossidato prevalenti*:

a) Seddas Moddizzis (Massa Blendosa - 14% Zn) - Blenda ac-

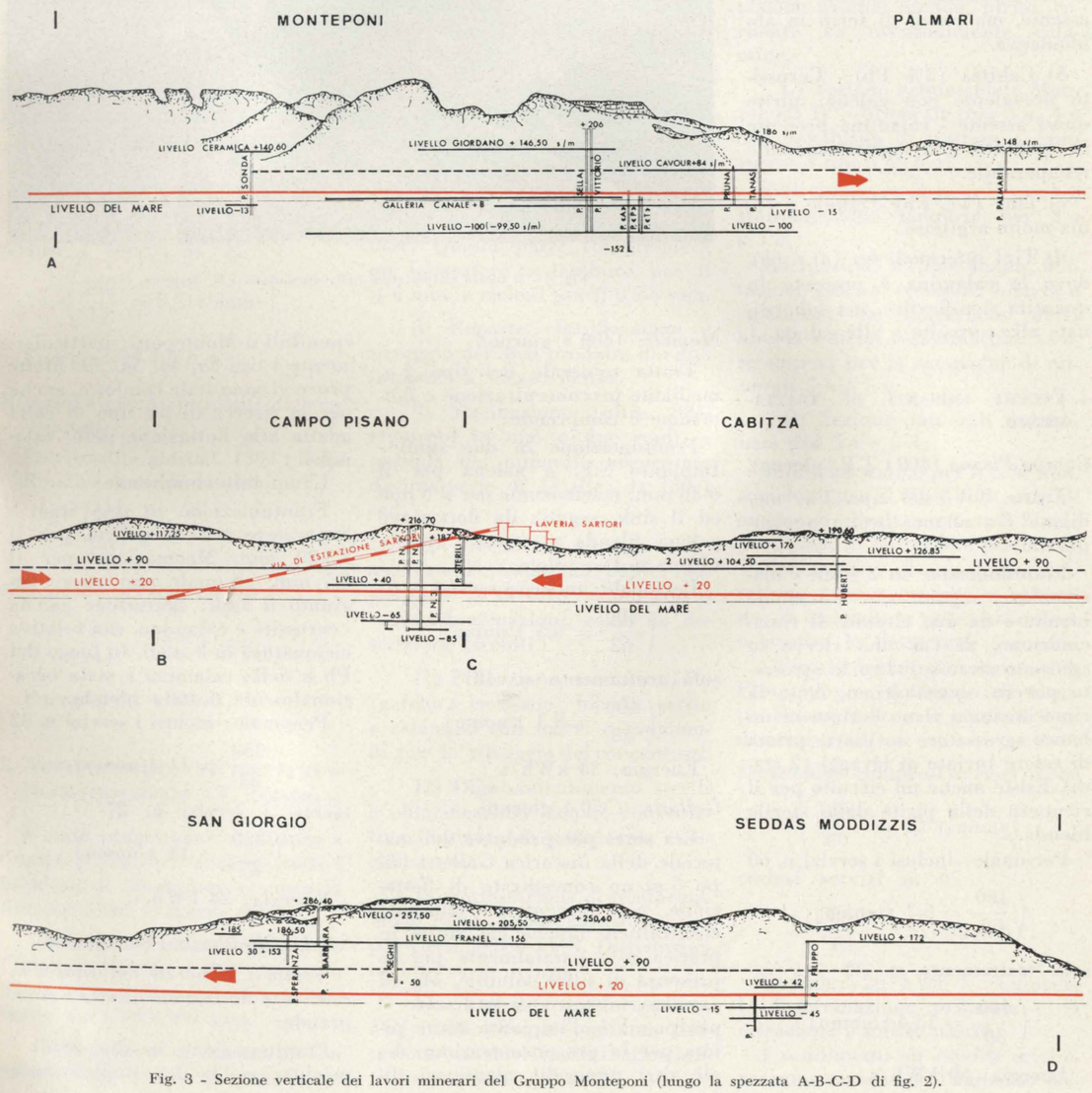


Fig. 3 - Sezione verticale dei lavori minerari del Gruppo Monteponi (lungo la spezzata A-B-C-D di fig. 2).

compagnata da un quantitativo circa doppio di calamina; pirite a volte quasi assente - Pb aggirantesi sul 0,5%.

4) *ZnS in piccola quantità, subordinato a PbS, Pb ossidato e Zn ossidato*:

a) Monteponi II° (2% Pb, 3% Zn) - Galena, cerussite e calamina prevalenti; blenda e pirite scarse.

5) *ZnS praticamente assente*:

a) Calaminare di S. Marco, Monteponi, Vecchie discariche ecc. (4÷8% Zn) - Calamina prevalente con cerussite e galena; pirite assente, ma ossidi di ferro in abbondanza.

b) Cabitza (3% Pb) - Cerussite prevalente con galena; pirite quasi assente - calamina presente in quantità non economicamente recuperabile.

c) Tiny (4% Pb) - Simile a (*b*) ma molto argilloso.

d) Tipi intermedi fra (*a*) e (*b*), dove la calamina è presente in quantità significative, ma subordinate alla cerussite o alla galena.

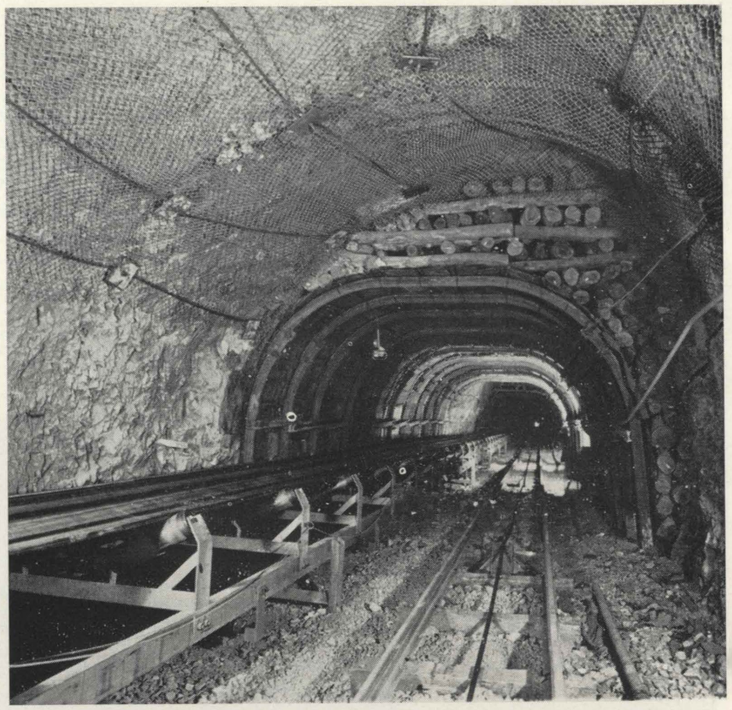


Fig. 4 - Il nastro trasportatore della discenderia « F. Sartori ».

4. Vecchi impianti di trattamento.

Campo Pisano (400 t T.V./giorno).

Tratta T.V. del tipo 1 *a*, mediante flottazione diretta e comprende:

Frantumazione in 3 stadi - macinazione seguita da flottazione blenda e da due circuiti di rimacinazione, di cui uno riceve lo sgrossato ricco e l'altro lo sgrossato povero; quest'ultimo, dopo la rimacinazione viene flottato in un banco sgrossatore ausiliario prima di essere inviato ai lavaggi (2 stadi). Esiste anche un circuito per il ricupero della pirite dallo sterile blenda.

Personale: inclusi i servizi n. 60

$$\left(\frac{400}{60} = 6{,}7 \text{ t/uomo}\right)$$

solo trattamento n. 30

$$\left(\frac{400}{30} = 13{,}4 \text{ t/uomo}\right)$$

Energia: 60 kWh/t.

Mameli: (400 t/giorno).

Tratta minerale del tipo 2 *a*, mediante preconcentrazione e flottazione e comprende:

Frantumazione in due stadi - Impianto S.F. a galena per il 6-30 mm, macinazione per il 6 mm ed il sink, seguita da flottazione galena, blenda e cerussite, questa ultima in fase pilota.

Personale: inclusi i servizi n. 62

$$\left(\frac{400}{62} = 6{,}5 \text{ t/uomo}\right)$$

solo trattamento n. 48

$$\left(\frac{400}{48} = 8{,}3 \text{ t/uomo}\right)$$

Energia: 34 kWh/t.

Galletti: (350 t/giorno).

Era sorto per produrre dal materiale della discarica Galletti (tipo 5 *a*) un concentrato di flottazione, per alimentare l'impianto elettrolitico. Poiché ciò riuscì in pratica solo parzialmente per la presenza di silice solubile, Mg ed ammine, si cercò di utilizzare il più possibile l'impianto come pilota per la preconcentrazione degli altri minerali calaminari disponibili a Monteponi: particolarmente i tipi 3*a*, 4*a*, 5*a*, 5*d*. Molte prove vi sono state condotte, anche per la ricerca di un tipo di cella adatta alla flottazione delle calamine.

L'impianto comprende:

Frantumazione in due stadi - Separatore S.F. a galena per il 2,5-20 mm. Macinazione per il 2,5 mm, al quale può essere aggiunto il sink; flottazione galena - cerussite e calamina, con relativa ciclonatura in 3 stadi. In luogo del Pb o della calamina è stata occasionalmente flottata blenda.

Personale: inclusi i servizi n. 32

$$\left(\frac{350}{32} = 11 \text{ t/uomo}\right)$$

esclusi i servizi n. 27

$$\left(\frac{350}{27} = 13 \text{ t/uomo}\right)$$

Energia: 34 kWh/t.

Seddas Moddizzis (90 t/giorno).

Tratta i minerali del tipo 1 *b*, mediante flottazione diretta e comprende:

Frantumazione in due stadi - macinazione in due stadi, seguita da flottazione della blenda e da una sezione sperimentale di ciclonatura e flottazione della calamina.

Personale: inclusi i servizi n. 22

$$\left(\frac{90}{22} = 4{,}1 \text{ t/uomo}\right)$$

esclusi i servizi n. 19

$$\left(\frac{90}{19} = 4{,}7 \text{ t/uomo}\right)$$

Energia: 42 kWh/t.

Tiny (140 t/giorno).

Tratta i minerali del tipo 5 *c*, mediante flottazione diretta e comprende:

Frantumazione in due stadi - sfangamento, ciclonatura dei fini primari e macinazione, seguita da flottazione della cerussite.

Personale: inclusi i servizi n. 21

$$\left(\frac{140}{21} = 6{,}7 \text{ t/uomo}\right)$$

esclusi i servizi n. 17

$$\left(\frac{140}{17} = 8{,}2 \text{ t/uomo}\right)$$

Energia: 36 kWh/t.

Riepilogo vecchi impianti di trattamento:

Potenzialità giornal. 1380 t T.V.
Rendim. servizi inclusi

$$\frac{1380}{197} = 7 \text{ t/uomo}$$

Rendim. servizi esclusi

$$\frac{1380}{141} = 9{,}7 \text{ t/uomo}$$

Energia: 41 kWh/t.

5. Nuovo impianto di trattamento centralizzato « F. Sartori ».

È stato progettato e realizzato a Campo Pisano per trattare tutti i minerali di Monteponi e, entro la fine del 1966, consterà di:

1) Frantumazione primaria all'interno (livello + 20) (capacità 350 t/h), con frantumatore a mascelle da 1100 x 900 mm.

2) Impianto di estrazione con nastro lungo circa 800 m, largo 1 m, dislivello oltre 200 m. Silos d'arrivo T.V. da 6000 t con 8 scomparti muniti di alimentatori a piastre.

3) Frantumazione primaria sussidiaria (all'esterno) (capacità 90 t/h) con un frantumatore a mascelle da 750 x 530 mm, per i materiali provenienti da altre miniere, non servite dalla galleria Sartori.

4) Frantumazione secondaria (300 t/h), con 2 Symons Standard da 4¼′; 8 silos da 200 t cad. per il frantumato, muniti di alimentatori a nastro.

5) Frantumazione terziaria (170 t/h), con 2 frantumatori Symons Short Head da 4′.

6) Impianto S.F. al FeSi (45 t/h) per solfuri o semiossidati, completo di sfangatrice, frantoio ad urto per il sink e 2 addensatori da 25 m di diametro.

7) Impianto S.F. al FeSi (circa 100 t/h) per materiale calaminare. Questa parte comprenderà un separatore a tamburo per il +6 mm, e cicloni per il 0,5-6 mm.

8) Reparto classificazione e stivaggio del float prodotto dai due impianti a mezzo denso.

9) Macinazione (oltre 2000 t/giorno) in uno o due stadi, a seconda dei minerali, alimentata da una serie di 18 silos da 130 t cad.

10) Flottazioni blenda, galena, cerussite, calamina, pirite, raggruppate in diverse sezioni con o senza rimacinazioni, come da descrizione circuiti.

11) Filtrazione concentrati Pb (galena e cerussite), blenda, pirite e calamina con nastri e capannoni per lo stivaggio dei concentrati.

12) Diga contenimento sterili e chiarificazione acque, con relativo impianto di pompaggio e ciclonatura.

13) Sottostazione di trasformazione 70 kV/3 kV - 2 trasformatori per circa 20.000 kVA. Distribuzione alle varie utenze.

14) Cabina trasformazione 3kV/0,380 kV per impianto flottazione (motori mulini alimentati direttamente dal 3 kV).

Dalla frantumazione secondaria in poi, i minerali da trattare verranno raggruppati per essere sottoposti ai vari trattamenti come segue:

A) Sezione C. Pisano: minerale tipo 1 *a*.

Frantumazione terziaria - macinazione in due stadi, flottazione blenda, corredata da due circuiti di rimacinazione e due di lavaggio; flottazione pirite.

B) Sezione semiossidati Monteponi I° - Minerali tipo 2 *a*, 1 *b*: sink-float statico per 2 *a*, oppure frantumazione terziaria per 1 *b*.

Macinazione ad uno stadio, flottazione galena, blenda, pirite, cerussite ed eventualmente calamina.

C) Sezione semiossidati Monteponi II° - Minerali tipo 3 *a*, 4 *a* con possibilità di trattare a campagne i tipi 5 *b*, 5 *c*:

Sink-float per 4 *a*, 5 *b* oppure frantumazione terziaria per 3 *a* e 3 *c*.

Macinazione ad uno stadio, flottazione galena, cerussite, blenda e calamina; la flottazione della blenda e della calamina può essere sospesa per le campagne di minerali 5 *b* e 5 *c*.

D) Sezione minerali calaminari tipi 5 *a* e 5 *d*:

Sink-float statico per il 6-30 mm, a cicloni per il 0,5-6 mm: i sink andranno direttamente al Waelz per il 5 *a*, in flottazione per il 5 *b*.

Macinazione ad uno stadio, flottazione galena-cerussite e calamina; la ciclonatura potrà procedere o seguire la flottazione cerussite.

All'inizio del funzionamento dell'Impianto centralizzato di Campo Pisano avremo i seguenti rendimenti:

Personale: compresi servizi n. 80

$$\left(\frac{3340}{80} = 42 \text{ t/uomo}\right)$$

esclusi servizi n. 65

$$\left(\frac{3340}{65} = 51 \text{ t/uomo}\right)$$

Energia: 20 kWh/t, compresa la frantumazione primaria e la estrazione a mezzo nastro.

I rendimenti su esposti miglioreranno ancora con l'aumento del-

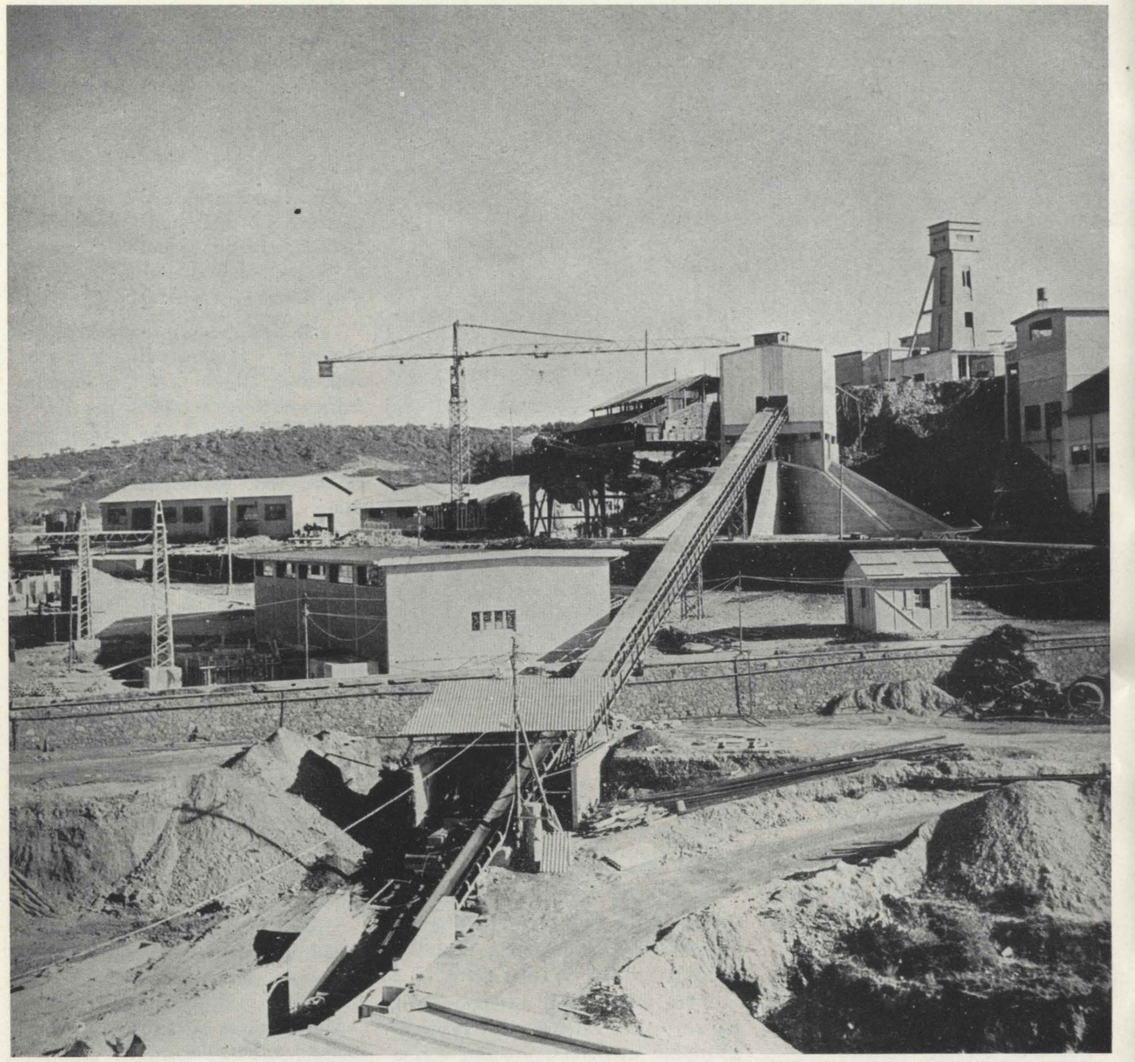


Fig. 5 - Il nastro trasportatore dalla discenderia al silos di testa dell'impianto « F. Sartori ».

la produzione a 6000 t/giorno di T.V.

L'Impianto è in avanzato stato di esecuzione: entro il corrente anno entreranno in funzione le frantumazioni primaria, secondaria, terziaria, il nastro d'estrazione principale, il sink-float per solfuri o semiossidati da 45 t/h, la macinazione e due sezioni di flottazione (Monteponi I° e Monteponi II°); entro il 1966 il sink-float da 100 t/h, la sezione di flottazione calamine ed una nuova sezione sostituirà nel nuovo Impianto il trattamento dei solfuri di Campo Pisano.

Il lavoro è stato realizzato a tempo di record, se si pensa che diciotto mesi fa a Campo Pisano esisteva solo il progetto, e se si pensa alla mole di lavoro richiesta dalle campionature, dalle analisi, dalle prove di laboratorio, dalle prove in impianti pilota, dalla scelta del tipo di macchine e di apparecchiature ecc.

Alcuni dati (relativi a fine giugno 1965) servono ad illustrare la opera svolta:

scavi per spianamenti, fondazioni, gallerie, cavi e tubazioni, piazzali, strade ecc. 120.000 m^3;

getti in calcestruzzo 12.700 m^3;

ferro per cemento armato 400 t;

giornate lavorative impegnate da maestranze della miniera (escluse imprese) n. 40.000;

capannoni in ferro, tramogge ecc. (montaggio) 1800 t;

macchinari (montaggi) 1400 t.

6. Minerali poveri ossidati.

Sotto il termine di minerali poveri ossidati intendiamo indicare i materiali calaminari, o più semplicemente le « calamine », nella accezione tecnica del termine, cioè le miscele zincifere più o meno complesse. Poiché si ritiene che tra materiali in posto ed in discarica il quantitativo del minerale in argomento (espresso in Zn metallo) assommi a circa il 50% di quello totale di Monteponi, il problema rivestiva carattere di notevole interesse e lo studio della utilizzazione fu ritenuto determinante ai fini della economicità del complesso.

Di fondamentale importanza apparve subito l'esame dei componenti di simili materiali calaminari.

Lo studio fu intrapreso dal nostro Centro Ricerche Metallurgiche di Torino con analisi diffrattometriche su polveri: queste, sottoposte a radiazione X monocromatica, generano uno spettro di diffrazione caratteristico dipendente dalla loro struttura cristallografica, permettendo la identificazione delle sostanze che hanno emesso lo spettro.

Il fatto di poter riconoscere la struttura cristallina di diverse sostanze permette di distinguere forme polimorfe di uno stesso composto e, nel caso di miscele di più sostanze, di riconoscere di ciascuna la composizione molecolare. In pratica se lo spettro da esaminare è costituito da uno o due composti non è difficile identificare i costituenti: più problematico si presenta il caso quando il campione è costituito da 3 o più composti.

Influenze reciproche possono falsare i risultati: nel caso particolare il lavoro ha portato al riconoscimento di ben 13 composti diversi, pur non giungendo ad individuarne le proporzioni quantitative.

Il risultato di questo interessante studio sui tipi di minerali esa-

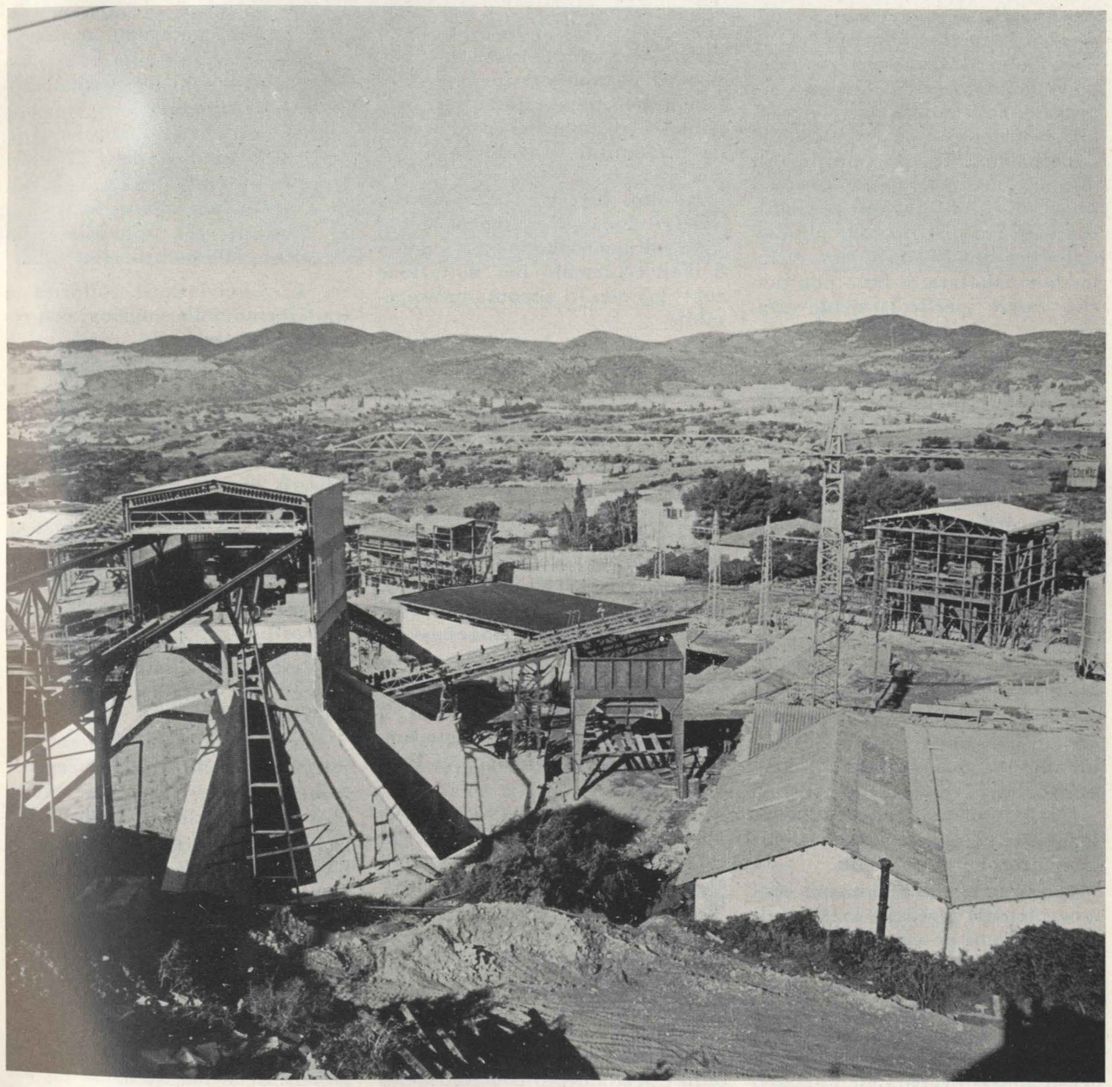


Fig. 6 - Il silos di smistamento in testa all'impianto di trattamento « F. Sartori ».

minati portò a dire che la ganga era costituita in massima parte da dolomite ($CaCO_3$. $MgCO_3$) fajalite (Fe_2SiO_4), lepidocrocite (γFe_2O_3. H_20), goethite (αFe_2O_3. H_20), magnetite (Fe_30_4).

La parte ricca del minerale è costituita essenzialmente da smithsohite ($ZnCO_3$), emimorfite ($Zn_4(0H)_2Si_20_7$. H_20) e da tracce di würtzite (ZnS), galena (PbS) e cerussite ($PbC0_3$).

Un interessante studio del Prof. Zuffardi (« Considerazioni sulla composizione e distribuzione dei minerali calaminari sardi », presentato al Simposium di Cagliari del 6-6-1964), compiuto per mezzo di analisi densimetriche, termoponderali, petrografiche, ecc. ha contribuito al riconoscimento completo dei minerali calaminari da trattare, nonché alla previsione di una riduzione in profondità della quantità di silice presente tra gli ossidati. Siccome i grezzi silicatici sono più difficilmente trattabili con i sistemi di estrazione pirometallurgica dello zinco che si intendono adottare, il fatto non può che essere particolarmente gradito.

Tuttavia lo zinco ossidato che sarà recuperato dalle discariche è per almeno il 60% sotto forma di silicati, provenendo da antichi arricchimenti di grezzi superficiali: ciò determinerà la necessità di adottare particolari accorgimenti per la conduzione dei processi di estrazione del metallo per via termica.

Per i grandi quantitativi in vista e probabili a Monteponi di simili grezzi ossidati fu necessario, come si disse, far esaminare il problema da diversi studiosi specializzati in campi diversi, per non lasciare intentata alcuna possibilità per la realizzazione tecnico-economica.

Molti studi apparvero all'inizio suggestivi ed agli studiosi e tecnici non furono messi limiti.

La scelta che ora abbiamo consapevolmente operata è la risultante di anni di sacrifici, di studi che i massimi Responsabili della nostra Società hanno voluto affidare al Centro Ricerche Metallurgiche di Torino, all'Istituto di Arte Mineraria e Preparazione dei Minerali dell'Università di Cagliari, a consulenti, agli specializzati dei nostri Laboratori delle Miniere e Stabilimenti di Monteponi.

La costituzione dei minerali ossidati come si disse risultò molto complessa: titoli variabili da un 5% in Zn (discariche) al 9% (coltivazioni) e con circa l'1% in Pb.

L'utilizzazione diretta di questi minerali in un ciclo metallurgico-elettrolitico fu senz'altro esclusa.

Un importante risultato sotto il profilo tecnico-economico fu raggiunto dalle prove eseguite dal Prof. Carta e suoi Collaboratori all'Università di Cagliari sul tout-venant ossidato fra i 6 e 0,5 mm, con prearricchimento a mezzo denso FeSi in cicloni. La possibilità del prearricchimento su detta frazione, il cui sink si unisce a quello fra i 30 e 6 mm del sink-float statico ed al concentrato della flottazione sul minore di 0,5 mm contribuisce certamente ad una buona tranquillità economica del ciclo.

Risultò così che l'adozione del prearricchimento a mezzo denso FeSi sul materiale fino a 0,5 mm e dell'arricchimento per flottazione sul $-0,5$ mm fu ritenuta indispensabile.

Per quanto andremo ad esporre in seguito si ritenne necessaria anche la utilizzazione dei limi (-5 μm), opportunamente addensati.

Altra grave alternativa si presentava ora per operare sul prodotto arricchito, nella scelta fra un processo per via umida od un procedimento termico.

Sintetizziamo alcune delle più interessanti ricerche esperite dal nostro Centro di Torino, che sono servite a fare la scelta più opportuna.

A) Lisciviazione solforica a pH controllato e trattamento ammoniacale delle soluzioni di lisciviazione.

Il materiale, previa calcinazione, viene lisciviato con H_2SO_4 a pH controllato (4,8), così da limitare al massimo la solubilizzazione della ganga. Dalla soluzione ottenuta, lo Zn si precipita come idrossido con ammoniaca. Il precipitato viene calcinato a 900 °C per trasformare lo Zn in ossido ad alto tenore.

B) Lisciviazione solforica diretta e trattamento con NH_3 delle soluzioni. Il materiale, senza calcinazione, viene lisciviato a mezzo attacco diretto con soluzione solforica; la solubilizzazione della ganga resta limitata.

C) Lisciviazione solforica preceduta da impasto con H_2SO_4.

Si esegue un energico attacco del minerale, previa calcinazione e macinazione a $-0,125$ mm, con una parte di H_2O e 0,6 parti di H_2SO_4. Il sistema di attacco provoca la insolubilizzazione della SiO_2.

Si liscivia quindi con H_2O e si neutralizza con NH_3. Il precipitato viene filtrato e calcinato a 900 °C.

D) Lisciviazione solforica (diretta, a pH controllato o previo impasto) e trattamento con calce della soluzione di lisciviazione.

Vengono ripetute le operazioni sopradescritte e lo Zn in soluzione è precipitato con latte di calce.

Il precipitato, dopo calcinazione a 900 °C per eliminare il Cl e F, lisciviato con soluzione tipo « Scarico celle elettrolisi ».

E) Lisciviazione solforica e trattamento delle soluzioni con resine scambiatrici. Eventuale calcinazione del materiale, macinazione a $-0,125$ mm, lisciviazione solforica; lo Zn contenuto nelle soluzioni diluite viene assorbito a mezzo resine scambiatrici (ad es. Lewatit S. 100 Bayer, resina cationica forte, a gruppo attivo solfonico, la cui matrice è un copolimero stirene-divinilbenzene); da queste lo Zn si eluisce con soluzione acida.

F) Lisciviazione ammoniacale in presenza di solfato ammonico e susseguente carbonatazione della soluzione ottenuta.

Macinazione del minerale a $-0,125$ mm, lisciviazione con soluzione a 350 g/l di solfato ammonico e 40 g/l di NH_3. Si effettua l'evaporazione con ricupero dell'NH_3 e la carbonatazione in autoclave a 5 atmosfere. Il precipitato è calcinato a 900 °C.

G) Solfatazione a secco con aria ed SO_2 ad alta temperatura. Il materiale viene macinato a $-0,180$ mm, arrostito in presenza di SO_2, a 700 °C. Il residuo si liscivia in acqua, la soluzione risultante di solfato di Zn viene trattata con NH_3; il precipitato è filtrato e calcinato a 900 °C.

H) Arrostimento clorurante ad alta temperatura in presenza di aria ed SO_2. Implica una macinazione del minerale a $-0,180$ mm, la miscelazione con NaCl (85 parti di materiale e 15 parti di NaCl), l'arrostimento a 800 °C, in presenza di aria ed SO_2. Dal residuo viene ricuperato Na_2SO_4. I fumi di $ZnCl_2$ vengono disciolti in H_2O; si aggiunge $Ca(OH)_2$ e si filtra il precipitato, che successivamente viene essicato e calcinato a 1000°C.

Da questa ultima operazione si ricuperano fumi di $ZnCl_2$ da riciclare.

I) Attacco ad umido con aria ed SO_2.

Il materiale viene macinato a $-0,180$ mm. Si fa gorgogliare, aria ed SO_2 a 70 °C per 12 ore; si neutralizza e separa il residuo. Alla soluzione filtrata di solfato di Zn si aggiunge NH_3 e si filtra. La soluzione si invia per il ricupero dell'NH_3. Il precipitato si calcina a 900 °C.

L) Attacco ad umido con aria ed SO_2 in soluzione di ditionato di Ca.

Il materiale macinato a $-0,180$ mm viene tenuto in sospensione per 12 ore in una soluzione di ditionato di Ca a 200 g/l, facendo gorgogliare aria ed SO_2 a 70 °C.

Si neutralizza e si separa il residuo. Alla soluzione di ditionato di Ca e Zn viene aggiunto latte di calce. Precipita lo Zn $(OH)_2$, che viene inviato alla calcinazione a 900 °C. La soluzione di ditionato di Ca viene rinviata in ciclo.

M) Attacco solforico in soluzione di cloruro di calcio.

Richiede una macinazione del minerale a $-0,180$ mm ed un attacco con H_2SO_4 a 60 °C in soluzione di $CaCl_2$ fino a pH $1,8 \div 2$.

Dopo separazione del residuo, la soluzione risultante di $ZnCl_2$ viene trattata con latte di calce in difetto per la precipitazione dell'ossicloruro di Zn. La soluzione di cloruro di Ca è inviata al riciclo, il precipitato calcinato a 1000 °C, per ottenere l'ossido di Zn: i fumi di $ZnCl_2$ sono ricuperati.

N) Lisciviazione in acido cloridrico e cloruro di calcio.

Il materiale viene macinato a $-0,180$ mm ed attaccato con HCl concentrato a 60 °C, in soluzione con $CaCl_2$ fino a pH $1,8 \div 2$.

Dopo separazione del residuo per filtrazione, la soluzione di $ZnCl_2$ viene trattata con latte di calce in difetto per la precipitazione dell'ossicloruro di Zn. La soluzione di cloruro di Ca formatasi viene per i 2/3 ritornata in ciclo. Il precipitato è inviato alla calcinazione a 1000 °C, per ottenere l'ossido di Zn; i fumi di $ZnCl_2$ sono ricuperati.

O) Arrostimento con cloruro sodico e pirite.

Si macina il materiale a $-0,180$ mm.

Si forma una miscela di 40 parti di minerale, 27 di NaCl, 33 parti di pirite.

Si arrostisce a 700 °C, con riciclo parziale dei gas solforosi. I fumi di cloruro di Zn sono inviati al ricupero ed alla dissoluzione di $CaCl_2$ di riciclo. Il prodotto dell'arrostimento passa alla lisciviazione con H_2O.

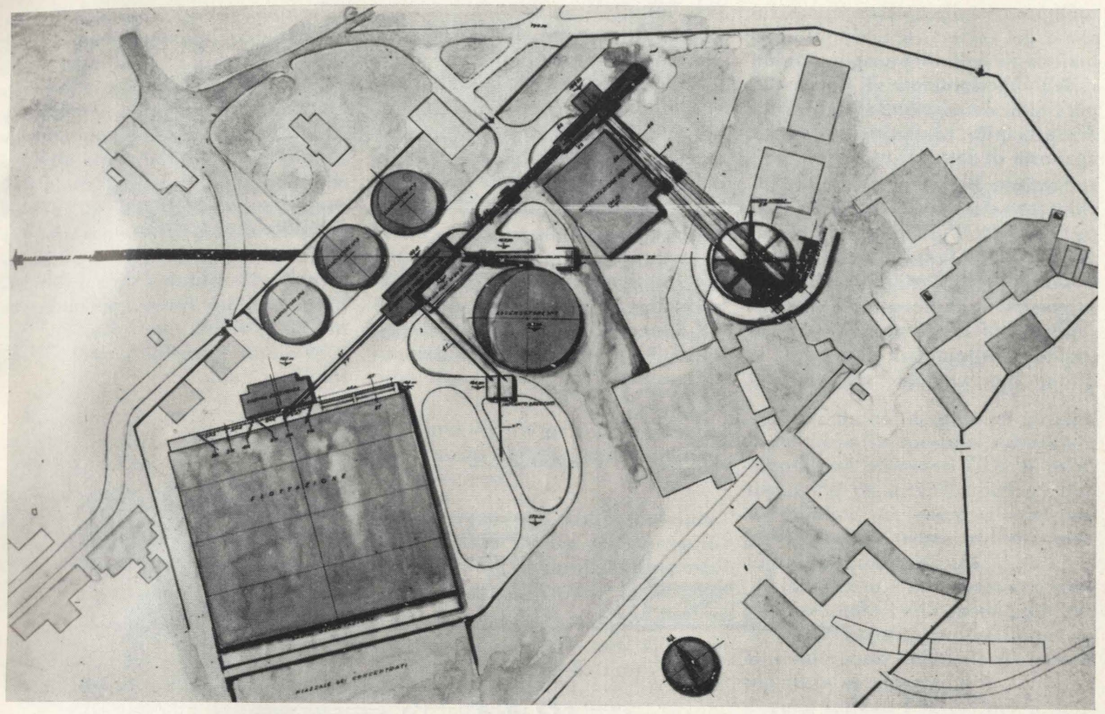


Fig. 7 - Planimetria esterna dell'impianto di trattamento « F. Sartori ».

Dopo cristallizzazione e separazione del solfato di sodio, alla soluzione di solfato e cloruro di Zn si aggiunge soluzione di $CaCl_2$, per precipitare e separare il $CaSO_4$. Lo Zn precipita come idrossido per aggiunta di latte di calce.

Seguono l'essicamento e la calcinazione del precipitato a 1000 °C per ottenere l'ossido di Zn. I fumi di $ZnCl_2$ e la soluzione di $CaCl_2$ sono ricuperati per il riciclo.

Svariati altri tentativi furono esperiti adottando processi per via umida. Indiscutibili vantaggi si ottenevano seguendo tal concetto (elevati titoli in Zn nel prodotto finale, alti rendimenti di estrazione), ma si prospettavano altrettanto gravi problemi da superare (esigenze di calcinazione iniziale, residui di lisciviazioni molto voluminosi, filtrazioni lente e lavaggi difficili, sensibili quantità di Mg nel prodotto, elevati consumi di acido ecc.).

Le prove che si eseguirono per via termica hanno confermato invece che, pur essendovi difficoltà da superare, il risultato era più certo ed economicamente più interessante.

Furono visitati impianti in Polonia, Cecoslovacchia, America, ed impostate prove semi-industriali nel nostro Stabilimento di Vado Ligure, dove Dirigenti e Tecnici della Fonderia, unitamente a quelli del Centro Ricerche Metallurgiche di Torino, hanno studiato nel dettaglio il problema. I Tecnici della Krupp, a cui è stata affidata la fornitura dell'impianto, hanno eseguito le ultime prove a Rheinhausen su un forno sperimentale ma di perfetto controllo, che ha confermato i brillanti risultati ottenuti a Vado.

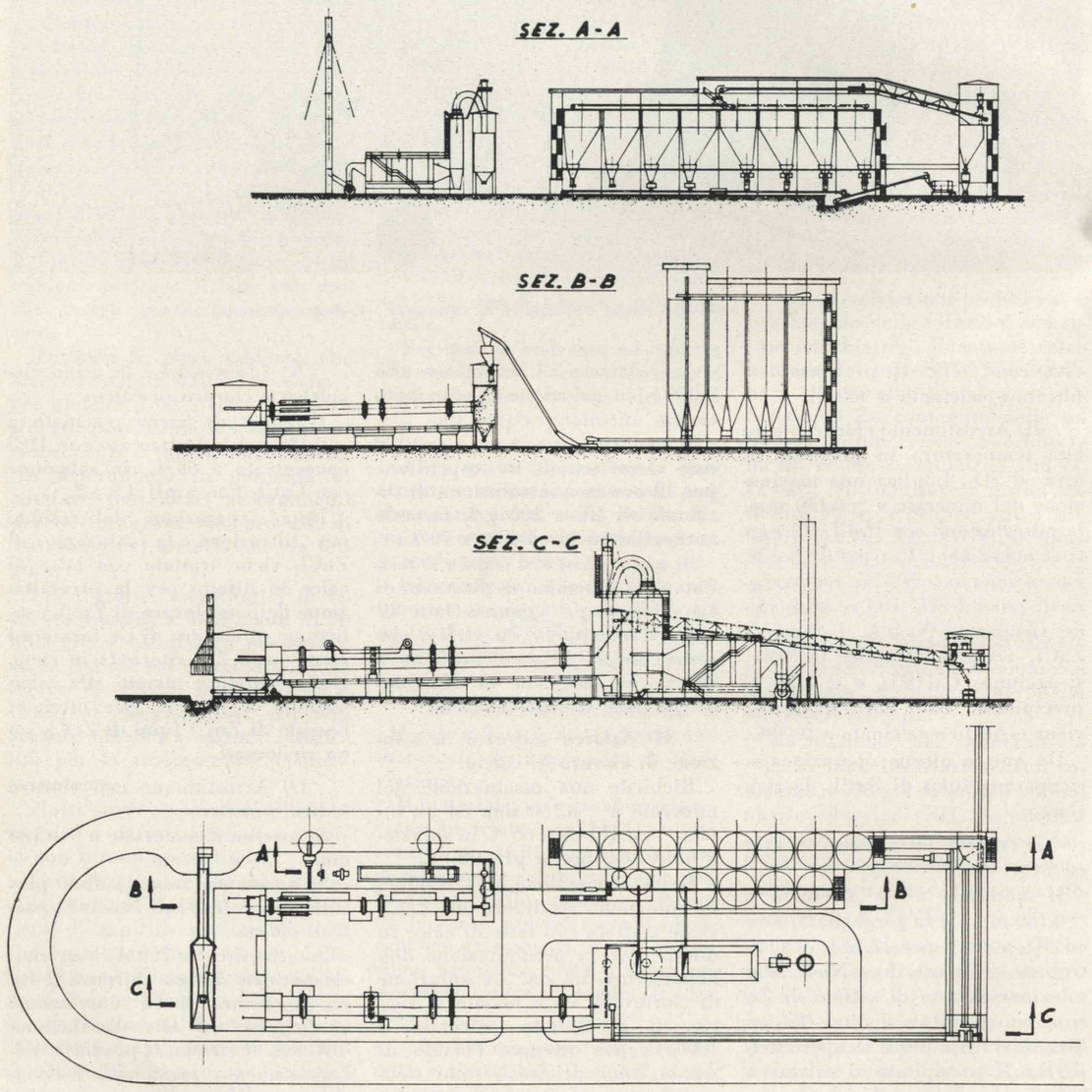


Fig. 8 - L'impianto di fumigazione « Waelz ».

A chi volesse obbiettare che alcuni impianti Waelz sono stati abbandonati negli anni passati, vogliamo dare assicurazione che la operazione del pre-arricchimento a mezzo denso, flottazione sul fino, l'utilizzazione dei limi sotto i 5μm, gli attuali sistemi di controllo del forno di fumigazione fanno sì che il nostro ciclo di utilizzazione non è da confrontarsi né con un'alimentazione provata in passato a bassi tenori anche se di costo limitatissimo, né con un'alimentazione abbastanza ricca (soli concentrati di flottazione), ma di costo piuttosto elevato.

Il prearricchimento e la flottazione funzioneranno a Campo Pisano come precedentemente detto; l'impianto Sink-float FeSi per materiale calaminare avrà la potenzialità di 100 t/h, suddiviso in 2 sezioni: una con separatore a tamburo per il materiale maggiore di 6 mm, la seconda a cicloni, per materiali minori di 6 mm e maggiori di 0,5. Completerà il ciclo produttivo calaminare una sezione di flottazione sul fino (0,5 mm - 5 μm) ed il ricupero dei limi minori di 5 μm.

Si è verificato praticamente quanto utile sia l'aggiunta di detti limi (5-6% di Zn), fortemente basici per ossidi Ca e Mg. Impastando detti limi al 40% di H_2O con Sink, flottato, ripassi e coke, si ottiene un rivestimento protettivo sul minerale stesso, tale da aumentarne nettamente il punto di fusione e raggiungere temperature di 1150 °C che, senza l'aggiunta di limi, non si potrebbero accettare, formandosi già a temperature più basse i famosi « anelli » di fusione per la presenza di Fe e Silice.

Non esiste in effetti un intervallo di temperatura molto grande tra la temperatura di minima reazione da mantenere per una « zona di forno » più lunga possibile, che consenta di raggiungere un rendimento di volatilizzazione dello Zn, economicamente accettabile, e quella corrispondente al rendimento massimo, ma anche al punto di scorificazione della ganga; questo intervallo sta fra i 1100 e 1150 °C e nondimeno è sufficiente per poter lavorare tranquillamente, soprattutto con i metodi odierni di controllo.

Numerosissime sono state le prove fatte a Vado Ligure per la ricerca dell'optimum dei vari fattori: granulometria del materiale e del carbone, percentuali di miscele Sink, flottato, limi, ritorni, coke, aggiunte o meno di correttivi basici, rapporto $\frac{CaO+MgO}{SiO_2}$, quantità d'aria, percentuale di Zn nello scarico, temperatura nelle varie parti del forno, forma della bocca di scarico, ritorni, tipo di refrattari, inclinazione del forno e sua velocità di rotazione, salti termici, ecc.

7. L'Impianto Waelz di estrazione dello zinco, allo scalo di Monteponi.

Si è giunti così alla definizione delle caratteristiche dell'impianto che sorgerà a Scalo di Monteponi.

Le caratteristiche principali sono:

— Piazzale coperto per lo stoccaggio di Sink - flottato - coke;

— Addensatore per limi;

— Nastri di alimentazione silos dei materiali di cui sopra;

— Forno Waelz da 400 t/d di materiale secco. Riferito al secco, avremo:

40% di sink corrispondente a 160 t/d;

35% flottato corrispondente a 140 t/d;

25% limi corrispondente a 100 t/d.

I gradi di umidità saranno:

sink: 5÷10%

flottato: 10÷15%

limi: 25÷35% (max 40%).

Il tenore medio di Zn della miscela sarà del 21% riferito al secco.

Il combustibile per la riduzione sarà coke minuto da 0 a 5 mm, con circa l'80% di C fisso riferito al secco.

Consumo previsto di coke: circa 25% riferito alla miscela secca. Il combustibile per riscaldamento sarà olio pesante « Bunkeroil C » per forno Waelz (circa 5%, riferito alla miscela secca).

Prodotto finale: 110 t di ossido Waelz, con oltre il 70% di Zn, 6÷8% Pb, max 0,5% MgO.

Resa di volatilizzazione minima 94%.

Successivamente il prodotto sarà trattato in un forno di clinkerizzazione per eliminare Cl e F.

Qui si presentano due alternative:

1) lavorare ad alta temperatura (1130 °C) ed ottenere un clinker di ossido di Zn al 73% di Zn, meno di 0,005% di Cl; 0,001% di F e 0,5% MgO. Dall'elettrofiltro si ottiene un prodotto contenente il 60% di Pb e circa il 12% di Zn;

2) operare a temperature più basse (900 °C) in ambiente acido.

Prove da noi eseguite ci indirizzano verso la seconda soluzione: verrebbero eliminati Cl e F mentre il Pb rimarrebbe per il 90% nel clinker per essere ricuperato, per filtratura come solfato, nell'impianto elettrolitico.

L'Impianto è naturalmente previsto secondo i più moderni criteri di esecuzione; controlli speciali renderanno sensibile al massimo tutta la marcia.

Sono iniziati i lavori per le fondazioni di detto Impianto: si ritiene che il complesso sarà pronto per la fine del 1966.

Per chiudere correttamente il ciclo a Monteponi, sono in corso i lavori di adeguamento dell'antico ma sempre valido Impianto di elettrolisi. Sembra quasi impossibile che l'Impianto, con modeste modifiche, possa passare dalla sua originaria capacità di 6000 t/anno di Zn ad alta purezza alle 20.000 previste per la fine del 1966 ed alle 30.000 del 1968.

L'ampiezza di vedute di chi lo aveva realizzato 40 anni or sono ha reso possibile la vita futura di Monteponi, che alla fine del 1966 dovrebbe produrre 40.000 t di metalli (Pb+Zn) e 50.000 nel 1968.

La nostra Società Monteponi & Montevecchio passerà quindi a 75.000 t/anno (Pb+Zn) alla fine del 1966 ed alle 100.000 nel 1968.

Il premio migliore per tutti coloro che hanno avuto fiducia nella nuova impresa e che, pur in modi diversi, hanno collaborato per superare tutte le gravi difficoltà incontrate nell'arduo cammino, sia che il programma suesposto diventi presto operante realtà.

Angelo Morra

Soc. Monteponi e Montevecchio - Monteponi, agosto 1965.

Ad Antonio Cavinato

Il giacimento stannifero di Nzombe

(Kivu - Congo Orientale)

ERMANNO BRANCONI riferisce sull'attività estrattiva della miniera di Nzombe (Congo), ove veniva coltivata una mineralizzazione a cassiterite, dotata d'un tenore medio di 0,5% in SnO_2. Sono forniti particolari sul metodo di coltivazione sotterranea del filone stannifero, sulla mineralizzazione, sui metodi di concentrazione del grezzo, sui servizi ed impianti esterni della miniera, per concludere con alcune considerazioni sull'esercizio e sulle prospettive di questa industria mineraria.

1. Premessa.

Sino al 1960, anno in cui fu concessa l'indipendenza, un aspetto minore, ma tuttavia interessante, dell'attività mineraria del Congo era rappresentato dalle coltivazioni stannifere, la cui importanza, nel settore mondiale, non era indifferente e può essere valutata dal fatto che i produttori congolesi disponevano, a quell'epoca, del 10% circa dei voti in seno all'International Tin Council, l'Ente internazionale creato dai maggiori produttori e consumatori mondiali per disciplinare il commercio dello stagno. La maggior parte delle miniere ricorrevano nella parte orientale del Congo (fig. 1) e più precisamente in quella parte della provincia del Kivu-Maniema, grossolanamente compresa tra le città di Bukavu, di Kindu e di Manono, quest'ultima oramai nel Katanga. I giacimenti coltivati erano di svariato tipo e caratteristiche, ma prevalevano soprattutto quelli detritici, mentre rari erano quelli primari, già sviluppati. Di queste miniere ben poche rimangono in attività attualmente, poiché esse sono state in gran parte abbandonate a seguito dei disordini politici, che hanno caratterizzato questa giovane nazione africana negli ultimi anni. Tuttavia è da sperare che l'interruzione, come certi indizi lasciano credere, si avvicini alla sua fine e che l'attività mineraria riprenda attivamente, necessaria come essa è all'economia del paese. Lo scopo di questa nota è d'illustrare una delle miniere più note della zona, la miniera di Nzombe, i cui lavori sotterranei avevano assunto una certa ampiezza.

2. Riferimenti generali.

La miniera di Nzombe è sita nella concessione Sud della Compagnie Minière des Grands Lacs Africains, a circa 150 km a Sud-Ovest della città di Bukavu, capoluogo della provincia del Kivu. La regione è molto accidentata e ricoperta da una fitta vegetazione, caratterizzata da alberi ad alto fusto; il clima è umido, con stagioni secche molto corte ed abbondanti piogge, che raggiungono in media 3000 mm per anno. La miniera è situata a circa 2000 m di altezza e numerose sono le cime più alte di 3000 m che l'attorniano. A causa del rigore del clima e della mancanza di terreno agricolo, atto alle culture, la popolazione locale è assente; nella zona si trovano quindi unicamente gli operai e gli impiegati della miniera. Nzombe fa parte d'un gruppo d'altre attività minerarie stannifere che nel loro insieme costituiscono il « settore cassiterite » della Società. Questo settore fa capo, con altri analoghi, relativi ad altri metalli, alla Direzione di Concessione, sita in Kamituga, cittadina posta a 190 km da Bukavu. Qui sono riuniti i magazzini, le officine di costruzione, gli uffici tecnici ed amministrativi centrali, l'ospedale principale ecc.

3. Ambiente geologico e petrografico.

Le rocce affioranti nella regione appartengono alla formazione metamorfica delle filladi cristalline della Ruzizi e dell'Urundi; questa formazione è rappresentata da due serie stratigrafiche, separate da un orizzonte di conglomerati. La serie superiore è costituita da scisti con delle intercalazioni di arenarie e quarziti; essa riposa su altre rocce più metamorfosate, essendo separata da quest'ultime da un banco di conglomerato, i cui elementi provengono dalle serie sottostanti. La serie inferiore è caratterizzata invece da una estesa gamma di metamorfismi, con apparizione di gneiss e micascisti, in prossimità delle intrusioni granitiche.

La discordanza, soprattutto litologica tra le due serie, interessa principalmente le parti nelle quali, anteriormente alla formazione della serie superiore, si sono prodotti movimenti tettonici dovuti alla penetrazione dei primi graniti. In seguito, le due serie hanno reagito congiuntamente ad una seconda iniezione granitica, a cui è legata la mineralizzazione in esame, che ricorre all'interno d'una frattura d'un batolite granitico, affiorante nella zona.

Il granito della seconda fase, è composto da feldspato, quarzo, muscovite e biotite, con forte alterazione superficiale, che tra l'altro ha sbiancato notevolmente la biotite, tanto da farla confondere colla muscovite. Numerosi filoncelli pegmatitici e aplitici si staccano dal granito, tagliando le rocce della serie inferiore e superiore, di tal sorta che queste apofisi debbono essere considerate d'età posteriore ai movimenti tettonici che hanno interessato le due serie. Le pegmatiti sono composte da feldspato e quarzo, con grossi cristalli di tormalina nera, oppure da quarzo e muscovite, ma in questo caso senza feldspato. Numerosi sono anche i filoni di greisen, che occasionalmente possono contenere berillo. Le penetrazioni delle pegmatiti e del greisen nelle rocce granitiche sono anteriori alla formazione del filone stannifero. D'altra parte la fase greisenifera può essere considerata come l'inizio dell'attività pneumatolitica che ha dato luogo alla mineralizzazione.

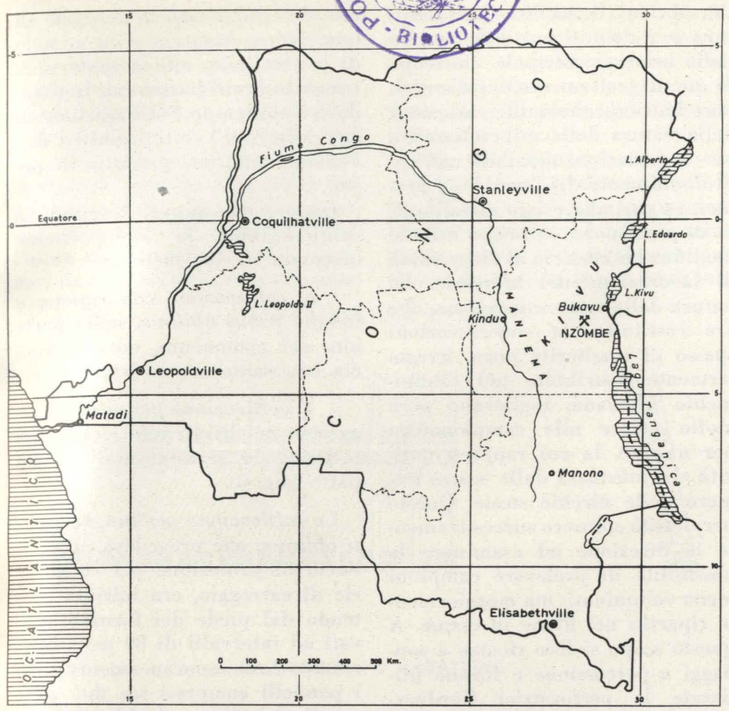


Fig. 1 - Ubicazione della miniera di Nzombe.

4. Mineralizzazione e morfologia del filone.

La mineralizzazione stannifera a cassiterite ricorre in un filone sub-verticale compreso nel granito, le cui sponde sono spesso greisenificate. I contatti filone-granito non sempre sono netti, poiché apofisi quarzose penetrano sovente tra le diaclasi granitiche. Allo stesso tempo però si osservano residui granitici all'interno del filone. Il filone contiene importanti intercalazioni scistose, che si localizzano di preferenza verso le sponde e il cui esame induce ad affermare che il filone s'è formato seguendo una più importante intercalazione scistosa, che è stata inglobata dal granito.

Il riempimento della frattura filoniana avrebbe avuto inizio con una venuta importante e prolungata di tormalina, durante la quale si sarebbe depositato poco quarzo, in modo intermittente. È probabile che una prima mineralizzazione stannifera si sia verificata durante questa venuta tormalinifera, ricorrendo la cassiterite anche sotto forma di cristalli minuti, finemente mischiati alla tormalina. Tuttavia la mineralizzazione più importante avrebbe avuto luogo più tardi durante le susseguenti fasi, decisamente più quarzose, come si può dedurre dalla presenza di cristalli di cassiterite inglobati nel quarzo.

I minerali accessori incontrati sono: wolframite, scheelite, pirite, arsenopirite, calcopirite, marcassite, siderite, calcite, grafite, oro e bismutite, oltre a prodotti d'alterazione. La successione paragenetica sembra essere stata: tormalina, cassiterite, minerali di wolframio, solfuri e carbonati.

Il filone si presenta orientato Est-Ovest, con pendenza Sud vicina ai 75°. La formazione è stata riconosciuta su circa 1000 m di lunghezza e 200 m di profondità, dei quali solamente una parte presenta un interesse economico. La potenza è variabile ed a volte decisamente molto importante, potendo raggiungere 15 m; nondimeno una media di 5 m può essere considerata usuale. Alla estremità della parte riconosciuta, il filone si sfrangia e questo passaggio corrisponde alla sparizione del granito come roccia incassante ed alla apparizione della pegmatite. Tuttavia, non appena il granito riappare, le caratteristiche di giacitura del filone riprendono più regolari, anche se la mineralizzazione non sempre ha un valore sufficiente da giustificare un'attività mineraria.

L'alterazione è molto profonda e maggiormente accentuata nelle zone pegmatitiche: in genere si può affermare che essa ha interessato piuttosto le rocce incassanti che non il riempimento filoniano, le cui caratteristiche meccaniche non hanno subito profondi cambiamenti.

5. Ricerche e tracciamenti.

Il ritrovamento del giacimento di Nzombe ebbe luogo durante le coltivazioni alluvionali e eluviali, che fiorirono nella zona soprattutto durante l'ultima guerra mondiale. Le ricerche del primario sono relativamente più recenti e bisogna attendere la fine degli anni '40 per vedere i lavori sotterranei assumere un ritmo intenso, dopo che la campionatura sistematica superficiale aveva confermato l'interesse del giacimento.

La ricerca prese inizio, sfruttando al meglio le caratteristiche topografiche del terreno, mediante lo scavo, ai livelli 2070-2040-2010, di tre corti ribassi ed il successivo tracciamento delle gallerie di direzione, allorché il filone fu incontrato (fig. 2). Mentre per i livelli superiori, le gallerie di ricerca vennero eseguite al contatto filone-letto, per il livello 2010 si preferì tenersi completamente nel granito di letto e riconoscere il filone con traverse verso tetto, ogni 20 m.

Avendo la campionatura confermato la coltivabilità del giacimento, tanto che una prima laveria venne costruita nel 1949 per trattare il minerale proveniente dalle coltivazioni a giorno, aperte alle estremità affioranti del filone, s'addivenne alla decisione di riconoscere la continuità in profondità della spaccatura filoniana con qualche sondaggio esplorativo. La campagna comprese 2 son-

daggi esterni eseguiti con una sonda Craelius AB2 e 3 sondaggi interni realizzati con una Craelius X2 ad aria compressa. La continuità in profondità del filone, ad un livello all'incirca 100 m più basso dell'ultimo conosciuto, fu confermata da questi sondaggi. Tuttavia qualche perplessità sorse dall'esame dei tenori delle carote, che apparvero più debolmente mineralizzate della parte conosciuta del giacimento. Malgrado ciò fu ammesso che i risultati dei sondaggi fossero sufficientemente probanti per una continuazione della ricerca e lo scavo di un pozzo inclinato interno, per raggiungere i livelli 1970 e 1930, fu iniziato nel muro del filone.

Nella parte alta del filone, i tracciamenti furono eseguiti ad intervalli di 30 m, mentre per la parte bassa fu previsto un maggiore intervallo per il progettato cambiamento del metodo di coltivazione, corrispondente alle mutate condizioni delle sponde del giacimento, decisamente più solide già al livello 2010. Ad ogni livello i pannelli vennero delimitati con fornelli in minerale, scavati ogni 80 metri al contatto col letto.

6. Campionatura.

Lo scavo delle gallerie di ricerca era accompagnato da quello di traverse verso tetto, ogni 20 m, per la valutazione delle dimensioni del giacimento e del tenore del minerale ricercato. I campioni venivano prelevati a canali (channel samples), separatamente metro per metro, facendo delle corte mine nel filone. Il minerale così ottenuto veniva trattato all'esterno in una piccola laveria del Servizio Prospezioni, il cui flow-sheet ricalcava per quanto possibile, quello della laveria principale. Lo scopo di questo trattamento era d'anticipare le conoscenze sulle variazioni della natura della mineralizzazione — variazioni sensibili coll'approfondimento dei lavori — e permettere così al servizio metallurgico di predisporre in tempo utile le modifiche necessarie al diagramma di lavorazione del minerale. La natura della mineralizzazione, che era costituita da concentrazioni spesso di cassiterite pura, irregolarmente distribuite nel riempimento filoniano, toglievano però molto valore alla campionatura per nicchie, la cui rappresentatività era infirmata dallo scarso numero nelle nicchie stesse. Queste perplessità spinsero successivamente la direzione ad esaminare la possibilità di prelevare campioni meno voluminosi, ma maggiormente ripartiti nel filone in esame. A questo scopo si fece ricorso a sondaggi a percussione e furono utilizzate le perforatrici Gardner-Denver SHF 99, montate su affusto con fioretti allungabili. I fori d'esplorazione, eseguiti a ventaglio ed unicamente verso l'alto, permisero di spingere l'esplorazione all'interno dei pannelli, mentre la analisi dei detriti di perforazione, raccolti all'uscita dei fori, fornì dei tenori più attendibili e certamente più concordanti con quelli ottenuti in sede di coltivazione, che mediamente oscillavano attorno a 0,5% in SnO_2.

7. Coltivazione.

I deboli tenori della mineralizzazione ed il conseguente scarso valore della tonnellata del minerale determinarono la necessità di una ricerca accurata d'un metodo di coltivazione, atto a mantenere i costi in limiti bassissimi, limitando nel contempo l'utilizzazione di macchine, per i costi proibitivi dell'energia motrice, prodotta in posto.

Dopo varie prove, eseguite in cantieri-guida, la scelta venne orientata su due metodi:

a) *coltivazione con ripiena a lunghe fronti oblique*, nella parte alta del giacimento, dove la roccia incassante era alterata;

b) *coltivazione per vuoti a magazzino* nei livelli inferiori, caratterizzati da granito sano e compatto (fig. 3).

La coltivazione per lunghe fronti oblique, che prevedeva un massiccio di protezione per le gallerie di carreggio, era iniziata partendo dal piede dei fornelli, scavati ad intervalli di 80 m, e interessava contemporaneamente tutti i pannelli compresi tra due zone sterili del filone. L'abbattimento procedeva a ventaglio dalle due parti del fornello, con un'inclinazione di 45°, ed era condotto con minaggi completi di tutto il fronte, la cui lunghezza poteva raggiungere 25-30 m, quando il cantiere era in pieno sviluppo. Lo sgombero del minerale era manuale e il gettito nelle gallerie di carreggio era effettuato utilizzando appositi fornelli, innalzati nel muro del giacimento, ad intervalli variabili colla potenza del filone, ma mediamente tenuti a cinque metri l'uno dall'altro. La ripiena veniva direttamente dall'esterno utilizzando i vecchi fornelli di gettito dei livelli superiori, che malgrado l'approfondimento dei lavori erano stati mantenuti in condizione d'efficienza. Il materiale per la ripiena era costituito da granito sfatto, abbattuto in superficie, nelle cave aperte in prossimità dei fornelli d'approvvigionamento della ripiena. Quando la potenza del filone superava 5 m, lo sgombero del minerale era effettuato con l'aiuto di scrapers 36″ x 36″, azionati da verricelli elettrici a doppio tamburo Joy da 10 CV. L'armatura era praticamente assente, salvo al piede del cantiere, dove delle cataste erano costruite per sostenere il minerale, che in quel punto aveva tendenza a staccare.

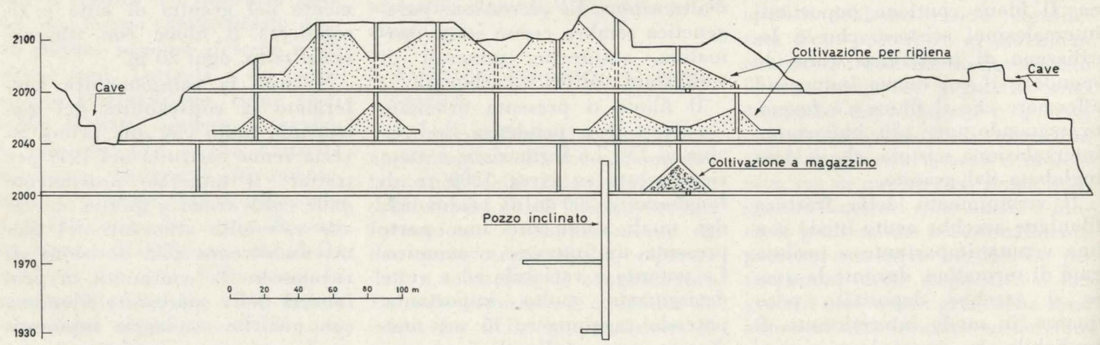


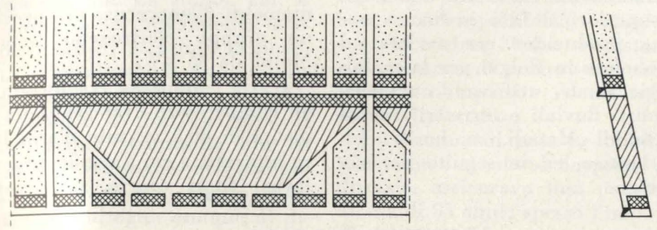
Fig. 2 - Sezione verticale lungo il filone di Nzombe.

La *coltivazione per vuoti a magazzino* non differiva dagli schemi usuali. L'abbattimento prendeva inizio dai fornelli di delimitazione dei pannelli e procedeva per fronti inclinate, analogamente al metodo precedentemente descritto. Poiché i tracciamenti erano stati tenuti nel granito di letto, nessun massiccio di protezione si rendeva necessario ed il minerale era asportato a partire dal piano della galleria. La ripresa del minerale aveva luogo manualmente, benché qualche pala meccanica Eimco 12B incominciasse ad essere utilizzata negli ultimi tempi, caricando in corte traverse tracciate ogni 10 m tra le gallerie di carreggio e il piede del minerale abbattuto.

La perforazione nei cantieri era realizzata con perforatrici Colinet PC 23, di 23 kg, equipaggiate con servosostegno. I fori di mina erano eseguiti orizzontalmente con fioretti Coromant da m 1,60 di lunghezza, con una densità di 1 foro per metro quadrato di fronte. Per quanto possibile la tendenza era d'effettuare minaggi massicci, interessanti tutta la lunghezza del cantiere (30-40 m) ed utilizzando esplosivo proveniente dall'Africa del Sud, innescato con microritardi a disposizione asimmetrica, secondo lo schema seguente:

4	2	0	1	3
5	3	1	2	4
6	4	2	3	5
7	5	3	4	6
8	6	4	5	7
9	7	5	6	8
10	8	6	7	9

COLTIVAZIONI CON RIPIENA



COLTIVAZIONI A MAGAZZINO

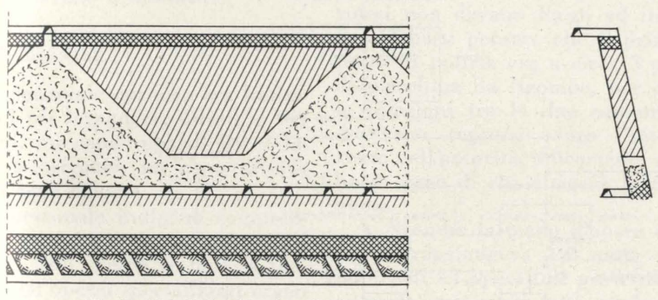


Fig. 3 - Metodi di coltivazione impiegati nella miniera di Nzombe.

Si otteneva così una buona frammentazione del minerale, eliminando scosse pericolose per le sponde del filone. I consumi di esplosivo erano limitati ed oscillavano tra 125-150 grammi per tonnellata, mentre la resa di abbattuto per metro lineare di foro superava leggermente 1,8 t per metro di foro.

A causa delle perdite dei fornelli d'approvvigionamento della ripiena che spesso si richiudevano, difficoltà sempre crescenti erano incontrate per questa operazione. Per facilitarla era stata adottata la soluzione d'impiegare scrapers 36″ x 36″ con verricelli elettrici a doppio ed a triplo tamburo da 20 CV sistemati nella parte bassa del cantiere. Tuttavia era previsto per il futuro di fare ricorso a nastri trasportatori da 20″, che sistemati nella parte alta della coltivazione, avrebbero permesso d'approvvigionare in ripiena tutto il cantiere.

8. Trasporti.

All'interno dei cantieri il minerale era paleggiato a mano e gettato nei fornelli, costruiti man mano nel muro del giacimento, e ripreso a piano-terra attraverso tramogge manovrate manualmente. Ad ogni livello il minerale era trasportato con vagonetti da 600 litri sino all'esterno, dove due piani inclinati automotori, funzionanti con treni di 4 vagonetti, erano previsti tra le quote 2070 e 2010. Il minerale raggiungeva così il silos di testa della laveria, il cui livello coincideva con quello d'uno dei tracciamenti di base (2010).

9. Trattamento del minerale.

Una prima laveria venne costruita nel 1949 con materiale racimolato nel dopoguerra e il suo funzionamento risentì di tali condizioni, tanto da indurre la società concessionaria ad affrontare il problema di costruire un'altra laveria nel 1955, facendo tesoro dell'esperienza raccolta nel frattempo.

Il secondo impianto fu progettato per una capacità giornaliera di 400 t (10.000 t/mese), lavorando 16 ore al giorno, limitazione

imposta dalla necessità di liberare per otto ore la centrale termica, che era utilizzata anche per i bisogni di coltivazione.

Il diagramma di lavorazione era il seguente (fig. 4):

a) frantumazione a —10 mm in due stadi;

b) ricupero con crivelli e cernita della cassiterite così liberata;

c) macinazione a —3 mm del misto dei crivelli;

d) classificazione in 4 classi granulometriche (+2 mm, +1 mm; +48 mesh; —48 mesh);

e) ricupero con crivelli della cassiterite delle due classi granulometriche +2 e +1 mm;

f) preconcentrazione con spirali Humphrey e tavole Buckman delle due classi granulometriche +48 mesh e —48 mesh;

g) idroclassificazione dei preconcentrati;

h) ricupero per flottazione su tavola e susseguente separazione magnetica delle due classi granulometriche +48 mesh, —48mesh;

i) riciclo dei rifiuti delle ultime tre operazioni, dopo macinazione delle classi granulometriche più grossolane.

La realizzazione di questo diagramma era abbastanza semplice e tale semplicità era giustificata dalla natura del minerale d'alimentazione, che conteneva poche impurità rappresentate soprattutto da tormalina e pirite. D'altra parte il trattamento era diretto al ricupero della cassiterite legata alla seconda venuta mineralizzante, quella cioè costituita da grossi cristalli, ammettendo a priori la perdita della cassiterite legata alla tormalina, cassiterite che avrebbe richiesto una macinazione molto più spinta, con aggravio di spese, superiore al beneficio risultante.

I ricuperi di questa laveria erano calcolati in base al rapporto tra la cassiterite ricuperata e quella presente globalmente nei concentrati e negli sterili: è da notare che in questo modo il tenore del minerale d'alimentazione era ricostruito in funzione del tenore degli sterili e del ricco, poiché era risultato quanto mai problematico ottenere un campione diretto e rappresentativo del minerale d'alimentazione, e questo per la natura stessa della mineralizzazione.

I rendimenti della laveria si situavano poco sopra al 70% e molte difficoltà erano incontrate per contenere i tenori in S e As, per evitare penalità troppo pesanti. La cassiterite prodotta raggiungeva difficilmente 66-67% in Sn, molto al di sotto dunque dei valori raggiunti da quella proveniente dai giacimenti detritici, che ottenevano facilmente cassiterite con tenori superiori al 72% in Sn.

La produzione era avviata ad Hooboken in Belgio per la metallurgia finale, utilizzando trasporti misti fluviali e terrestri sino al porto di Matadi, ai bordi dell'Atlantico, ed in seguito per via mare.

10. Impianti esterni

Una centrale termica, costituita da un motore Diesel Crossley da 300 CV accoppiato ad un alternatore ACEC da 250 KVA, era stata installata al momento della costruzione della nuova laveria. Essa funzionava 24 ore al giorno e forniva l'energia motrice per il compressore, durante le prime 8 ore della giornata, mentre per le restanti 16 ore la centrale era utilizzata per azionare l'impianto di lavorazione del minerale. Per i momenti d'emergenza era previsto un gruppo elettrogeno General Motor da 35 kW.

L'aria compressa era fornita da un compressore François della capacità di 20,5 m³/min d'aria libera aspirata, a cui s'aggiungeva, per lavori fuori orario, un secondo

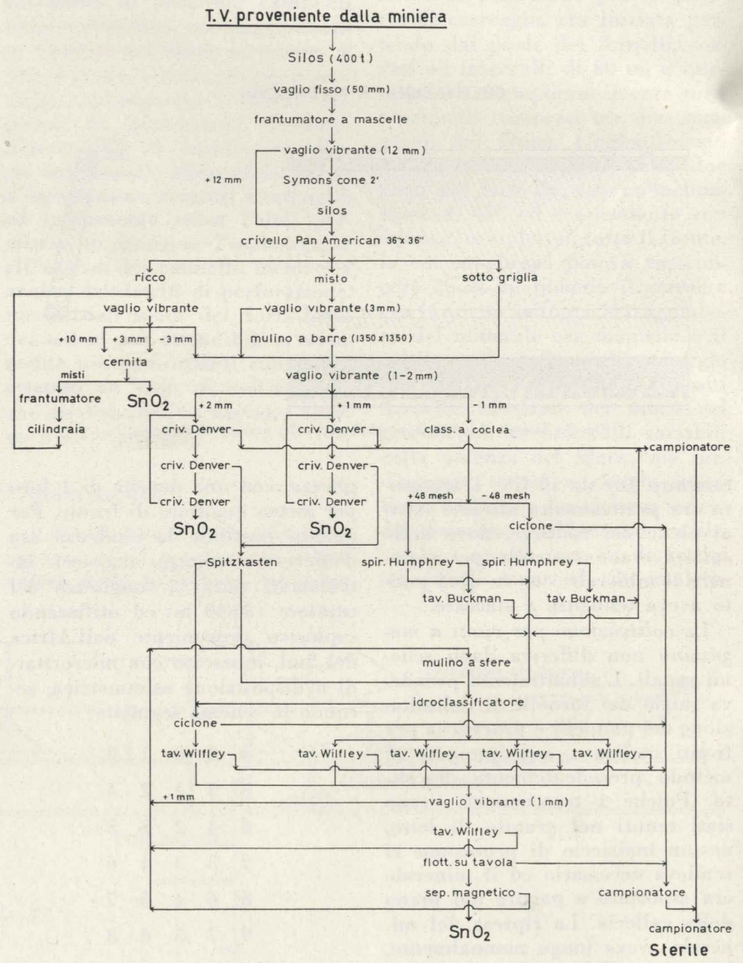


Fig. 4 - Diagramma di arricchimento (400 t/giorno).

compressore di minore capacità, azionato da un motore Diesel da 55 CV, indipendente dunque dalla centrale termica. Questa quantità d'aria compressa era sufficiente per i bisogni immediati, ma i programmi d'espansione dei lavori e l'utilizzazione delle pale meccaniche facevano prevedere una deficienza a breve scadenza.

Le previsioni di consumo di energia avevano perciò spinto ad indagare per potere costruire una centrale elettrica utilizzando una caduta d'acqua. Lo studio, che si era concluso favorevolmente, aveva permesso di accertare la possibilità d'installazione di una turbina Turgo da 1000 CV con velocità normale di 750 giri/min. Il salto d'acqua sfruttabile era di 140 metri e l'impianto avrebbe potuto essere costruito con presa diretta, senza bisogno dunque di diga per la creazione d'un bacino di acqua. Sfortunatamente l'iniziativa non ebbe seguito per le poco sicure prospettive politiche che cominciavano a delinearsi.

11. Personale.

Il personale europeo era limitato ad un ingegnere, direttore dei lavori, un capo reparto per i lavori sotterranei, un capo laveria e un capo officina.

Il personale indigeno comprendeva tecnici ed amministrativi ed operai. Nel campo tecnico, i quadri e gli operai specializzati erano di formazione locale e spesso uscivano dalle scuole professionali della società, mentre gli impiegati amministrativi erano sovente assunti all'uscita delle scuole medie statali che, nella maggior parte dei casi, erano condotte da missioni cattoliche.

Per tutti, europei e congolesi, il contratto di lavoro prevedeva 48 ore settimanali ed un periodo di ferie alla scadenza di tre anni di lavoro, durante i quali erano beninteso osservate le domeniche e le altre festività infrasettimanali fissate dalla legge. Gli scatti di stipendio e di salari avvenivano in occasione della fine del periodo di 3 anni; essi erano contenuti in limiti modesti, salvo se coincidevano coi passaggi di categoria, nel qual caso erano piuttosto sostanziali.

Sia i congolesi che gli europei erano rimpatriati al termine di ciascun periodo di 3 anni, per potere usufruire delle ferie nel luogo d'origine.

Gli operai e i quadri erano alloggiati in posto, in case costruite dalla società. La società provvedeva pure a rifornire gli spacci aziendali, dove gli articoli erano venduti al puro costo, per mantenere intatto il potere d'acquisto dei salari e scoraggiare speculazioni sul personale indigeno. Un ospedale, perfettamente attrezzato con camera operatoria e raggi X, sorgeva a circa 30 km di distanza e l'assistenza di primo soccorso in posto era impartita da un infermiere diplomato.

Un sistema di ritenute obbligatorie, con contributo da parte padronale, assicurava una pensione all'età di 55 anni; spesso l'importo di tale pensione era arrotondato dalla società. Non esisteva invece nessuna forma di liquidazione alla cessazione del rapporto di lavoro.

Le relazioni tra europei e congolesi non davano luogo ad incidenti: basti pensare che il primo posto di polizia era a circa 3 ore di macchina da Nzombe, per cui le relazioni tra le due comunità dovevano reggersi senza l'intervento dell'autorità, unicamente sul buon senso di chi dirigeva la miniera.

A Nzombe la mano d'opera indigena raggiungeva 340 unità tra impiegati ed operai, di provenienza varia, ma quasi tutti originari dal Kivu e dal Ruanda Urundi. Di questi circa 40 erano occupati in attività non direttamente connesse collo sfruttamento del giacimento, 100 erano impiegati nelle laverie e 200 nelle coltivazioni.

12. Rendimenti e costi.

Il costo elevato del kW termico prodotto in posto (circa 50 lire per kWh nel 1960) e il basso costo della mano d'opera non incitavano certo a procedere verso imponenti meccanizzazioni, soprattutto per un giacimento, come quello di Nzombe, dove le grosse spese di costruzioni delle abitazioni del personale erano già state effettuate. Malgrado queste premesse, che portavano ad escludere certe soluzioni tecniche che avrebbero richiesto l'utilizzazione di macchinari, i rendimenti raggiungevano livelli accettabili, pur risentendo di tale impostazione.

I risultati erano evidentemente più soddisfacenti per le coltivazioni a magazzino che non per quelle a fronti oblique e mediamente si aggiravano sulle cifre seguenti:

Fronti oblique:

Rendimento cantiere	5,25 t/ut
Rendimento totale	2,60 t/ut

Magazzino

Rendimento cantiere	6,65 t/ut
Rendimento totale	3,42 t/ut

Il rendimento totale della miniera, per minerale reso in testa alla laveria, oscillava attorno a 2 t/ut.

A causa del bassissimo valore del minerale coltivato (circa 1750 lire alla tonnellata f.o.b. piazzale) i costi dovevano essere compressi al massimo, ed è ovvio, dalla lettura di questa cifra, come questa attività lasciasse pochissimo beneficio alla società concessionaria.

Le spese di coltivazione e di trattamento si ripartivano nel modo che segue:

Coltivazione

Abbattimento	29%
Ripiena	12%
Trasporti	19%
Ventilazione e eduzione	8%
Tracciamenti	20%
Spese generali	12%
	100%

Trattamento

Mano d'opera	8%
Ammortamenti	23%
Materiali	19%
Officine	11%
Forza motrice	10%
Spese generali	19%
	100%

I costi erano abbondantemente discussi durante le riunioni periodiche del personale sia tecnico che amministrativo e la necessità di contenere le spese era una reale e continua preoccupazione di tutti i quadri della società. D'altra parte una efficiente contabilità permetteva di seguire nei dettagli le variazioni dei costi e d'intervenire con tempestività quando necessario.

Ermanno Branconi

Roma, agosto 1965.

Ad Antonio Cavinato

Notizie su alcune manifestazioni di grisou nella miniera Pasquasia

FRANCESCO DESALVO descrive gli aspetti caratteristici di alcune venute improvvise di gas nella miniera di sali potassici di Pasquasia (Enna): egli trae motivo dall'osservazione della meccanica delle manifestazioni di grisou e dalla relativa localizzazione per concludere sulle possibilità di accertamento preventivo delle zone soggette al fenomeno, nonché sulla presumibile generale impermeabilità delle formazioni da esso interessate.

Nella Miniera di sali potassici di Pasquasia si è verificato in alcune zone un fenomeno non molto frequente nelle miniere italiane, e cioè la venuta istantanea di grisou con proiezione contemporanea di minerale.

Localizzazione del fenomeno.

Il giacimento presenta la seguente complessa serie di deposizioni: anidrite, salgemma, alternanze di kainite e salgemma, carnallite, silvinite, fino alla bischofite e con ritorno alla kainite, salgemma e anidrite, sebbene in molto minor spessore ed a volte mancanti.

Mentre praticamente tutto il giacimento può considerarsi privo di gas, una ristretta fascia al termine della deposizione dei cloruri presenta a isole il fenomeno che verrà descritto.

Nelle aree in cui il gas si manifesta, esso può interessare la silvinite, una frazione superiore normalmente non rilevante dei molto più potenti banchi carnallitici e occasionalmente, dove non vi è stata deposizione di carnallite, uno strato di kainite povera immediatamente sottostante alla silvinite.

Si è così identificato l'insieme di strati dove il gas può essere adunato, ma, come si è detto, non è sempre presente od almeno non sempre si manifesta. Basta uno spostamento di qualche centinaio di metri, sempre seguendo gli stessi strati, perché le venute istantanee compaiano, diventino a volte violente e poi spariscano. Si è anzi incontrata una zona dove, col proseguire di un avanzamento lungo uno strato privo di disturbi, si sono successivamente verificati: assenza di gas, manifestazioni di grisou (praticamente metano puro), grisou con percentuali piccole ma misurabili di idrogeno solforato, grisou, assenza di gas.

In senso trasversale agli strati poi la differenziazione è assolutamente netta. Nello spazio di un metro si passa da uno strato privo di gas a strati con forti manifestazioni.

Meccanica del fenomeno.

La manifestazione di gas si ha quando un urto violento (in pratica una volata di mine) interessa la roccia che lo contiene.

La roccia si frantuma minutamente, in buona parte si polverizza ed il gas si libera. Pur essendo un fenomeno violento, non si è mai sentita un'onda d'urto trasmessa dalla roccia come nel caso di mine. Solo se la quantità di gas è notevole se ne sente la « soffiata », come variazione della velocità dell'aria di ventilazione. Non si è mai avuta una manifestazione tanto grande da dar luogo ad inversione, sia pure per qualche secondo, dell'entrata di aria principale. Sicuramente nelle gallerie più vicine alla venuta istantanea vi saranno delle inversioni locali, ma all'atto del rientro del personale si sono sempre trovate le condizioni normali di ventilazione [1], salvo lo scollegamento di alcuni tubi di ventilazione secondaria nei fondi ciechi ed a breve distanza dalla venuta.

[1] Con la frase « condizioni normali di ventilazione » ci si riferisce esclusivamente a direzione e velocità. La qualità dell'atmosfera può invece permanere inquinata e l'aria diventare esplosiva per qualche tempo, specie nei fondi ciechi, fino a che una opportuna e cauta diluizione non ha ripristinato le condizioni normali.

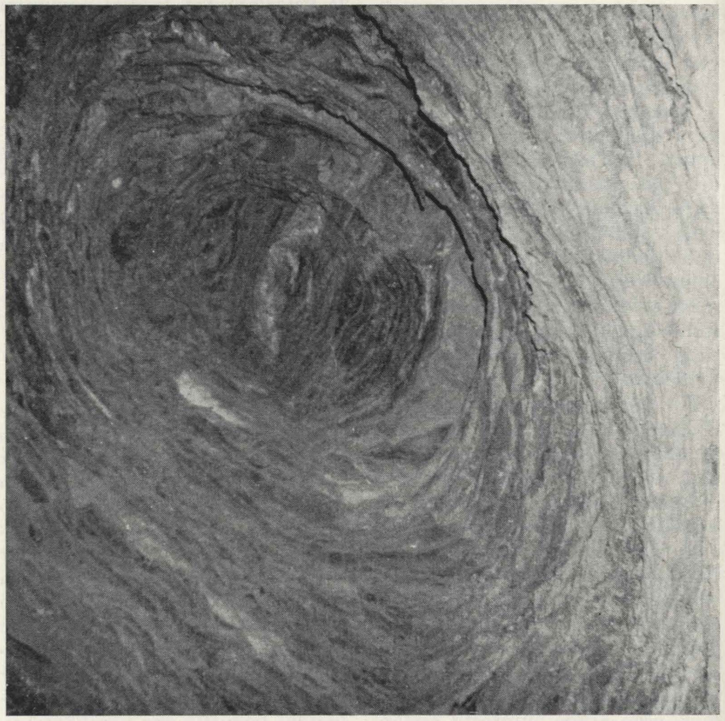


Fig. 1 - Cavità conica prodottasi in silvinite in seguito ad una venuta di gas. L'ampiezza della zona fotografata in primo piano è di circa 3 metri; il cono di roccia espulsa è profondo 4 metri circa.

Va tuttavia notato che in questa miniera si usano tubi molto leggeri di fibra di vetro e resina, collegati con anelli di gomma fermati da fascette stringitubo. Perciò la tubazione è relativamente delicata e può scollegarsi. Nello scollegamento i tubi non vengono di norma danneggiati, per cui sono facilmente rimessi in opera. Se ne deduce che il soffio non deve essere estremamente impetuoso; diversamente si avrebbero danni maggiori ai singoli spezzoni di tubi.

Da quanto sopra, si può pensare che pur essendo il fenomeno racchiuso in tempo brevissimo, verosimilmente limitato a frazioni di secondo, esso è abbastanza progressivo e non paragonabile per effetti dinamici sull'atmosfera alle esplosioni di mine.

La roccia frantumata, se la venuta è di media grandezza, viene proiettata a non grande distanza, come per conseguenza di una volata di mine molto allungata lungo la galleria. Solo in alcune venute eccezionali con espulsione e frantumazione di roccia superiore ai 150-200 m^3 si è potuto notare che la galleria si era riempita fino al 90-95% della sua sezione, lasciando in corona uno stretto cunicolo. Al termine di questo riempimento, si era formato un declivio di raccordo al punto dove la sezione della galleria era tutta libera. Si può presumere che in questi casi la galleria si sia riempita, fino a che nel cunicolo residuo il gas abbia potuto mantenere una velocità tale da trasportare la roccia. A mano a mano che il gas rallentava nella più ampia sezione libera, si sarebbe formato un fac-simile di conoide di deiezione rapidamente avanzante.

È molto difficile stabilire la quantità di gas contenuta nella roccia. Solo in qualche venuta molto grande, in gallerie orizzontali, si è potuto calcolare grossolanamente il volume di gas liberato, notando che nella parte alta della galleria, al disopra del livello dei tubi di ventilazione, permanevano ben distintamente ed in ordine aria pura, fumi dell'esplosione, grisou.

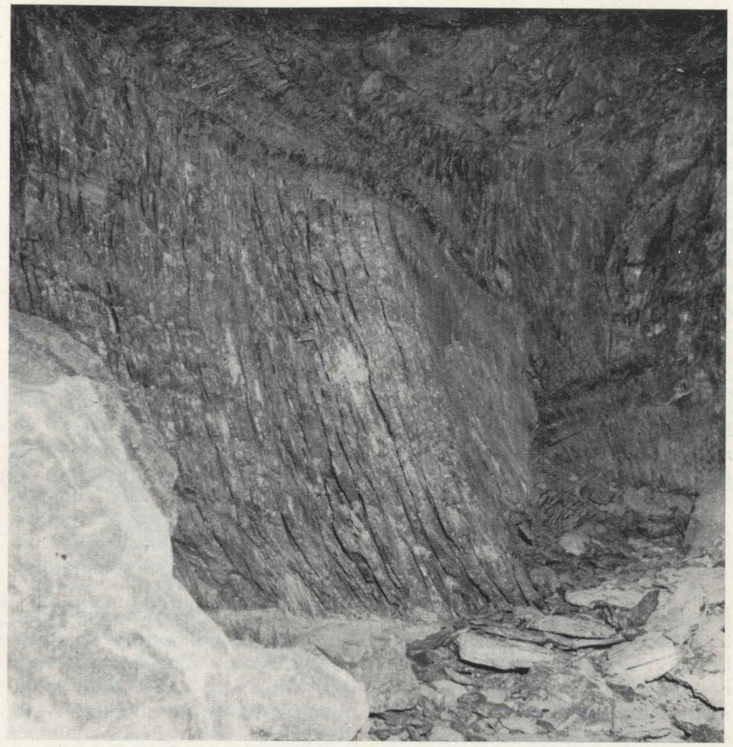


Fig. 2 - Parete di una cavità prodotta da una venuta di gas. La fotografia è stata ripresa a 90° circa rispetto alla fotografia di fig. 1, per mostrare il fenomeno di sfogliettatura della parete.

Moltiplicando la distanza ricoperta dal grisou (nell'ipotesi che all'atto della venuta esso fosse avanzato a fronte piena e senza mescolarsi molto con i fumi dell'esplosione velocemente spiazzati in avanti) per la sezione della galleria, si è potuto valutare il volume di gas. Misurata poi la quantità di roccia proiettata, si è potuto dedurre un volume di 2-3 Nm^3 di gas per m^3 di roccia in posto.

I singoli frantumi di roccia proiettata, escludendo la polvere sulla quale non è agevole macroscopicamente fare delle osservazioni, non presentano tracce di porosità, ma una tessitura microcristallina normale e compatta.

Frammenti di carnallite praticamente trasparenti e quindi privi di bolle o pori visibili, messi sott'acqua, decrepitano, mentre si solubilizzano ed emettono piccole bollicine di gas.

Misure più precise non sono di facile rilevamento: sarebbe necessario mantenere sotto costrizione laterale i campioni prescelti così da non subire modificazioni né consentire emissione di gas sino al momento in cui tale emissione sia misurabile.

La roccia che rimane in posto sulle pareti della cavità formatasi è normalmente « cipollata », cioè finemente suddivisa da serie incrociate di fitte fratture subparallele.

La forma della cavità che si crea dopo il rilassamento ha grossolanamente una certa relazione con il tipo di sale interessato. In silvinite, che è il sale più resistente fra quelli che hanno dato manifestazioni del tipo descritto, la cavità è di solito conica, con la base in parete o sulla fronte della galleria interessata.

In silvinite kainitica si ha piuttosto una terminazione a semisfera con maggiore o minore accenno ad una porzione cilindrica fra le pareti di galleria e la terminazione. In certi punti si è avuto così una specie di budello di $80 \div 150$ cm di diametro, lungo anche parecchi metri e parallelo al piano di stratificazione.

In carnallite, roccia tenera che ha dato i fenomeni più imponenti, la rottura si propaga lungo lo strato con spessori minimi (un metro per esempio) e per superfici rilevanti (anche 500 e più m^2). Per esempio, nel caso di una volata in avanzamento, si è prodotto sulla parete un foro di $0{,}80 \times 1{,}50$ m^2 circa e da questo sono fuorusciti quasi 500 m^3 di carnallite. Con il proseguire dell'avanzamento, si è continuato ad accertare in parete per 50 m circa il vuoto prodottosi (ancora parzialmente riempito di roccia fratturata), che si estendeva in alto ed in basso con una potenza all'altezza della galleria di $70 \div 80$ cm.

Accertamento preventivo delle zone interessate dal fenomeno.

Se in una zona che si suppone gassifera (e che poi si rivelerà tale) si pratica un foro di spia di lunghezza anche notevole (per esempio 20 m), si può non rilevare alcuna manifestazione gassosa: in effetti sicuramente con la polverizzazione del sale nel foro si libera un poco di gas, ma l'esigua quantità ne rende difficile la misura.

In altri casi, ad una certa profondità del foro si ha una liberazione di alcuni litri di gas e roccia, che vengono proiettati fuori, trascinando a volte le aste di perforazione. (Per tale motivo sono stati preparati dei complessi di perforazione per fori spia comandati ad una certa distanza).

Il fenomeno, pur essendo piuttosto violento, non ha mai rivelato caratteristiche di urto, ma di soffio potente, che cessa dopo frazioni di secondo (al massimo alcuni secondi). Appena cessato il fenomeno, si può riprendere la perforazione con il foro che non spurga più gas, salvo il ripetersi identico del soffio anche dopo pochi centimetri oppure dopo alcuni metri.

I fori di spia quindi non dànno una indicazione sicura e la misura di sicurezza più efficace è quella — suggerita anche dal regolamento di polizia mineraria — di procedere con esplosivo potente ed in quantità notevole, in modo da garantirsi un diaframma protettivo sufficiente per la perforazione successiva.

Fig. 3 - Particolare della sfogliettatura, a grandezza quasi naturale.

Una caratteristica generalizzata dalle zone potenzialmente gassifere è il colore. La silvinite, con colorazione giallognola anche lieve, non ha dato mai fenomeni di gas. Quella grigia è sempre potenzialmente gassifera. Così la carnallite vivacemente colorata in giallo e rosso non ha mai dato luogo a proiezioni, ma solo e molto raramente a qualche lieve venuta (anche se prolungata nel tempo) da strati macrocristallini evidentemente porosi. La carnallite grigia è invece quasi sicura contenitrice di gas. La kainite ha sempre colori poco marcati e quindi non si notano macroscopicamente in essa grosse differenze, ma quella a contatto con la silvinite, che può essere gassifera, è sempre grigiastra.

Non è valido l'inverso, cioè si trovano correntemente sali grigi che non dànno manifestazioni gassose. È però possibile che anche questi sali contengano gas, ma in misura talmente ridotta da non originare mai fenomeni di proiezione.

L'osservazione del colore è forse il principale, se non l'unico segno esterno immediatamente visibile di possibilità di manifestazioni gassifere.

Si può ipotizzare che la presenza locale del gas, naturalmente riducente, abbia influito sullo stato chimico delle impurità che colorano i sali, impartendo loro queste variazioni cromatiche.

Impermeabilità della roccia insaccante.

Il sale, silvinite, carnallite o kainite, è risultato generalmente impermeabile al gas.

Avanzamenti fermi da qualche mese hanno determinato proiezioni alla prima volata fatta nel riprenderli.

Anche uno scoronamento in strato precedentemente gassifero ha dato proiezioni con mine profonde 2,40 metri circa, dopo che il lavoro era stato fermo parecchio tempo.

Si ha una riprova di questa impermeabilità dal fatto già accennato che in non molti metri si passa da zona non gassifera a zona con proiezioni, mentre può mutare anche la composizione del gas emesso.

Se infine il sale fosse stato anche poco permeabile, nelle passate vicissitudini geologiche che hanno tormentato l'intero deposito salino il gas avrebbe dovuto distribuirsi quasi uniformemente.

* * *

Questi sopra descritti sono i principali elementi che si sono potuti dedurre dall'osservazione in questa miniera che fra l'altro, come noto, è all'inizio della sua attività produttiva.

Queste manifestazioni hanno ovviamente influito molto sulla disposizione della miniera e dei suoi circuiti di ventilazione, sulla sua organizzazione, sulle misure di sicurezza ed in definitiva sulla intera coltivazione.

Non si hanno notizie di fenomeni analoghi in Italia, per cui la esperienza locale non può essere molto confortata da altre esperienze consimili.

Si hanno diverse notizie di fenomeni del genere avvenuti all'estero in miniere di sale, oltre che in miniere di carbone, ma anche in questi casi la letteratura non è sufficientemente dettagliata sulle caratteristiche dei fenomeni; è quindi difficile dedurre se essi hanno qualche somiglianza con quelli qui rilevati e se possono insegnarci qualcosa di utile per il nostro caso.

Francesco Desalvo

Miniera di Pasquasia (Sali Potassici Trinacria S.p.A.), ottobre 1965.

Ad Antonio Cavinato

I problemi dei colpi di tensione nella pratica della coltivazione mineraria

LELIO STRAGIOTTI, dopo un breve richiamo sulla fenomenologia dei colpi di tensione, si sofferma ad esaminare le caratteristiche delle rocce soggette a tali manifestazioni nonchè le cause di concentrazioni critiche di sforzi attorno agli scavi. Indi, sulla scorta di queste ultime, indica i criteri generali da seguire, nel quadro delle condizioni statiche dei lavori minerari, per limitare od evitare il manifestarsi dei colpi, in particolare illustrandone i riflessi sia sui problemi generali di strutturazione del sotterraneo sia su quelli di condotta dei lavori di tracciamento o di organizzazione dello spoglio di coltivazione.

1. *Premessa.*

È noto che i colpi di tensione sono i più gravi, i più densi di rischi e quelli meno facilmente controllabili tra gli accidenti che si possono incontrare nella conduzione di lavori minerari. Se infatti, in taluni casi, le loro conseguenze risultano addirittura determinanti per la instabilità del sotterraneo, queste sono sempre, ed in primo luogo, gravemente temibili per la sicurezza degli operai: il pericolo è inoltre aggravato dalla imprevedibilità generale e specifica del tempo e del luogo di ogni manifestazione.

La concezione fenomenologica sui colpi di tensione si è andata progressivamente evolvendo dalle iniziali supposizioni vaghe — e, a volte, contradditorie — alla attuale interpretazione, più scientifica, in termini di proprietà delle rocce e condizioni di sollecitazione delle stesse.

Un primo fondamentale chiarimento al riguardo è venuto con il *Symposium on Rock-bursts*, tenutosi a New York nel febbraio 1941 [1]. Ma successivamente gli studi sui colpi di tensione si sono ancora notevolmente intensificati — in particolare in questi ultimi anni — sia in relazione al progressivo estendersi del fenomeno, sia sotto lo stimolo dell'esigenza di lottare contro gli effetti dannosi dei colpi, cercando di evitarli, prevenirli o, almeno, controllarli: per cui oggi si è giunti ad idee assai precise, e generalmente accettate, sulla loro natura, sulle cause che li determinano e, di conseguenza, anche sui criteri cui ispirare i metodi di difesa.

Nel presente lavoro ci si propone appunto di esaminare il quadro delle attuali conoscenze sui colpi di tensione e sui fattori che li determinano per discutere i problemi che essi pongono nella pratica della coltivazione mineraria.

2. *Richiami sulla natura e sulla fenomenologia dei colpi di tensione.*

È ormai generalmente accettato il concetto che un « colpo di tensione » (*rock-burst*, ingl.; *bergschläge*, ted.; *coup de charge*, fr.) è rappresentato dall'istantaneo annullarsi di ogni tensione in tutto un volume di roccia sollecitato oltre i limiti di resistenza meccanica, in conseguenza del suo improvviso cedimento con frammentazione generalizzata. Esso costituisce un modo tutt'affatto particolare ed imprevedibile di assestamento della roccia che si manifesta in taluni casi di lavori di scavo e che — per la repentina liberazione di energia elastica di deformazione della roccia — assume carattere di notevole violenza.

I fattori in base ai quali possono essere in genere interpretati e spiegati i colpi di tensione sono gli stessi che condizionano normalmente la reazione della roccia a qualsiasi opera di scavo, cioè quelli connessi con il passaggio da uno stato di equilibrio ad un altro. Tra essi vanno noverati essenzialmente il comportamento meccanico e le caratteristiche di resistenza della roccia, le caratteristiche tessiturali e strutturali delle formazioni, le condizioni di carico naturali — geostatiche o tettoniche — preesistenti, la forma e le dimensioni dei vuoti, la successione e la rapidità di sviluppo dei lavori di scavo.

Tali fattori determinano infatti in ogni caso la distribuzione delle tensioni nella roccia, le loro variazioni nel tempo, l'entità e lo sviluppo delle deformazioni, il modo e l'estensione delle rotture. Ma per il manifestarsi di un colpo di tensione è necessaria la concomitanza di più condizioni particola-

ri specifiche: innanzitutto, perchè si produca un cedimento della roccia, dovranno aversi zone di concentrazione di sforzi, conseguenti generalmente a lavori di scavo, ove le sollecitazioni tendano a superare quelle compatibili con le caratteristiche di resistenza; poi, affinchè il cedimento presenti il carattere di colpo di tensione, occorrerà che la roccia possa accumulare prima della rottura e quindi liberare istantaneamente all'atto del cedimento una grande quantità di energia elastica.

È cioè la roccia essenzialmente che deve presentare una « tendenza » intrinseca ai colpi di tensione: il che si verifica quando essa è particolarmente fragile e resistente, dotata cioè di comportamento marcatamente elastico sino alla rottura e capace di assumere valori di tensione piuttosto elevati.

Il fenomeno dei colpi di tensione non è pertanto connesso a qualsiasi lavoro di scavo, bensì è caratteristicamente legato a specifiche condizioni che si verificano solo in taluni distretti minerari e, per questi stessi, in particolari formazioni. Esso si può tuttavia riscontrare sia in miniere di minerali metalliferi sia in coltivazioni di materiali litoidi e di carbone ed inoltre sia in gallerie di tracciamento e in tunnels sia in cantieri di spoglio. E ancora — pur essendo in ogni caso legato ad opere di scavo — il fenomeno può risultare indipendente dalla forma delle opere perchè connesso a stato di tensione preesistente nel terreno (*inherent rockburst*), o direttamente derivante invece da forma e disposizione degli scavi perchè causato da concentrazione di sforzi imputabili essenzialmente a questi (*induced rockburst*).

Sotto l'aspetto degli effetti, la fenomenologia del colpo di tensione è simile a quella di uno scoppio di esplosivo: il colpo di tensione si manifesta infatti come uno scoppio secco, generalmente accompagnato da conseguenze meccaniche e percepibile a distanza per l'effetto elasto-acustico che lo accompagna, dovuto alla formazione e propagazione di onde elastiche. Gli effetti sono però molto variabili e possono rappresentare un primo elemento di classificazione del fenomeno da un punto di vista pratico: si passa infatti da piccoli scoppi percepibili solo nel cantiere a colpi avvertiti fuori del sotterraneo, così come da fratturazioni e cedimenti localizzati in qualche punto del fronte o della parete dello scavo a distruzioni e sconvolgimenti molto gravi di interi cantieri. Al limite, si citano casi in cui il volume di roccia frantumata o resa sconnessa dal colpo è risultato di alcune migliaia di metri cubi; altri in cui il colpo è stato palesemente avvertito a parecchi km di distanza e registrato in stazioni sismografiche anche ad oltre 1000 km dalle coltivazioni [2; 3; 4; 5]!

I colpi di tensione appaiono allora paragonabili a dei veri e propri sismi; e d'altra parte tutti i colpi di tensione possono anche, in senso lato, essere considerati come piccolissimi terremoti, in taluni casi legati ad una locale sismicità latente, stimolata dall'intervento dell'uomo nel sottosuolo, in altri a concentrazioni eccezionali di pressioni provocate dai lavori di scavo.

Per la molteplicità di aspetti e di effetti che essi presentano, non esiste quindi un criterio assoluto per definire quantitativamente e per classificare i colpi di tensione. Come accennato, le classificazioni correnti adottano come elemento di discriminazione l'intensità dei colpi, in genere valutata empiricamente in base al carattere della percezione da parte di persone o in base alla gravità degli effetti meccanici, tenendo conto della estensione della zona interessata dal colpo, del volume di roccia proiettata, dei cedimenti delle armature, ecc. Al riguardo è però da notare che a volte colpi di tensione acusticamente intensi risultano associati solo a piccoli danni o, addirittura, non possono essere localizzati per mancanza di effetti meccanici nei cantieri: ciò è spesso da attribuirsi alla ubicazione del fuoco del colpo, che può trovarsi molto all'interno del massiccio o localizzato in vecchie coltivazioni non più accessibili (ad esempio, in pilastri o solette abbandonate), nel qual caso le modeste manifestazioni eventualmente osservabili nei cantieri sono da ritenersi quali effetti secondari, indirettamente provocati a distanza dal colpo vero e proprio.

Una più obbiettiva valutazione dell'intensità dei singoli colpi può ottenersi — come già fatto in qualche caso [4; 5; 6] — attraverso la registrazione delle onde elastiche in stazioni sismografiche, calcolando dai sismogrammi l'energia irradiata.

Talora inoltre, specie quando i giacimenti sono stratiformi, si usa anche distinguere i colpi di tensione in relazione alla loro ubicazione rispetto alle pareti del cantiere ove si manifestano: di tetto, di parete, di muro. A questo proposito giova però — per inciso — qui ricordare che, secondo la definizione illustrata all'inizio, non sono da considerarsi colpi di tensione i distacchi e rilasci di materiale dal tetto, anche se spesso risultano essi pure accompagnati da effetto acustico e danni in sotterraneo e vengono quindi riferiti come colpi di tetto: questi consistono infatti essenzialmente nella semplice caduta di un volume di roccia già fessurata, anzichè nella disintegrazione improvvisa di un nucleo roccioso in stato di intensa tensione, e l'energia corrispondentemente liberata è gravitazionale anzichè elastica di deformazione. Analogamente dicasi per molti altri fenomeni di assestamento delle rocce in cantiere — simili negli effetti ai colpi di tensione, ma diversi nella natura — quali gli spostamenti bruschi di zolle rigide, conseguenti all'azione di sforzi differenziali lungo superficie di faglie, o i colpi di grisou, imputabili a presenza di gas in pressione nella roccia vergine; e così via.

A conclusione di questo quadro, si ricordano alcuni casi di ambienti soggetti da tempo a colpi di tensione: tra i più noti nel mondo, le miniere aurifere profonde sud-africane ed indiane e talune miniere metallifere canadesi; ed in Europa, le miniere di sali potassici di Stassfurt, talune miniere di carbone del bacino slesiano, le miniere piombo-zincifere di Pribram in Cecoslovacchia ed in genere tutte quelle della Carinzia e della Carnia, oltre — beninteso — i lavori di apertura di molti tunnels transalpini, ultimo tra i quali, in ordine di tempo, quello del Monte Bianco. Gli esempi sono però oggi molto più numerosi, giacchè le manifestazioni di colpi di tensione si sono andate negli ultimi lustri via via sempre più estendendo, intensificando ed aggravando sia per il progressivo approfondirsi dei lavori minerari sia per il generale aumento delle velocità e dei tassi di spoglio connessi con l'attuale meccanizzazione delle coltivazioni: agli ambienti già noti si sono infatti aggiunte miniere metallifere brasiliane, miniere di carbone statunitensi e russe, miniere metallifere giapponesi, altre miniere canadesi, ecc.

Tra le miniere italiane, il fenomeno si manifesta pressochè unicamente in quella di Raibl (in Carnia, Prov. di Udine) [7].

3. *Caratteristiche delle rocce soggette ai colpi di tensione.*

Si è detto che è anzitutto la roccia che deve presentare una tendenza intrinseca ai colpi di tensione, affinchè questi possano manifestarsi.

Ora, sottoponendo campioni di vari tipi di rocce a prova di compressione in laboratorio, si osserva che questi si comportano alla rottura in modo differente. Alcuni si deformano vistosamente sin dall'inizio del carico fessurandosi in grossi frammenti e giungendo a rottura in modo relativamente calmo; altri invece hanno deformazioni limitate, ma cedono di schianto, rompendosi con disintegrazione rapida in piccole parti: in questi ultimi casi la rottura è quasi sempre accompagnata da effetto acustico e vibrazioni meccaniche della macchina di prova. È sostanzialmente la quantità di energia elastica potuta immagazzinare — in funzione delle caratteristiche di comportamento meccanico della roccia — nel corso della deformazione e disponibile al momento della rottura che decide delle modalità di questa: se tale quantità è elevata, parte d'essa — eccedendo, nella rottura, quanto richiesto per la formazione di nuove superfici o per deformazioni plastiche — può trasformarsi in energia di vibrazioni e cinetica dei frammenti.

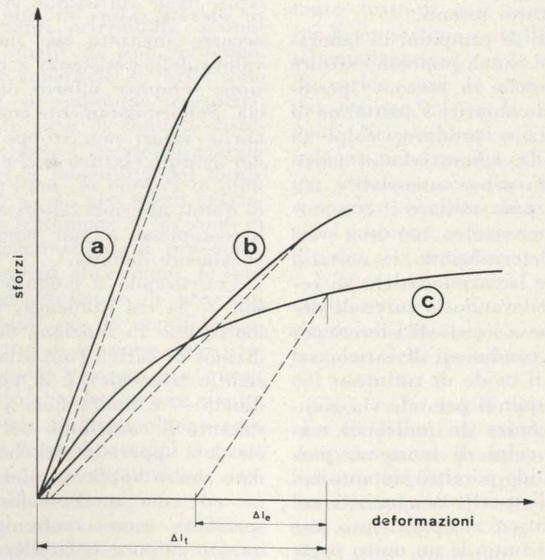
Le rocce che nelle prove presentano rottura calma non danno luogo in sotterraneo a colpi di tensione: sono rocce con comportamento limitatamente elastico, cicli di isteresi ampi, valori di resistenza a sollecitazioni uniassiali di compressione generalmente modesti, sulle quali gli effetti delle pressioni hanno un percorso lento e consistono in cedimenti progressivi o — in sotterraneo — in spostamenti continui verso l'interno dei vuoti. Quelle che nella rottura manifestano effetti cinetici, hanno invece una tipica tendenza ai colpi di tensione: sono rocce fragili, con comportamento nettamente elastico (limite elastico molto prossimo a quello di rottura, cicli di isteresi molto ristretti, deformazioni anelastiche assai piccole anche in prossimità della rottura) e valori di resistenza a sollecitazioni uniassiali di compressione generalmente elevati, sulle quali le pressioni manifestano i loro effetti in modo rapido e, normalmente, definitivo.

Nella figura sono riportate qualitativamente, a titolo illustrativo, delle curve di deformazione tipiche di rocce: le curve *a*) e *b*) corrispondono a rocce molto fragili, la prima dotata di resistenza a rottura e modulo elastico notevolmente più elevati, ma entrambe intrinsecamente inclini a produrre colpi di tensione; la curva *c*) corrisponde invece a roccia con resistenza a rottura poco inferiore a quella del campione *b*), ma dotata di comportamento nettamente anelastico, non idonea al manifestarsi di colpi. Le differenze tra i valori di deformazione residua

$$\Delta l_t - \Delta l_e$$

delle diverse rocce sono messi in evidenza dalle linee di ritorno, tratteggiate e relative ad uno scarico dei provini per un carico pari al 90 % di quello di rottura: appaiono poco dissimili, ed entrambe praticamente trascurabili, le deformazioni residue delle rocce *a*) e *b*), mentre quella della roccia *c*) è superiore al 50 % della deformazione totale.

Le caratteristiche meccaniche di una roccia riscontrate in laboratorio sono però influenzate da diversi fattori, intrinseci della roccia o caratteristici dell'ambiente o dipendenti dalle modalità di prova. Si possono in particolare ricordare: tra i primi, l'eventuale esistenza di tensioni residue interne, conseguenti ad esempio a fenomeni di cristallizzazione od a processi di cementazione; tra i secondi, l'umidità della roccia, le variazioni di temperatura, ecc:; tra i terzi, la velocità di applicazione dei carichi. Ora mentre il contenuto di acqua abbassa in genere le caratteristiche di resistenza della roccia e ne attenua il comportamento elastico, variazioni di temperatura e stati di ten-



sione interna possono facilitare il raggiungimento di alti valori di sollecitazione, ponendo la roccia ad un livello energertico superiore a quello conseguente alla semplice applicazione dei carichi esterni.

Ma, essendo di limitata entità le variazioni di temperatura cui la roccia vien sottoposta in cantiere e quasi sempre trascurabili le residue tensioni interne di cristallizzazione, in generale risulta che è soprattutto con la velocità di applicazione dei carichi che muta il comportamento di qualsiasi roccia: al suo crescere aumenta infatti di norma la resistenza (e subordinatamente anche il limite elastico ed il modulo elastico), con il risultato che i fenomeni dinamici eventualmente manifestati alla rottura diventano sempre più violenti. Si rivela così un primo effetto della velocità di scavo sui colpi di tensione: essa influisce modificando il normale processo di sviluppo delle tensioni e pertanto anche il comportamento meccanico della roccia, che diventa più rigida e più fragile. E difatti, a parità di altre condizioni, la frequenza e l'intensità dei colpi variano con la velocità di avanzamento di un cantiere, potendo presentare massimi e minimi, così come è stato statisticamente rilevato nelle miniere aurifere del Witwatersrand [8]; in taluni casi, per velocità molto basse, i colpi potrebbero anche essere del tutto assenti.

L'analisi di campioni in laboratorio — e, analogamente, misure geomeccaniche in posto — possono pertanto chiarire l'attitudine di una roccia a produrre colpi di tensione. In laboratorio in particolare, con prove uniassiali e triassiali, si può studiare il comportamento meccanico nei suoi vari aspetti, determinando le costanti elastiche e le caratteristiche di resistenza, rilevando le curve di deformazione e i cicli di isteresi per differenti condizioni di carico, verificando il modo di rottura.

Si può quindi per tale via giungere a definire un indice di tendenza ai colpi di tensione, purtroppo valido peraltro soltanto nei limiti dell'esperienza acquisita nel distretto in cui si opera: esso può essere costituito da un unico parametro o da una combinazione di due o più di essi, quali il modulo elastico, il limite elastico, il carico di rottura, l'energia liberata nella rottura, il rapporto di elasticità o la percentuale di deformazione residua per un dato carico massimo. Studî ed osservazioni in miniere di carbone del bacino di Kizel (Donetz) hanno ad esempio accertato [9; 10] che ivi presentano pericolo di colpi di tensione soltanto quei carboni per i quali la deformazione elastica reversibile sia superiore al 50 % della deformazione totale quando il carico raggiunga, in prova di compressione di laboratorio o in posto, l'80 ÷ 90 % di quello di rottura; per analoghe condizioni di prova, la quarzite delle miniere d'oro sud-africane presenta spesso una percentuale di deformazione elastica reversibile di circa il 90 % [11] e quella della regione di Pribram in Cecoslovacchia addirittura quasi del 100 % [12]. Un indice di rischio di colpi di tensione che è stato invece riscontrato significativo nelle miniere di sali potassici tedesche è basato sul rapporto tra l'energia specifica liberata alla rottura e la resistenza a compressione [13].

Dalle determinazioni di laboratorio sono naturalmente subito deducibili anche i valori dell'energia elastica specifica che le varie rocce possono aver immagazzinato giungendo a rottura. Al riguardo merita qui rilevare che per fornire elevati valori di tale energia occorre anzitutto che sia alto il valore della resistenza a compressione semplice offerto dalla roccia. Subordinatamente concorrono anche valori non troppo alti sia del modulo elastico E che del modulo di Poisson m; ma l'influenza di questi ulteriori fattori è alquanto complessa e non sempre univocamente definita.

Trascurando il modulo di Poisson — la cui influenza, variabile moltissimo in funzione delle condizioni di carico (uniassiale, biassiale o triassiale), è la più subordinata — e limitandoci a chiarire soltanto il contributo del modulo elastico, appare infatti che, per un dato sforzo applicato, deformazione ed energia di deformazione specifica sono tanto maggiori quanto minore è E. Peraltro, in genere, rocce con elevato modulo elastico presentano anche una elevata resistenza a compressione, per cui — dato il maggior peso di quest'ultimo fattore rispetto al modulo elastico — l'energia elastica di deformazione che esse possono accumulare prima di giungere alla rottura può essere ancor più rilevante. Ed in sotterraneo accade appunto spesso, anche in una stessa formazione, che porzioni di roccia con modulo di elasticità più elevato di quello della roccia circostante si comportino come dei pilastri, ove per la relativa rigidezza si accumulano forti concentrazioni di pressioni e si localizzano quindi preferenzialmente i colpi di tensione.

D'altra parte, come già detto, gli effetti che si osservano alla rottura non sono funzione unicamente del livello energetico raggiunto, ma anche delle modalità con cui l'energia disponibile si distribuisce all'atto della trasformazione, creando nuove superfici, producendo deformazioni irreversibili, dotando di energia cinetica i frammenti, generando moti oscillatori ed onde elastiche. Fuori del laboratorio, in sotterraneo, per completare il quadro del bilancio energetico occorrerà poi considerare anche lo scambio di energia — positivo o negativo — che potrà esservi tra il volume di roccia interessato dal rilassamento e la formazione circostante [9]: al riguardo è stato recentemente calcolato [14] che, allorquando si crea o si ingrandisce improvvisamente una cavità sotterranea mediante asportazione istantanea di un certo volume di roccia, il campo di tensioni cui il mezzo è soggetto produce un lavoro di cui una parte serve ad accrescere l'energia di deformazione della roccia circostante la cavità ed una parte è liberata verso l'esterno sotto forma di onde elastiche. La trasformazione di energia e la distribuzione nelle varie forme dipende essenzialmente dalle caratteristiche fisiche e meccaniche della roccia ed è un aspetto del problema poco chiarito e degno di attenzione. Colpi di tensione con ugual liberazione di energia possono pertanto produrre effetti differenti in rocce diverse: possono prevalere gli effetti elasto-acustici, oppure quelli cinetici di lancio di frammenti oppure il grado di fratturazione. Comunque — essendo che la rottura delle rocce inizia di norma a manifestarsi su elementi localmente sollecitati a taglio o a trazione — sembra certo che, a parità di ogni altra cosa, la disintegrazione di una roccia sarà tanto più improvvisa, mentre contemporaneamente l'energia disponibile risulterà tanto più grande, quanto più bassa sarà la sua resistenza a taglio e trazione rispetto a quella di compressione.

Quanto infine a caratteristiche tessiturali è chiaro che le rocce inclini ai colpi di tensione sono tutte molto compatte, macroscopicamente omogenee ed isotrope, preferenzialmente microcristalline. Tali caratteristiche infatti consentono da un lato elevati valori di resistenza a compressione e dall'altro garantiscono la possibilità di recepire dei carichi comunque diretti, senza dar luogo a rotture preferenziali o scorrimento secondo direzioni particolari. In tal senso possiamo quindi indicare come rocce genericamente indiziate per le manifestazioni in esame molti carboni, specie di tipo duritico, i calcari cristallini e le dolomie, talune arenarie, le quarziti e gran parte delle rocce magmatiche, sia intrusive che effusive.

4. *Cause di concentrazioni di sforzi.*

Gli sforzi originariamente esistenti in qualsiasi formazione rocciosa, anteriormente all'apertura di scavi, sono dati essenzialmente dalla somma degli sforzi derivanti dal peso dei terreni sovrastanti e di quelli di natura tettonica.

I primi sono di valutazione assai facile con formazioni omogenee ed in assenza di accidenti tettonici: essi presentano una componente verticale eguale alla pressione geostatica e componenti orizzontali tra loro uguali, funzioni del modulo di Poisson m, e normalmente comprese tra 0,1 ed 1 volta il valore della componente verticale. Per $m=2$, gli sforzi in qualsiasi direzione — in particolare verticale ed orizzontale — sono uguali: si ha cioè uno stato di tensione di tipo idrostatico, che tende normalmente a realizzarsi con qualsiasi roccia al crescere della profondità.

Gli sforzi di natura tettonica sono per contro assai difficili da valutare quantitativamente: molto spesso infatti essi si rivelano solo indirettamente, all'atto dell'apertura di scavi, per le deformazioni orientate che vi producono. Gli sforzi tettonici nella quasi totalità dei casi hanno la componente principale, predominante, diretta orizzontalmente; essi sono legati in modo complesso a tutta la struttura tettonica di una regione nonchè alle diverse azioni — dinamiche o statiche — che vi si sono manifestate o che sono in corso.

D'altra parte, anche la regolarità della distribuzione degli sforzi geostatici può essere notevolmente disturbata dalla disuniformità delle caratteristiche delle formazioni e soprattutto dalla presenza di accidenti tettonici, in particolare faglie. Infatti, se queste sono aperte, non può esservi trasmissione di sforzi tra porzioni contigue di terreno; quando invece sono chiuse, può aversi la trasmissione integrale dei soli sforzi di pressione normali alla faglia, quelli paralleli risultando limitati ai valori consentiti dal coefficiente di attrito tra le due facce della faglia stessa. Ne deriva pertanto che, in taluni casi, dalla pressione geostatica possono localmente discendere addirittura degli sforzi predominanti orizzontali, assimilabili e quelli di tipo tettonico. Se poi le superficie di faglia sono ondulate, o comunque irregolari, per cui le zone di contatto risultano limitate ed isolate, si aggiunge anche la possibilità del locale insorgere — sia per azioni geostatiche che tettoniche — di zone di forti concentrazioni di pressione.

Ma, nei casi più comuni, le cause di concentrazione di pressioni determinanti per la manifestazione dei colpi di tensione sono i lavori di scavo, per cui è a questi soprattutto che deve essere rivolta l'attenzione, in primo luogo considerando le modificazioni che essi apportano alla distribuzione naturale delle tensioni.

Al riguardo occorre ricordare che le sollecitazioni della roccia attorno ad un vuoto dipendono da molteplici fattori:

- condizioni di carico naturale ed entità delle azioni;
- distribuzione spaziale delle varie formazioni rocciose e comportamento meccanico delle medesime;
- presenza locale di discontinuità naturali, quali superfici di faglia o fratture;
- presenza di altri lavori di scavo circostanti e loro distribuzione spaziale;
- forma e dimensioni del vuoto particolare preso in esame.

Se poi si considera che in una miniera attiva i lavori di scavo evolvono continuamente, per cui attorno ai vuoti i valori delle tensioni e la posizione dei relativi massimi variano progressivamente nel tempo, ai fattori sopraelencati occorre ancora aggiungere:

- la velocità di progressione del vuoto in esame;
- la legge di evoluzione delle sue dimensioni;
- il metodo od i metodi di coltivazione in atto nei vari cantieri;
- l'organizzazione e l'attrezzatura generale della miniera.

Ora, non è in generale possibile determinare, con l'ausilio di teorie sulla deformazione dei corpi, la esatta distribuzione delle pressioni in un complesso di lavori sotterranei: si possono soltanto trattare casi semplici, facendo opportune semplificazioni e schematizzazioni per le condizioni di carico, per le caratteristiche del terreno e per la forma dei vuoti. Nei problemi più complessi valgono peraltro dei criteri di stima, derivati, con l'ausilio dell'esperienza acquisita nei singoli specifici ambienti minerari, dallo studio dei casi semplici.

Inoltre, in termini puramente qualitativi è facile una generica ricerca di cause tipiche di concentrazione delle pressioni provocate dai vuoti.

Così, riferendoci per intanto alle condizioni di carico e considerando queste puramente geostatiche e regolari, appare che la concentrazione di sforzi dovuta agli scavi cresce — a parità di ogni altra condizione — con la

profondità; e si spiega di conseguenza il fatto, pressochè generalmente osservato, che la frequenza e l'intensità dei colpi di tensione crescono con l'approfondirsi dei lavori minerari. In molti distretti i colpi sono assenti al di sopra di una certa profondità e si ha pertanto un limite superiore per il loro manifestarsi, variabile peraltro in funzione del tipo di scavo effettuato: se trattasi di una galleria isolata, le massime concentrazioni di pressione dovute al peso sono localizzate in prossimità delle pareti del cavo, con valori normalmente dell'ordine di 3 volte la pressione geostatica; se invece si tratta di un cantiere di coltivazione a camere e pilastri, le pressioni nei pilastri possono raggiungere valori più elevati, unicamente in funzione del tasso di spoglio adottato. Al di sotto di una certa altra profondità i colpi di tensione possono poi diventare addirittura inevitabili, in quanto i valori delle tensioni naturali risultano compatibili con l'equilibrio del terreno soltanto in condizioni di carico triassiale, superando peraltro la resistenza dello stesso a sollecitazioni biassiali o monoassiali, quali si hanno in presenza di scavi. Al limite si può però anche concepire che esista per contro una soglia inferiore di profondità al di sotto della quale i colpi non dovrebbero più manifestarsi, in quanto a grandi profondità tutte le rocce — raggiunta una condizione di carico idrostatico con elevati valori delle pressioni — dovrebbero cessare di comportarsi come fragili, assumendo un comportamento plastico non compatibile con le manifestazioni di colpi di tensione; trattasi però di un limite normalmente non raggiunto.

Prendendo in esame gli sforzi di origine tettonica, non può ovviamente enunciarsi alcuna corrispondente legge per la variazione spaziale dei relativi valori di pressione connessi con scavi. Analogamente, distribuzione e concentrazione degli sforzi non possono in genere definirsi neanche per singoli punti del sotterraneo, giacchè occorrerebbe conoscervi — oltre che la forma e le dimensioni dei vuoti — anche i locali valori di direzione ed intensità dell'azione tettonica. Gli sforzi tettonici possono d'altra parte risultare molto gravi, specie in regioni sismiche, ed esercitare quindi un'azione determinante — e generalmente inevitabile — sul verificarsi dei colpi di tensione.

Passando a considerare le rocce, si richiama anzitutto quanto detto in precedenza per le loro proprietà meccaniche in genere ed in particolare per la loro maggiore o minore tendenza intrinseca a manifestare colpi di tensione. Appare quindi che la differente rigidezza e le differenti caratteristiche di resistenza delle diverse formazioni conducono di norma ad una disuniforme distribuzione dei carichi, generalmente col risultato di un sovraccarico per le rocce inclini ai colpi di tensione: tuttavia, se ci si riferisce alla sola pressione geostatica, tale disuniformità può risultare notevole solo se le superfici di passaggio da una formazione all'altra sono sensibilmente inclinate, mentre è inesistente quando le formazioni sono praticamente orizzontali. Merita peraltro ricordare che le variazioni di proprietà meccaniche, talora frequenti anche in rocce litologicamente omogenee, possono accompagnarsi a notevoli variazioni dello stato di tensione, indipendentemente anche dalla configurazione spaziale delle formazioni: così, in particolare, zone a rigidezza maggiore di quella della roccia circostante — siano esse dei semplici rognoni di estensione limitata o delle colonne che si sviluppano ampiamente attraverso tutto il giacimento — si comportano come pilastri naturali, costituendo tipiche aree di concentrazione dei carichi, nei confronti sia di quelli naturali preesistenti sia di quelli indotti dagli scavi.

Per quanto concerne la presenza di discontinuità naturali, faglie o fratture, è già stata esaminata la loro influenza nei confronti della distribuzione originaria degli sforzi. Applicando le stesse considerazioni ai problemi di concentrazione di questi all'interno di scavi, appare che tale influenza può essere ovviamente determinante sia per la locale distribuzione delle tensioni che per il raggiungimento di valori di pressioni eccezionalmente elevati: d'altra parte la letteratura segnala [1; 3; 5; 7; 15; 16] che assai spesso i colpi di tensione coincidono con accidenti tettonici di congiunzione o di disgiunzione, e talora anche con semplici giunti di stratificazione. Ad esempio, una faglia di congiunzione con tensioni differenziali elevate può offrire un serio rischio per una galleria che le si approssimi; d'altra parte, sia una faglia in stato di tensione o priva di tensioni, si avranno in ogni caso brusche variazioni nella ripartizione dei carichi al progredire di una fronte di scavo che le vada incontro per attraversarla. Corrispondentemente ancora, qualsiasi faglia o frattura, sviluppantesi a poca distanza da una galleria, con andamento sub-parallelo all'asse di questa, può — congiuntamente alle superfici di scavo — isolare pilastri ove i carichi giungono rapidamente ai valori critici di rottura. Infine non occorre dimenticare che lungo le faglie possono anche verificarsi ulteriori movimenti di zolle (piccoli sismi di assestamento) che sempre risultano accompagnati ad un locale improvviso rilassamento delle tensioni naturali: si tratta in genere di fenomeni gravi per le azioni dinamiche connesse che modificano repentinamente la distribuzione degli sforzi nelle strutture del sotterraneo e possono innescare direttamente dei colpi di tensione.

Le cause di concentrazioni di pressioni sin qui esaminate sono generalmente sufficienti per spiegare gli stati di sollecitazione che normalmente si incontrano nello scavo di pozzi o gallerie, aperti nelle formazioni vergini con scopi di ricerca o per il tracciamento preliminare di parti nuove del giacimento. Per i problemi di dettaglio si dovranno naturalmente far intervenire — di norma sempre però solo in via subordinata — anche forma e dimensione del vuoto, ricordando essenzialmente per l'una cosa che i valori delle pressioni sono tanto maggiori — e variabili da punto a punto — quanto più irregolare è la superficie dello scavo e quanto più angolosi sono i raccordi tra le diverse pareti, e per l'altra che quanto maggiori sono le dimensioni del vuoto tanto più grande è l'energia di deformazione della roccia circostante.

Quando invece la miniera si struttura nei suoi diversi cantieri, e successivamente vi si sviluppano i lavori di coltivazione, si deve riconoscere che i fattori che spesso diventano maggiormente influenti sulla distribuzione delle tensioni sono piuttosto quelli strutturali del sotterraneo, e cioè: distribuzione e disposizione dei vuoti, dimensioni delle strutture interposte, dimensioni e forma dei singoli scavi. Le concentrazioni di sforzi risultano infatti prevalentemente legate — per il complesso della miniera — soprattutto al rapporto tra vuoti e pieni ed alle caratteristiche generali della struttura residua conseguente alle operazioni di spoglio e — per il dettaglio dei singoli scavi — specie alle loro dimensioni ed ai particolari della loro forma.

È evidente d'altra parte che pilastri, solette, isole di minerale residuo sono sempre elementi ad elevata concentrazione di tensioni, dove con maggior frequenza possono manifestarsi i colpi di tensione; e ciò si verificherà tanto più facilmente quanto minori saranno le loro dimensioni rispetto a quelle dei vuoti o quanto più irregolari saranno i loro contorni. La presenza però di ripiena che — assestandosi — assorba parte dei carichi diminuendo gradualmente le punte di pressione nei pilastri spesso può favorire il ritorno ad una più uniforme distribuzione di sforzi ed a condizioni di equilibrio stabile.

Un ulteriore aggravamento delle concentrazioni di tensioni si presenta poi in prossimità delle fronti d'abbattimento in funzione della velocità di progressione dei lavori: più la fronte avanza rapidamente più la zona di concentrazione delle pressioni si trova ristretta in superficie, con maggiori valori massimi e soprattutto con gradienti elevati. Reciprocamente più uniformi e poco maggiori di quelli naturali preesistenti risultano i valori degli sforzi a poca distanza dalla fronte, nel massiccio roccioso, mentre nel cantiere di lavoro essi si mantengono su valori più ridotti del normale: se l'abbattimento è seguito da frana del tetto o da ripiena, queste risentono di una concentrazione di pressioni solo con un certo ritardo, ad una distanza notevole dalla fronte. In questi casi, che oggi si presentano tipicamente, in funzione dell'alta produttività richiesta ai cantieri e della più intensa meccanizzazione, i pericoli di colpi di tensione possono naturalmente aumentare sensibilmente specie in relazione all'elevato gradiente delle pressioni: essi risultano però in genere di piccola entità e limitati essenzialmente alla zona della fronte.

Infine, ancora in funzione dei lavori condotti in sotterraneo, debbono poi ricordarsi altri fattori che sicuramente si trovano cooperanti in molte manifestazioni di colpi di tensione: sono anzitutto gli scoppi delle mine e, subordinatamente, le vibrazioni prodotte dalla perforazione, dalle macchine e, in genere, da tutti i lavori che si svolgono in miniera. Non si tratta dunque qui di vere cause di concentrazione di sforzi, ma più propriamente di cause d'innesco dei colpi, le quali possono operare in modo complesso, sia agendo direttamente come fonti di carico addizionali, sia intervenendo indirettamente attraverso ad una graduale modificazione delle caratteristiche meccaniche delle rocce. Nel caso delle mine gli sforzi dinamici da esse prodotti si sommano a quelli statici già esistenti, permettendo facilmente di superare i valori critici di sforzo per cui si ha la rottura: si spiega così la maggior frequenza generale dei colpi di tensione nell'intervallo immediatamente successivo alle volate, nonchè — per l'analogia degli effetti dinamici indotti nel massiccio roccioso — il fatto che un primo colpo sia spesso seguito da altri a breve distanza di tempo; senza contare che la sollecitazione dinamica può facilmente o compromettere la resistenza della roccia o portare questa a situazioni di equilibrio metastabile, con valori delle sollecitazioni eccedenti il carico di rottura statico. Nel caso delle vibrazioni, anche se l'entità delle sollecitazioni addizionali è piccola possono aversi situazioni analoghe, quando il carico cui la roccia è sottoposta è molto prossimo a quello di rottura; d'altra parte è anche molto probabile che sollecitazioni ripetute — quali si hanno, in particolare, nella perforazione da mina — affatichino la roccia, iniziando un processo di degradazione che, riducendone la resistenza, ne accelera la rottura.

5. *Criteri generali di prevenzione dai colpi di tensione.*

I colpi di tensione rientrano tra le difficoltà naturali che una coltivazione mineraria deve inevitabilmente affrontare quando non si possa escludere ogni lavoro nelle formazioni ad essi predisposte: vanno pertanto accettati come un rischio tipico di determinati ambienti, non altrimenti di come è in altri casi per il grisou, o in altri ancora per la silicosi.

Così affermando, non si vuole, naturalmente, negare la possibilità della predisposizione di provvedimenti atti a ridurre la frequenza dei colpi od attenuare i pericoli da questi derivanti, ma si vuole semplicemente sottolineare il fatto che — per il carattere casuale e per l'imprevedibilità singola dei colpi di tensione — nessun provvedimento di prevenzione potrà raggiungere una validità assoluta e totale. Qualche indicazione generica su precauzioni da adottare è anzi già stata qua e là fornita nel corso dei paragrafi precedenti; e d'altra parte i criteri generali di prevenzione scendono facilmente e direttamente da quanto detto sugli aspetti del fenomeno, sulle caratteristiche delle rocce e sulle cause di concentrazione degli sforzi.

Appare infatti subito che, per ridurre sia come numero che come entità le manifestazioni dei colpi di tensione, occorre intervenire cercando di:

a) contenere al massimo lo sviluppo dei lavori nelle formazioni inclini al fenomeno;

b) limitare al minimo possibile le zone di concentrazione di sforzi, avendo per di più cura che in esse le pressioni non raggiungano valori molto elevati;

c) modificare le caratteristiche delle rocce, ammorbidendole nelle zone di concentrazione di pressioni.

Analogamente, per attenuare in

genere pericoli e danni conseguenti ai colpi, risulta necessario:

d) evitare che le vie di accesso della miniera e quelle principali di circolazione siano scavate in zone che possano comunque essere influenzate dai lavori;

e) installare le armature subito dopo lo scavo, avendo cura che siano resistenti, deformabili, specificamente studiate per i singoli casi;

f) impiegare per i diversi lavori i mezzi che hanno influenza meno nociva sullo sviluppo dei colpi e sulle conseguenze che possono derivarne;

g) evitare, o comunque, limitare, mediante una opportuna distribuzione delle diverse operazioni, di impiegare maestranze nei punti e nei tempi che, per le caratteristiche di manifestazione del fenomeno in ogni singolo ambiente, risultano maggiormente pericolosi;

h) eventualmente favorire anche — mediante lo scoppio di cariche di esplosivo atte ad innescare dei colpi — il manifestarsi di questi durante periodi di assenza del personale dal sotterraneo, per conseguirvi una preventiva distensione nelle zone più critiche.

La conseguente impostazione di un dettagliato programma di provvedimenti concreti — validi per un dato particolare ambiente — è connessa peraltro alla possibilità di disporre di una conoscenza profonda dei locali aspetti del fenomeno e delle correlazioni fra i molteplici parametri in gioco: sorge quindi la necessità, per ogni miniera, dello svolgimento preliminare di studi e rilievi sistematici, prima di procedere all'attuazione di qualsiasi provvedimento di prevenzione.

Tra questi, il metodo di indagine più semplice è quello di annotare ogni manifestazione di colpi di tensione, raccogliendo e collezionando quanti più dati è possibile relativamente a ciascun evento e successivamente analizzando dettagliatamente tali dati con lo scopo di rilevare l'importanza relativa di ogni fattore che vi ha contribuito (vedansi, ad esempio, i risultati ottenuti nelle miniere aurifere sud-africane [8], in quelle piombo-zincifere cecoslovacche [12], in quelle di carbone del Donetz [9], ecc.). Con tale controllo infatti le conoscenze del fenomeno possono migliorarsi e completarsi giorno per giorno, consentendo in particolare di stabilire delle relazioni tempo-spaziali caratteristiche tra il manifestarsi dei colpi di tensione ed il locale svolgimento dei lavori minerari.

Naturalmente, il controllo dei colpi basato unicamente sull'effetto acustico ricevuto da singole persone e sulle varie osservazioni degli effetti meccanici riscontrabili nel sotterraneo, per quanto utile, è essenzialmente soggettivo, impreciso ed incompleto; perchè esso sia veramente significativo sarà necessario utilizzare mezzi e rilievi più sensibili e sicuri. In particolare, per l'individuazione di relazioni tempo-spaziali relative ai colpi di tensione e per la definizione di questi in termini quantitativi, potranno essere impiegate apparecchiature di tipo sismografico.

Altri metodi di indagine molto significativi, e sostanzialmente facili da realizzare, sono poi quelli basati su misure di deformazione delle pareti di scavi (convergenza tra le pareti in gallerie o cantieri) e su rilievi sismoacustici dei crepitii della roccia. Siccome la velocità di progressione delle deformazioni è una diretta conseguenza delle caratteristiche di comportamento e dello stato di sollecitazione delle formazioni e, analogamente, gli eventuali crepitii della roccia derivano da microrotture o microdislocazioni di elementi della stessa, legate al carico e particolarmente intense in prossimità del punto di rottura, entrambi i metodi raccolgono degli effettivi segni premonitori e forniscono quindi un diretto indice di previsione del pericolo.

D'altra parte, nel quadro degli studi va tenuta presente qualsiasi misura di caratteristiche fisiche (meccaniche, elettriche, termiche, ecc.), come pure qualsiasi osservazione di altri fattori (contenuto di acqua, resistenza alla perforazione, ecc.) attinenti alla roccia; giacchè queste — specie se effettuate in posto — possono sempre essere correlate ai caratteri intrinseci ed allo stato di sollecitazione della formazione, fornendo quindi, se non dei veri segni premonitori, almeno delle utili informazioni per la miglior conoscenza del fenomeno e del grado di pericolo localmente esistente. Ai fini della previsione può poi essere particolarmente significativo l'esame di carote prelevate in fori di sonda effettuati avanti la fronte [13], come pure il rilievo delle caratteristiche fisiche della formazione lungo gli stessi.

6. *Problemi di impostazione e di conduzione dei lavori di tracciamento e coltivazione.*

Nell'esercizio di una miniera soggetta a colpi di tensione, una volta adeguatamente chiariti gli aspetti locali del fenomeno e l'effetto dei vari fattori influenzanti, i diversi criteri generali di prevenzione dovranno essere tenuti tutti presenti ed attuati unitariamente, in un piano anche economico, con provvedimenti che li inseriscano nel lavoro che ogni giorno vi si compie. Essi dovranno quindi essere considerati per i riflessi che hanno:

— anzitutto dal punto di vista generale d'impianto e d'esercizio della miniera, sulla impostazione generale della stessa, sulla sua struttura, sulle sue attrezzature, sui criteri di organizzazione e sulla sua produttività;

— poi a livello giacimento, sul piano generale di coltivazione, definente nel tempo — con la successione e l'ordine di ripresa delle diverse parti — la geometria spaziale di tutto il sotterraneo;

— infine a livello cantiere, sul piano di spoglio, definente la successione delle varie operazioni elementari di cantiere nonchè la direzione e la velocità di progressione della fronte.

Per quanto concerne in particolare la struttura generale del sotterraneo, i primi problemi derivano dalla necessità di impostare bene e compiutamente ogni cosa, fin dai lavori d'avvio per l'apertura di una miniera [3]. Infatti, mentre è ovvio che l'impostazione iniziale è determinante per le condizioni successive del sotterraneo, ben difficilmente si dispone — all'atto dell'apertura di una miniera, e specie nel caso delle miniere metallifere — di un quadro sufficientemente completo di tutto il giacimento, soprattutto nei riflessi delle sue caratteristiche meccaniche e delle condizioni di carico delle varie sue parti; senza contare che la geometria stessa del giacimento spesso si viene configurando solo col tempo, in relazione all'evoluzione dei lavori di ricerca ed alla possibilità di comprendervi o meno delle aree marginali, il cui rilievo economico è determinato da condizioni di mercato generalmente fluttuanti.

Problemi gravi possono d'altra parte aversi quando si tratta di modificare la struttura di una miniera già aperta da tempo e precedentemente non soggetta a colpi di tensione. Infatti, anche se la conoscenza del giacimento e delle rocce è qui talora totale, l'esigenza di non limitarsi a dei semplici compromessi — generalmente insufficienti — e di attuare invece una radicale trasformazione della miniera (la sola che può fornire buone garanzie di sicurezza per il lavoro futuro [17]) pone delle condizioni spesso difficili, che possono da un lato compromettere gravemente la continuità della produzione e dall'altro aggravare momentaneamente le condizioni statiche di qualche zona del sotterraneo, aumentandovi la frequenza o l'intensità dei colpi.

Si può quindi solo dire che sarà in generale opportuno che i pozzi e le vie principali di accesso siano ubicate fuori giacimento, lontano da formazioni pericolose e da lavori, in modo che il terreno circostante vi costituisca una protezione permanente e totale, senza possibilità di alcun disturbo, diretto o indiretto, da parte dei lavori di coltivazione; e che sarà pure bene escludere, nell'apertura delle vie di carreggio e delle altre gallerie principali, le formazioni più inclini ai colpi di tensione, cercando inoltre nel limite del possibile di mantenersi discosti da accidenti tettonici ed escludendo le intersezioni sotto angoli molto acuti sia con faglie che con altre gallerie [7; 15; 18].

Quanto al piano di coltivazione, i problemi principali sono quelli connessi alla scelta del metodo, alla divisione del giacimento in blocchi o pannelli ed all'ordine di spoglio di questi. Considerato che è generalmente accertata [3; 19] l'opportunità che, con giacimento soggetto a colpi di tensione, il piano generale di esaurimento proceda in ritirata, resterà in genere possibilità di scelta, salvo per i vincoli derivanti dalla geometria del giacimento, tra un metodo per frana ed uno per ripiena; ma, in ogni caso, l'attuazione dovrà comportare: una notevole regolarità di fronte, la formazione di pilastri solo durante le fasi di spoglio e possibilmente ravvicinati e di dimensioni notevoli, l'esclusione dell'abbandono oltre la fronte di qualsiasi pilastro rigido (siano essi pilastri casuali, diaframmi, solette, isole di roccia sterile, ecc.). Inoltre occorrerà aver cura dell'ordine di esaurimento dei vari blocchi o pannelli e del coordinamento delle direzioni di spoglio in modo da mantenere sempre la linearità e continuità delle fronti tra pannelli contigui. Un problema tutto particolare, richiedente molta attenzione, sarà poi posto dallo sviluppo dei lavori a vari livelli od in vari strati: ivi infatti il coordinamento più rigoroso di tutti i fattori è particolarmente necessario, in funzione precipua delle caratteristiche di reattività delle diverse formazioni interessate o interposte.

Scendendo al dettaglio della conduzione dei lavori nei cantieri, i problemi appaiono qui moltiplicati in quanto occorre continuamente affiancare ai provvedimenti influenti sulla geometria e sulla meccanica dei cantieri per limitare i colpi tutta un'altra serie di interventi che, attenuando la dannosità degli stessi, contribuiscono direttamente a migliorare le condizioni di sicurezza dei lavoratori.

A titolo di esempio, tra i primi si possono anzitutto ricordare: il mantenimento delle dimensioni del cantiere nei limiti più ristretti possibili; il dimensionamento opportunamente ampio dei pilastri e delle solette; la messa in opera di tutte le cautele di regolare conduzione dei lavori (in particolare per evitare la formazione di spigoli, denti e cunei, specie se ad angolo acuto); la scelta dell'orientamento e della direzione di progressione della fronte che consentano di conservare il più opportuno allineamento con i cantieri contigui e di evitare (o di realizzare sotto l'angolo più favorevole) l'attraversamento delle faglie; l'adozione di una velocità di avanzamento atta a contenere le concentrazioni di pressioni entro le distanze più opportune e con i valori più ridotti. Ma si può inoltre ammorbidire, con cariche di esplosivo non distruttive, eventuali pilastri di roccia che risultassero pericolosi per la posizione o per la loro grande rigidezza ed operare, nel caso di lavoro in più strati utili paralleli di caratteristiche meccaniche differenti, una generale preventiva distensione, lavorando in primo luogo nello strato meno incline ai colpi di tensione.

Analogamente, tra i provvedimenti atti ad attenuare i danni derivanti dai colpi, si possono ricordare: l'attuazione della più opportuna successione nel tempo delle diverse operazioni elementari di cantiere; la scelta dei mezzi più opportuni, per ogni singola operazione (ad esempio, per il tiro delle mine, l'adozione del tiro elettrico contemporaneo, che evita sia l'alternarsi di colpi di tensione agli scoppi delle mine sia la possibilità di errori nella registrazione dei colpi); l'applicazione di armature idonee; ecc.

In tale quadro, aspetti tutt'affatto particolari e, conseguentemente, problemi piuttosto speciali sono offerti dai lavori di tracciamento, sia per il fatto che in questi manca di norma la conoscenza dettagliata delle caratteristiche delle rocce cui si va incontro (ed, in particolare, quella degli accidenti tettonici che possono interessarle) sia per la possibilità — piuttosto frequente, specie se le profondità sono rilevanti o se esistono faglie o condizioni di carico di origine tettonica — che i colpi di tensione siano « intrinseci » (*inherent*

rockbursts). Tutte le cautele precedentemente accennate in merito all'incrocio di accidenti tettonici, allo sparo delle mine, all'adozione di protezioni opportune vanno ovviamente in questi casi esercitate all'eccesso, mentre contemporaneamente si dovrà provvedere ad adottare velocità di avanzamento convenientemente limitate, a studiare armature particolarmente deformabili e resistenti (al riguardo è da segnalare l'impiego ausiliare di cavi d'acciaio [17]), applicandole con l'interposizione di cuscinetti anelastici sin quasi a contatto delle fronti, a tenere le superfici dello scavo curve, con la concavità rivolta verso l'interno della galleria [18]. Comunque, il problema principale sarà di evitare l'apertura di vere e proprie gallerie di ricerca, sostituendole con indagini per mezzo di sonde, e di limitare al massimo lo sviluppo di quelle di tracciamento, in ogni caso cercando di far precedere la fronte da estese trivellazioni, possibilmente di grosso diametro: in tal modo, oltre a disporre di informazioni preventive sia sulla roccia che sulla presenza di faglie, si potrà anche indirettamente conseguire presso la fronte una certa distensione della roccia od una attenuazione delle locali concentrazioni di sforzi.

7. *Conclusioni.*

Dal quadro che ne è stato fatto, appare che il fenomeno dei colpi di tensione — anche se inevitabile e denso di rischi — è ormai ben chiaro nella sua essenza generale, per cui può essere affrontato con animo sereno come qualsiasi altra fonte di pericoli esistente in miniera; analogamente ben chiari sono d'altra parte anche i criteri cui i lavori, nelle loro norme tecniche, devono informarsi per limitarne la frequenza ed attenuarne i danni. Al riguardo un'indagine approfondita, in ogni singolo ambiente sotterraneo, delle cause particolari e del processo locale dei colpi di tensione può fornire gli elementi necessari per la più razionale impostazione dei lavori e per la miglior soluzione del problema.

Ne sono esempi interessanti i risultati favorevoli già ottenuti in diversi casi, tra cui in particolare quelli — che hanno addotto ad una radicale modificazione del metodo di coltivazione — nelle miniere cecoslovacche di Pribram [12] (passaggio dal sistema classico a gradino rovescio a quello a magazzino, con eliminazione totale delle solette), nel distretto dell'Alta Slesia [19] (inversione dell'ordine di spoglio dei vari banchi), nelle miniere canadesi di Lake Shore [17] (passaggio dal sistema con vuoti per gradino in direzione a quello con ripiena per gradino obliquo).

Naturalmente, col proseguire ulteriore degli studi, andranno progressivamente completandosi ed affinandosi le conoscenze del fenomeno: in particolare i moderni metodi di indagine di proprietà di rocce in posto, di rilevamento di fenomeni elasto-acustici, di misura di deformazioni potranno essere di grande ausilio nel chiarire sempre meglio i complessi problemi connessi ai colpi di tensione ed anche nel segnalare le condizioni di pericolo. Ne conseguiranno un ulteriore perfezionamento dei provvedimenti di prevenzione e delle migliori condizioni di sicurezza, specie se si potrà giungere ad una sia pur parziale previsione del luogo e del tempo di manifestazione del fenomeno.

In una visione ottimistica del futuro si potrebbe anche sperare — come programmato da studiosi russi [10] — di riuscire, in qualche caso particolare, ad utilizzare per l'abbattimento l'energia liberata dai colpi di tensione, completamente controllati nelle loro manifestazioni!

Lelio Stragiotti

Torino, Istituto di Arte Mineraria del Politecnico, novembre 1965.

RIFERIMENTI BIBLIOGRAFICI

[1] *Symposium on Rock-bursts*, Transactions AIME (1945), vol. 163; 568-623.

[2] R. G. K. Morrison, *A general theory of rock-bursts*, Eng. and Min. Journal (1947), 148, 12; 70-73.

[3] R. G. K. Morrison, *Rockbursts and ground Control*, « Mining in Canada », 6th Commonwealth mining and Metallurgical Congress (1957); 365-375.

[4] D. F. Coates, *Energy released in rockbursts*, Quarterly of the Colorado School of Mines (1958); 54, 3; 201-205.

[5] C. R. Dunrud - F. W. Osterwald, *Seismic study of coal mine bumps, Carbon and Emery Counties, Utah*, Transactions S.M.E.; giugno 1965; 174-181.

[6] P. G. Gane - A. L. Hales - H. O. Oliver, *A seismic investigation of the Witwatersrand Earth Tremors*, Bull. Seismol. Soc. Amer. (1946); 36, 2; 49-80.

[7] L. Stragiotti, *Sul fenomeno dei colpi di tensione nella miniera di Raibl*, Atti e Rassegna Tecnica (Torino, 1954); VIII, 3; 105-119.

[8] J. P. G. Pretorius, *Recerche et analyse des données concernant les coups de charge dans les mines d'or à grande profondeur en Afrique du Sud*, IIIme Congrès Int. Min. (Salisburgo, 1963); Sez. III, n. 3.

[9] S. G. Averchine, *Mesures de lutte contre l'action nuisible des coups de terrain dans les mines de charbon*, IIIme Congrès Int. Min. (Salisburgo, 1963); Sez. III, n. 1.

[10] S. G. Averchine - I. M. Petukhov, *Conditions de manifestation des coups de charge et moyens de les combattre dans les mines sovietiques*, 4me Conf. Int. Contrôle des Terr. et Méc. des Roches, Columbia University (New York, 1964); 441-447.

[11] H. G. Denkhaus, *De l'importance de quelques propriétés de la roche pour le problème des coups de charge dans les mines de grande profondeur*, Akademie-Verlag (Berlino, 1958); 19-28.

[12] V. Síbek, *Mesures de Sécurité dans l'exploitation des mines a minerai sujettes aux coups de charge*, IIIme Congrès Int. Min. (Salisburgo, 1963); Sez. III, n. 4.

[13] W. A. R. Gimm - H. Pforr, *Comportement à la rupture des roches salines dans le cas de coups de charge et de dégagements instantanées*, 4me Conf. Int. Contrôle des Terr. et Méc. des Roches, Columbia University (New York, 1964); 464-477.

[14] W. I. Duvall - D. E. Stephenson, *Seismic Energy Available from Rockbursts and Underground Explosions*, Transactions S.M.E.; settembre 1965; 235-240.

[15] E. De St. Q. Isaacson, *Stress Waves Resulting From Rock Failure*, 4th Symp. on Rock Mechanics (Penn. Univ., 1961); 153-161.

[16] F. W. Osterwald - C. R. Dunrud, *Bumps at Sunnyside, Utah*, Transactions S.M.E.; giugno 1965; 168-174.

[17] W. T. Robson - W. E. Selnes - M. E. Seymour, *Rockburst Control Measures at Lake Shore Mines*, « Mining in Canada », 6th Commonwealth mining and Metallurgical Congress (1957); 376-384.

[18] M. H. Dickhout, *Rockburst Control at the Creighton Mine of the International Nickel Company of Canada*, « Mining in Canada », 6th Commonwealth mining and Metallurgical Congress (1957); 385-388.

[19] A. Salustowicz - W. Parysiewicz, *Les problèmes de coups de terrain dans la pratique de mines*, IIIme Congrès Int-Min. (Salisburgo, 1963); Sez. III, n. 2.

Ad Antonio Cavinato

La programmazione matematica della produzione in un'azienda mineraria (*)

EMILIO GALILEO LOESCH espone un procedimento per la determinazione di un programma matematico della produzione adatto alle esigenze ed ai problemi particolari dell'industria mineraria, basandosi su un esempio numerico tratto dalla pratica. L'analisi economica delle relazioni esistenti tra i fattori d'influenza della produzione consente di individuare — con l'applicazione delle regole della statistica — le basi per la realizzazione di un progresso tecnico e successivamente per la determinazione delle condizioni di ottimo economico.

1. Introduzione.

Il principio fondamentale secondo cui dovrebbe essere impostato un programma di produzione è quello di ottenere mediante l'impiego minimo dei mezzi a disposizione il massimo utile per l'azienda. Questo compito può essere distinto in due parti. Prima si studia l'impiego migliore dei mezzi da un punto di vista tecnico, per poi ricercare la soluzione più economica.

Per poter risolvere matematicamente questo problema è necessario chiarire innanzitutto i concetti e le relazioni inerenti alla produzione.

La produzione consiste in una trasformazione temporale, locale, fisica, chimica, ecc. dei fattori di produzione nel prodotto. La relazione tra la quantità prodotta z ed i fattori di produzione y_i occorrenti viene espressa dalla *funzione di produzione*, la cui forma generale è:

$$z = f(y_1, y_2, \ldots, y_n)$$

La relazione tra le quantità impiegate dei fattori di produzione y_i, i loro costi w_i ed i risultanti costi totali C viene data dalla *funzione costo*

$$C = w_1 y_1 + w_2 y_2 + \ldots + w_n y_n \qquad (1)$$

Dal punto di vista matematico il problema consiste nella determinazione del massimo della funzione di produzione tenendo conto delle condizioni derivanti dalla funzione costo (1).

Per la risoluzione di questo problema è risultato utile in pratica seguire il seguente programma:

1) individuazione dell'obbiettivo;

2) determinazione e classificazione dei fattori di produzione;

3) studio delle possibilità di progresso tecnico;

4) determinazione della funzione di produzione;

5) determinazione dell'ottimo economico;

6) eventualmente determinazione della quantità ottima da produrre per massimizzare il profitto.

Un procedimento per l'applicazione di tale programma bene adatto all'industria mineraria verrà descritto usando un esempio numerico semplificato tratto dalla pratica.

2. Individuazione dell'obbiettivo.

La Wolfsegg-Traunthaler SA in Austria Superiore produce nelle sue otto miniere situate nella regione del Hausruck ca. un milione di tonnellate di lignite all'anno. La maggior parte di questo quantitativo proviene da 12 a 14 cantieri a fronte lunga in sotterraneo, producenti con continuità sotto condizioni molto variabili. La lignite xiloide oltremodo tenace viene abbattuta con l'uso dell'esplosivo, caricata a mano su trasportatori ad alette e convogliata da nastri trasportatori in gomma al trenaggio principale con locomotive.

Si tratta di determinare il programma di produzione per questi cantieri, tenendo conto delle condizioni locali particolari presenti in ogni singolo caso.

3. Determinazione e classificazione dei fattori di produzione.

La caratteristica più saliente dell'industria mineraria nei confronti con altri rami industriali consiste nel tipo di lavorazione effettuato a contatto immediato con la natura. Perciò già per situazioni tecniche anche relativamente semplici si è in presenza di numerosi fattori di produzione diversi. Una determinazione efficiente e soprattutto esauriente di questi è possibile soltanto usando un procedimento rigorosamente sistematico. Si compila a tale scopo un *catalogo dei fattori d'influenza* [8].

Si incomincia con una lista dei fattori di produzione compilata in base all'esperienza. Le relazioni che si presume esistere tra questi ed il prodotto, come pure tra i fattori di produzione tra di loro, vengono caratterizzate da domande opportunamente formulate. Uno specialista incaricato espressamente di ciò risponde in base ad osservazioni fatte in loco per iscritto a tali domande. Domande e risposte vengono poscia analizzate e discusse da un gruppo di persone formato da coloro che hanno compiuto l'indagine ed alcuni rappresentanti del settore aziendale a cui queste si riferiscono. In base ai risultati così ottenuti si riporta nel catalogo la denominazione esatta dei fattori d'influenza, le relative unità di misura come pure le relazioni che si presume esistere tra questi ed il prodotto e tra i fattori.

In pratica non è opportuno determinare tutto in una volta la funzione di produzione per la totalità dei fattori così individuati. È molto meglio determinare la funzione di produzione prima per un gruppo limitato di fattori e studiarla attentamente. Partendo poi da questi studi parziali il settore d'indagine può essere man mano allargato.

Il procedimento di ottimizzazione rimane essenzialmente uguale sia per gruppi di fattori grandi che

(*) Estensione dello studio « Mathematical Production Programme in the Mining Industry », presentato dall'A. alla III Int. Conf. Op. Res., Oslo 1963.

piccoli. Per non complicare inutilmente l'esposizione del presente lavoro verranno presi in considerazione soltanto due fattori di produzione, cioè:

y_1 = *turni lavorativi produttivi;*

y_2 = *esplosivo* in kg.

4. Determinazione della funzione di produzione.

Per la determinazione quantitativa numerica della relazione esistente tra questi due fattori di produzione ed il prodotto si dispone delle registrazioni correnti del rendimento cantiere e del consumo specifico d'esplosivo. Si ha:

$L = \frac{z}{y_1}$ in t/turno: rendimento cantiere (2)

$M = \frac{y_2}{z}$ in kg/t: consumo specifico d'esplosivo (3)

$M^* = M \cdot 10^3 = \frac{y_2^*}{z}$ in g/t: consumo specifico d'esplosivo.

In base ad 89 valori relativi ad un semestre, con un rendimento medio di 4,664 t/turno ed un consumo d'esplosivo medio di 662 g/t, venne calcolata la regressione lineare semplice del rendimento relativa al consumo

$$L = 7{,}445 - 0{,}004\,204\,M^*;$$
$$483 < M^* < 948 \qquad (4)$$

Siccome la prova t (Student) [3] dà i valori seguenti:

$t_a = +59{,}88$ per la costante di regressione e

$t_b = -3{,}29$ per il coefficiente di regressione,

l'equazione può essere considerata statisticamente significativa.

L'andamento della relazione (4) è riportato graficamente in fig. 1: da essa risulta che il *rendimento cantiere diminuisce col crescere del consumo di esplosivo.* Introducendo nella (4) per il rendimento e per il consumo d'esplosivo le espressioni (2) e (3) si ottiene la funzione di produzione cercata in forma implicita

$$z^2 - 7{,}445\,zy_1 + 4{,}204\,y_1y_2 = 0 \qquad (5)$$

5. Studio delle possibilità di progresso tecnico.

L'esperienza dimostra che in generale aumentando la quantità impiegata di un fattore di produzione la produzione segue l'andamento della curva della fig. 2. Per piccoli valori del fattore (zona I della figura), la produzione aumenterà più che proporzionalmente, poscia (zona II) meno che proporzionalmente, mentre con un aumento ulteriore (zona III) la produzione addirittura diminuisce.

In figura è stato riportato graficamente anche l'andamento della

produttività media $P_m = \frac{z}{y}$

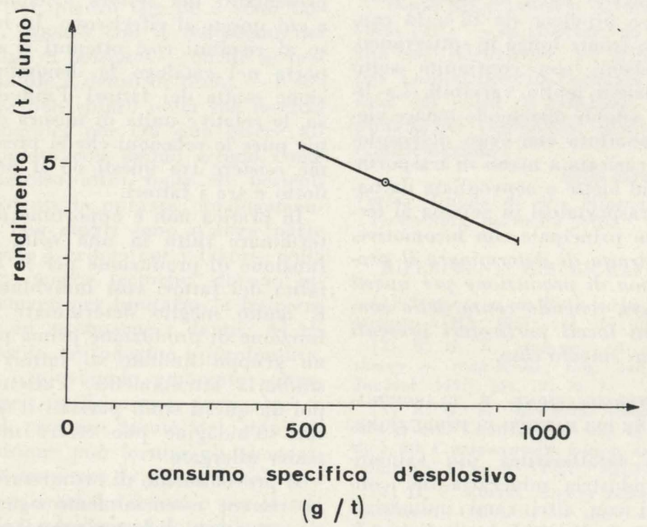


Fig. 1 - Regressione lineare della produzione in funzione del consumo specifico di esplosivo.

e della

produttività marginale $P = \frac{\delta z}{\delta y}$

Da cui risulta che nelle due zone I e II ambedue le produttività sono positive, mentre nella zona III la produttività marginale è negativa. Nella zona I la produttività marginale è più grande e nella zona II più piccola della produttività media.

A seconda dei valori assunti da questi parametri caratteristici si può dunque desumere la zona di impiego del fattore. La determinazione della zona di impiego è di estrema importanza per l'esame delle possibilità di progresso tecnico. *Progresso tecnico* si ha allorquando tenendo costanti le quantità impiegate di tutti gli altri fattori di produzione e per una quantità prodotta data, la quantità di impiego di un fattore diminuisce. La diminuzione della quantità impiegata di un fattore nella zona III provoca per definizione un aumento di produzione. In questi casi è perciò sempre conveniente esaminare la possibilità di ricondurre il fattore di produzione dalla zona III nella zona II mediante una riduzione della quantità impiegata tenendo costante oppure addirittura aumentando la produzione. Se una tale azione non implica nessun effetto sfavorevole nei riguardi del resto dei fattori di produzione, si è in presenza di un progresso tecnico effettivo.

Applicando questo criterio all'equazione (4) e tenendo conto di (5), si esaminerà la possibilità di ottenere un progresso tecnico. Per le giornate lavorative si ottiene la produttività marginale

$$P_1 = \frac{\partial z}{\partial y_1} = -\frac{\frac{\partial F}{\partial y_1}}{\frac{\partial F}{\partial z}} =$$

$$-\frac{-7{,}445\,z + 4{,}204\,y_2}{2z - 7{,}445\,y_1} =$$

$$= \frac{3{,}723 - 2{,}102\,M}{1 - \frac{3{,}723}{L}}$$

Questa espressione è positiva per $0 < M < 1{,}771$ e $3{,}723 < L$, cioè per tutti i valori di validità della (4) che hanno un significato reale. La quantità impiegata del fattore di produzione lavoro (giornate lavorative) non si trova perciò nella zona III. La produttività marginale dell'esplosivo è

$$P_2 = \frac{\partial z}{\partial y_2} = -\frac{\frac{\partial F}{\partial y_2}}{\frac{\partial F}{\partial z}} =$$

$$-\frac{4{,}204\,y_1}{2z - 7{,}445\,y_1} = -\frac{2{,}102}{L - 3{,}723} \qquad (6)$$

Questa espressione è *negativa* per $3{,}723 < L$, cioè per tutti i valori di validità della (4) che hanno un significato reale. La quantità impiegata del fattore di produzione esplosivo si trova perciò nella zona III. Risulta dunque conveniente analizzare le possibilità di progresso tecnico per quanto riguarda il fattore di produzione esplosivo.

Per l'esecuzione di un tale progetto è necessario innanzitutto dimostrare che una diminuzione della quantità impiegata è essenzialmente possibile da un punto di vista tecnico-minerario. Affinché una tale constatazione possa diventare effettivamente operante è indispensabile convincere il minatore in modo concreto. L'esperienza dimostra che ciò può essere raggiunto soltanto mediante prove pratiche in miniera, tenendo dovutamente conto delle condizioni giacimentologiche e delle particolarità tecniche.

Perciò per una durata complessiva di due anni, cioè dal settembre 1958 al settembre 1960 vennero eseguiti 263 esperimenti di scavo con mine nei cantieri a fronte lunga. Per tener conto di tutte le condizioni che possono presentarsi essi vennero assegnati secondo i criteri della campionatura a tutti i cantieri del bacino carbonifero. Infatti nei limiti consentiti da esigenze contingenti l'assegnazione avvenne in modo del tutto casuale. Del resto tutto venne disposto in modo da garantire il rispetto delle regole date dalla statistica per la progettazione ed esecuzione di esperimenti [4].

Gli esperimenti vennero eseguiti sotto la sorveglianza e direzione di minatori-capo di provata esperienza e fiducia, che registrarono i risultati ottenuti. Durante tale registrazione si ebbe cura di tener conto in modo particolare di quei fattori che in base al catalogo hanno un'influenza operativa notevole sul consumo di esplosivo. Essi saranno perciò chiamati *fattori operativi* e risultano dalle tabelle 1 e 2.

In base ai risultati ottenuti dalle prove statistiche i fattori della tabella 3 dovettero essere eliminati dall'elenco dei fattori delle tabelle 1 e 2. I fattori elencati nella tabella 4 risultarono invece significativi, come può essere dedotto dai valori colà riportati.

Tabella I

Fattori operativi che si trovano sotto controllo

1. Profondità della fetta di carbone abbattuta	metri	x_6
2. Metodo di scavo con esplosivo		x_9
3. Piano di volata		x_{10}
4. Organizzazione del lavoro di scavo con esplosivo		$x_{12, 13, 14}$
5. Rendimento	t/turno	x_{15}
6. Metodo di armamento		x_{16}
7. Lunghezza dei fioretti	metri	x_{19}

I risultati di questi esperimenti formano un insieme statistico da cui mediante un elaboratore elettronico (Centro Meccanografico delle Oesterreichische Stickstoffwerke, Linz, Austria) venne calcolata la seguente regressione lineare multipla.

$$M^* = +1017{,}77 - 132{,}09\,x_2 + 103{,}35\,x_4 + 121{,}01\,x_5 - 87{,}81\,x_6 - 96{,}19\,x_7 + 54{,}01\,x_9 + 28{,}05\,x_{10} + 50{,}33\,x_{11} + 45{,}24\,x_{11'} + 2{,}62\,x_{12,13,14} - 151{,}35\,x_{16''} - 40{,}59\,x_{17'} - 58{,}54\,x_{17} - 136{,}62\,x_{17''} + 36{,}33\,x_{18} - 25{,}81\,x_{18'} \qquad (7)$$

L'equazione di regressione (7) può perciò essere considerata significativa.

L'equazione (7) esprime la relazione esistente tra i fattori operativi x_i ed il fattore di produzione y_2 e verrà perciò chiamata *funzione operativa.* Essa tiene conto dei fattori che si trovano sotto controllo (tabella 1) e di quelli che non si trovano sotto controllo (tabella 2) e caratterizzano le condizioni giacimentologiche.

Gli esperimenti-campione confermano in essenza l'indicazione data dall'equazione (6) riguardo la possibilità tecnica di una diminuzione del consumo di esplosivo. Come controllo conclusivo venne

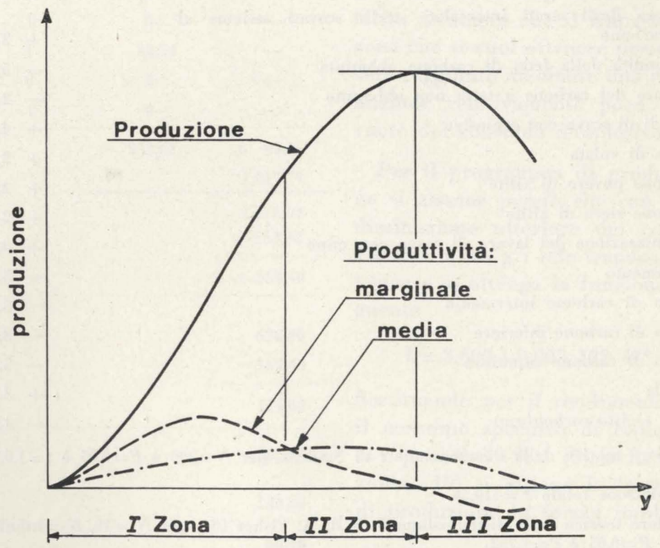


Fig. 2 - Andamento della produzione in funzione dei valori di uno dei relativi fattori.

TABELLA II

Fattori operativi che non si trovano sotto controllo

1. Potenza utile dello strato - minima	metri	x_1
2. Potenza utile dello strato - massima	metri	x_2
3. Potenza utile dello strato - media	metri	x_3
4. Potenza degli strati intercalati sterili scavati con volate separate	metri	x_4
5. Potenza degli strati intercalati sterili scavati assieme al carbone	metri	x_5
6. Potenza del carbone a tetto non abbattuto	metri	x_7
7. Potenza del carbone a tetto abbattuto	metri	x_8
8. Tipo di carbone		x_{11}
9. Età geologica del carbone		x_{17}
10. Tipo di sterile		x_{18}

TABELLA III

Fattori operativi eliminati in base alla prova statistica

1. Potenza utile dello strato - minima	metri	x_1
2. Potenza utile dello strato - media	metri	x_3
3. Potenza del carbone a tetto abbattuto	metri	x_8
4. Rendimento	t/turno	x_{15}
5. Metodo di armamento in legname		$x_{16}, x_{16'}$
6. Lunghezza dei fioretti	metri	x_{19}

TABELLA IV

Prova statistica dei coefficienti di regressione e della correlazione totale

	valori t
Potenza utile dello strato - massima	— 17,25
Potenza degli strati intercalati sterili scavati con volate separate	+ 4,14
Potenza degli strati intercalati sterili scavati assieme al carbone	+ 2,07
Profondità della fetta di carbone abbattuta	— 5,08
Potenza del carbone a tetto non abbattuto	— 2,16
Metodi di scavo con esplosivo	+ 4,17
Piano di volata	+ 2,11
Carbone povero di xilite	+ 2,78
Carbone ricco di xilite	+ 2,33
Organizzazione del lavoro di scavo con mine	+ 2,16
Armamento	— 5,98
Strato di carbone intermedio	— 3,81
Strato di carbone inferiore	— 3,25
Strato di carbone superiore	— 5,03
Argilla	+ 3,23
Duxa (*scisto carbonioso*)	— 1,92

Il valore teorico della distribuzione t di Student, per $N=200$ e $P=0{,}05$ è $t=1{,}972$.

Correlazione totale $F=110{,}56$.

Il valore teorico della distribuzione F di R. A. Fisher [5], per $N_1=12$, $N_2=$infinito e $P=0{,}05$ è $F=1{,}752$.

eseguito un esperimento in grande stile di durata maggiore in un cantiere opportunamente scelto. Il confronto dei risultati di questo con i risultati di calcolo ottenuti dall'equazione operativa (7) risulta dalla tabella 5. Il valore effettivamente realizzato durante l'esperimento è minore del preventivo calcolato di 30,40 g/t, mentre questo è a sua volta minore del valore effettivamente raggiunto precedentemente di 114,60 g/t.

6. Determinazione della funzione di produzione ottimale.

Una funzione di produzione è ottimale quando per nessuno dei fattori di produzione un progresso tecnico non risulta più possibile. Il concetto d'ottimizzazione tecnica dipende perciò dallo stato delle conoscenze tecniche e scientifiche del momento ed è dunque soggetto ad una evoluzione continua nel tempo. La funzione di produzione ottimale tecnica può perciò essere determinata univocamente soltanto con riferimento all'azienda in questione per il periodo di tempo di esecuzione dello studio.

Siccome l'indagine ha rivelato la possibilità di una diminuzione del consumo d'esplosivo l'ottimizzazione tecnica deve provocare una trasformazione adeguata della funzione di produzione. Per gli 89 valori da cui venne calcolata la funzione di produzione esistono pure le registrazioni dei relativi fattori operativi. Si può dunque tener conto del risultato in modo molto semplice. Basta infatti sostituire i valori dei fattori operativi nella funzione operativa (7). I consumi ottenuti mediante questa sostituzione formano un insieme statistico nuovo con una media di 549 g/t a confronto dei 662 g/t di prima da cui si calcola la regressione lineare semplice seguente:

$$L=5{,}830-0{,}002\ 122\ M^*;$$

$$319<M^*<771 \qquad (8)$$

Per la prova t si ottiene

$t_a=+45{,}18$ per la costante di regressione e

$t_b=-1{,}97$ per il coefficiente di regressione. L'equazione (8) può perciò essere considerata statisticamente significativa.

Per la deviazione si ha

$$s=\sqrt{V(L)}=\sqrt{0{,}01665+(M^*-549{,}4833)^2\,.\,0{,}000\ 001\ 161} \qquad (9)$$

La produttività marginale è

$$P_2=\frac{\partial z}{\partial y_2}=-\frac{\frac{\partial F}{\partial y_2}}{\frac{\partial F}{\partial z}}=-\frac{2{,}122\,y_1}{2z-5{,}830\,y_1}=-\frac{1{,}061}{L-2{,}915}$$

TABELLA V

Risultato dell'esperimento di controllo

DICITURA	Valori delle variabili alternative	Coefficienti di regressione	Valori delle variabili	Membri della regressione negativi	Membri della regressione positivi
Potenza utile dello strato - massima		— 132,09	2,20	290,60	—
Potenza degli strati sterili intercalati scavati con volate separate		+ 103,35	0	0	—
Potenza degli strati sterili intercalati scavati assieme al carbone		+ 121,01	0	0	—
Profondità della fetta di carbone abbattuta		— 87,81	2,00	175,62	—
Potenza del carbone a tetto non abbattuto		— 96,19	0,30	28,86	—
Volate con cuore	0				
Volate in serie	1	+ 54,01	1	—	54,01
Cuore centrale a cuneo	1				
Cuore al piede a ventaglio	0	+ 25,05	0	—	0
Tibo di carbone: corto		+ 50,33	0	—	0
lungo		+ 45,24	1	—	45,24
Tempo tra caricamento e brillamento		+ 2,62	0	—	0
Armamento in acciaio	1				
Armamento in legno	0	— 151,35	0	0	—
Strato superiore		— 136,68	0	0	—
Strato inferiore		— 40,59	0	0	—
Strato medio		— 58,54	1	58,54	—
Sterile: argilla		— 36,33	0	0	—
duxa		— 25,81	0	0	—
Somme parziali				— 553,62	+ 99,25
Costante					1.017,77
					1.117,02
					— 553,62
Preventivo calcolato					+ 563,40
Consumo precedente - termine di raffronto					678,00
Preventivo calcolato					563,40
Differenza					114,60
Preventivo calcolato					563,40
Consumo raggiunto durante l'esperimento					533,00
Differenza					30,40

ancora negativa per $2{,}915<L$, cioè per tutti i valori di validità della funzione di produzione che hanno un significato reale.

Il risultato essenziale dell'indagine può essere illustrato con l'ausilio della figura 3. In questa sono riportate graficamente le equazioni (4) e (8), la regione delimitata dal doppio della deviazione della (8) in base alla (9). Le medie sono contrassegnate con cerchietti.

Da questa figura risulta che l'equazione (8) a confronto della (4) comporta una diminuzione del consumo di esplosivo. Sebbene la retta abbia ancora una inclinazione negativa, questa è diminuita. La diminuzione del consumo di esplosivo è perciò tecnicamente possibile a produzione costante. Secondo la (8) anche un incremento del consumo porterà ad una diminuzione minore del rendimento cantiere. Nell'interno della regione delimitata dal doppio della deviazione della regressione (8) può essere disegnata una retta con un'inclinazione leggermente positiva (fig. 3).

Se ne deduce che l'equazione (8) contraddistingue una situazione che si trova in prossimità immediata del trapasso dalla zona III alla zona II (fig. 2). È dunque lecito assumere che il trapasso di zona che si vuol ottenere possa essere raggiunto mediante una diminuzione relativamente poco rilevante del consumo d'esplosivo.

Per il programma di produzione si assume perciò che con una diminuzione ulteriore del consumo fino a 500 g/t tale trapasso avvenga e si ottenga la funzione seguente

$$L=3{,}603+0{,}002\ 122\ M^* \qquad (10)$$

Sostituendo per il rendimento ed il consumo specifico di esplosivo le espressioni (2) e (3), nella funzione (10) si ottiene la funzione di produzione in forma implicita

$$z^2-3{,}603\ zy_1-2{,}122\ y_1y_2=0 \qquad (11)$$

La produttività marginale dell'esplosivo è

$$P_2 = \frac{\partial z}{\partial y_2} = -\frac{\frac{\partial F}{\partial y_2}}{\frac{\partial F}{\partial z}} =$$

$$-\frac{2{,}122\, y_1}{2z - 3{,}603\, y_1} = \frac{1{,}601}{L - 1{,}802}$$

Questa espressione è positiva per $1{,}802 < L$, cioè per tutti i valori di validità della (11) che hanno un significato reale. La quantità di esplosivo impiegata corrisponde perciò univocamente alla zona II.

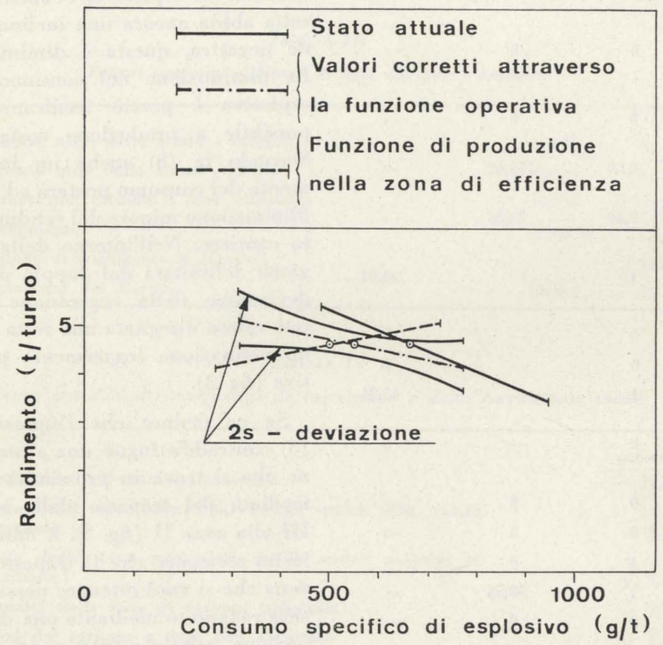


Fig. 3 - Variazione della produzione in funzione del fattore « consumo di esplosivo ».

L'uso che si fa del fattore di produzione è efficiente poiché ad un aumento del consumo di esplosivo corrisponde un aumento del rendimento cantiere. Siccome la produttività marginale per ambedue i fattori è positiva, la funzione (11) può essere considerata tecnicamente ottimale.

7. Determinazione dell'ottimo economico.

La funzione di produzione (11) rappresenta numerose soluzioni tecnicamente ottimali. Tra queste si tratta di individuare quelle a costo minimo. A tale scopo si determinano in base alla funzione di produzione le linee di ugual produzione. Queste si chiamano *isoquanti* e sono definite dalle seguenti espressioni matematiche:

$$dz = \frac{\partial z}{\partial y_1}\, dy_1 + \frac{\partial z}{\partial y_2}\, dy_2 = 0;$$

$$\frac{dy_1}{dy_2} = -\frac{\frac{\partial z}{\partial y_2}}{\frac{\partial z}{\partial y_1}} \qquad (12)$$

La funzione costo (1) assume per due fattori di produzione la forma seguente:

$$C = w_1 y_1 + w_2 y_2 \qquad (13)$$

Partendo da questa espressione, si determinano le linee di ugual costo. Queste si chiamano *isocosti* e sono definite dalle seguenti espressioni matematiche:

$$dC = \frac{\partial C}{\partial y_1}\, dy_1 + \frac{\partial C}{\partial y_2}\, dy_2 = 0;$$

$$\frac{dy_1}{dy_2} = -\frac{\frac{\partial C}{\partial y_2}}{\frac{\partial C}{y_1}} \qquad (14)$$

Ogni isoquanto viene intersecato da numerosi isocosti. I punti d'incontro sono altrettante soluzioni del sistema di equazioni. Questo è l'espressione matematica del fatto reale che una data produzione può essere realizzata con costi diversi. L'isocosto tangente all'isoquanto determina la produzione a minimo costo.

Con ciò è stato trovato il criterio per la determinazione della produzione a costo minimo. Matematicamente ciò si ottiene uguagliando le due derivate prime della (12) e (14), cioè:

$$\frac{\frac{\partial z}{\partial y_2}}{\frac{\partial z}{\partial y_1}} = \frac{\frac{\partial C}{\partial y_2}}{\frac{\partial C}{\partial y_1}}$$

Trattando di questi problemi risulta molto utile introdurre pure il concetto di *isoclina*, che matematicamente viene definita dalla seguente espressione:

$$\frac{dy_1}{dy_2} = \text{costante}$$

Applicando questo procedimento al caso in esame, si sviluppa il seguente calcolo. L'equazione (11) dà per gli isoquanti:

$$\frac{dy_1}{dy_2} = -\frac{\frac{\partial z}{\partial y_2}}{\frac{\partial z}{\partial y_1}} =$$

$$-\frac{2{,}122\, y_1}{3{,}603\, z + 2{,}122\, y_2} \qquad (15)$$

Il costo dell'esplosivo è $w_2 = 10{,}7$ scellini austr./kg, mentre l'aumento del costo della manodopera in relazione al rendimento è dato dalla regressione lineare semplice:

$$w_1 = 157{,}444 + 5{,}104\, L;$$
$$2{,}17 < L < 9{,}06$$

Semplificando il calcolo mediante l'introduzione di costi manodopera costanti, si introduce in questa espressione $L = 6$ t/turno. Questo dà:

$$C = 188{,}07\ y_1 + 10{,}7\ y_2 \qquad (16)$$

Si ottiene per gli isocosti:

$$\frac{dy_1}{dy_2} = \frac{10{,}7}{188{,}07} \qquad (17)$$

e dalle (15) e (17) per il costo minimo:

$$-\frac{2{,}122\, y_1}{3{,}603\, z + 2{,}122\, y_2} = -\frac{10{,}7}{188{,}07} \qquad (18)$$

Risolvendo il sistema di equazioni (11), (16) e (18), per esempio per una produzione $z = 12.500$ t/mese, si ottiene per il costo minimo:

$C = 542.774$ scellini austr.;

$y_1 = 2047$ giornate lavorative

$y_2 = 14.751$ kg di esplosivo

e per le produttività marginale e media:

$$P_1 = \frac{\partial z}{\partial y_1} = 4{,}3$$

$$P_{1m} = \frac{z}{y_1} = 6{,}1$$

$$P_2 = \frac{\partial z}{\partial y_2} = 0{,}246$$

$$P_{2m} = \frac{z}{y_2} = 0{,}847$$

Siccome tutte le produttività sono positive ed i valori delle produttività marginali minori delle produttività medie, le quantità d'impiego di ambedue i fattori si trovano nella zona II della figura 2. L'ottimo economico corrisponde perciò alle variazioni seguenti dei valori attuali dei parametri aziendali caratteristici:

	rendimento t/turno	esplosivo kg/t
stato attuale	4,66	0,662
ottimo	6,11	1,180
aumento	1,45	0,518
aumento %	31,1	78,4

Per illustrare ancor meglio il procedimento sono stati riportati graficamente in fig. 4 alcuni isoquanti, con i relativi isocosti tangenti, in funzione di y_1 e y_2. Da ciò si può vedere che tutti i costi minimi si trovano sulla stessa isoclina. Il costo minimo viene dunque raggiunto per ogni quantità prodotta mediante la stessa combinazione dei fattori di produzione, cioè sempre con un rendimento cantiere di ca. 6 t/turno ed un consumo di esplosivo di 1,180 kg/t.

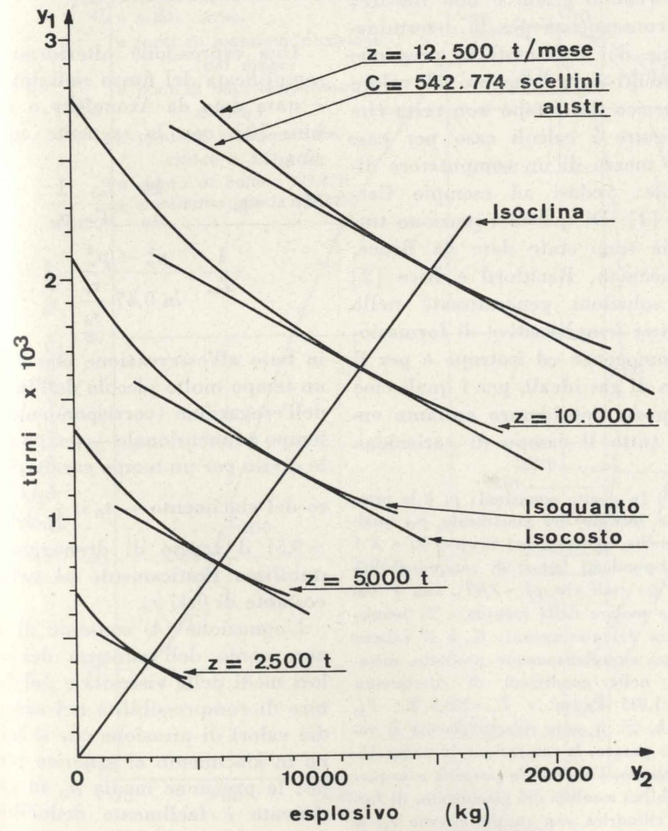


Fig. 4 - Definizione dei campi tecnico-economici ottimali dei fattori di produzione « lavoro » ed « esplosivo ».

Come diggià accennato, nella funzione di produzione vennero presi in considerazione dei numerosi fattori di produzione possibili soltanto i due fattori lavoro ed esplosivo. I risultati numerici dello studio sono perciò validi soltanto con riferimento a questa situazione semplificata. Di questo fatto è indispensabile tener conto in un esame critico dei risultati finali.

Infatti altri fattori possono essere introdotti nella funzione di produzione. Così per esempio un aumento del consumo di esplosivo avrà la sua influenza sul grado di frantumazione del carbone prodotto e sulla ventilazione in sotterraneo a causa della maggior quantità di gas sviluppati. Inversamente potrebbe darsi che tenendo conto di questi fattori risulti conveniente ridurre il consumo di esplosivo calcolato.

Emilio Galileo Loesch

Berna, Fiduciaria Generale S.A., luglio 1965.

BIBLIOGRAFIA

[1] Audibert P. - (1933-34): *La détermination des meilleures conditions d'abattage dans les mines métalliques.* « Rev. Ind. Min. » 13-1, n. 290, 29-36 e 501.

[2] Audibert P. - (1935): *Prévisions des caractéristiques d'abattage dans les mines métalliques.* « Rev. Ind. Min. » 15-1, n. 346, 228-236.

[3] Fisher R. A. - (1958): *Statistical Methods for Research Workers*, Oliver & Boyd, London.

[4] Fisher R. A. - (1960): *The Design of Experiments*, Oliver & Boyd, London.

[5] Linder A. - (1964): *Statistische Methoden*, Birkhäuser Verlag, Basel.

[6] Lösch E. G. - (1964): *Grundlagen und Aufbau einer mathematischen Programmierung der Produktion.* « Industrielle Forschung », 9 Jahrg., Heft August-September, 59,62, Fribourg, Suisse.

[7] Lösch E. G. - (1965): *Aspetti statistici del confronto intra-aziendale dei fattori operativi dello scavo con mine.* « L'industria mineraria », XVI, aprile, 193-197, Roma.

[8] *Österreichisches Kuratorium für Wirtschaftlichkeit (ÖKW)* - 1953. « Die Verlustquellen im industriellen Betrieb », Vienna.

Ad Antonio Cavinato

Sul fenomeno della condensazione retrograda nella coltivazione di gas a condensati

GIOVANNI BALDINI analizza alcuni aspetti della condensazione retrograda per una miscela binaria di idrocarburi avente un comportamento di fase simile a quello di taluni gas naturali a condensati. Dopo aver considerato la coltivazione di un giacimento per uniforme declino della pressione nel tempo, a volume poroso costante, egli analizza le diverse condizioni di condensazione nelle varie zone di giacimento, in funzione dei gradienti di pressione conseguenti a differenti regimi di flusso radiale.

1. *Caratteristiche della coltivazione di giacimenti di gas naturali a volume poroso costante.*

Esclusi per ipotesi i fenomeni di spiazzamento connessi con l'entrata di acqua in giacimento, vengono considerate in questo studio le caratteristiche di comportamento di fase derivanti dalla composizione di una miscela gassosa di idrocarburi naturali.

Per un « gas secco » (o praticamente tale, in quanto composto pressocché unicamente di metano) la coltivazione di un giacimento a volume poroso costante (o di una sua frazione, se ci si riferisce alla zona di drenaggio di un solo pozzo) avviene tipicamente per espansione del fluido, in quanto le corrispondenti variazioni del volume poroso e del volume dell'acqua interstiziale, sempre presente anche nelle formazioni produttive, risultano a paragone trascurabili.

Le condizioni di flusso che presiedono alla coltivazione sono espresse, come è noto, dall'equazione di bilancio:

$$(1) \qquad \frac{p_i}{Z_i} - \frac{p_m}{Z} = 1{,}033\,\frac{T_f}{288{,}5}\,\frac{G_p}{V_p\,(1-S_w)}$$

e dall'equazione di diffusività, che per il flusso radialpiano dei gas reali è esprimibile nei seguenti termini differenziali:

$$(2) \qquad \frac{T_{sc}}{p_{sc}}\,\frac{1}{T}\,\frac{\partial}{\partial r}\left(\frac{rp}{\mu Z}\,\frac{\partial p}{\partial r}\right) = r\,\frac{\Phi}{k}\left(\frac{1}{p}-\frac{1}{Z}\,\frac{dZ}{dp}\right)\frac{\partial p}{\partial t}\,\frac{1}{B_g}$$

per le condizioni ai limiti:

$$\left|\frac{\partial p}{\partial r}\right|_{r=r_e} = 0\,; \qquad \left|\frac{\partial p}{\partial r}\right|_{r=r_w} \sim q_{g,w}\ (1).$$

L'equazione (1) consente di dedurre facilmente dall'andamento della pressione media in giacimento, in funzione della produzione cumulativa, il valore della quantità di gas inizialmente presente nella formazione.

Invece non sono note le soluzioni dell'equazione differenziale (2), di secondo grado e non lineare; di conseguenza per la determinazione dei transienti di pressione esistenti in giacimento al valore generico del tempo non resta che eseguire i calcoli caso per caso per mezzo di un computatore digitale: vedasi ad esempio Carter [1]. Di questa equazione tuttavia sono state date da Bruce, Peaceman, Rachford e Rice [2] le soluzioni generalizzate nelle ipotesi semplificative di formazioni omogenee ed isotrope e per il caso di gas ideali, per i quali cioè si possa considerare costante entro tutto il campo di variazione della pressione dal valore iniziale al valore di abbandono il fattore di compressibilità, oltre che la viscosità; in questo caso l'equazione di diffusività diventa più semplicemente:

$$(3) \qquad \nabla_2 p^2 = \frac{2\,\mu\Phi}{k}\,\frac{\partial p}{\partial t}\,.$$

e quella per il flusso radialpiano:

$$(3\text{ bis}) \qquad \frac{\partial^2 p^2}{\partial r^2} + \frac{1}{r}\,\frac{\partial p^2}{\partial r} = \frac{2\,\mu\Phi}{k}\,\frac{\partial p}{\partial t}\,.$$

Una espressione ulteriormente semplificata del flusso radialpiano è stata data da Aronofsky e Jenkins [3], con la seguente equazione:

$$(4) \qquad q_{sc} = \pi\,\frac{kh}{\mu_m}\,\frac{T_{sc}}{T}\,\frac{1}{p_{sc}}\,\frac{1}{Z_m}\,\frac{p_m^2 - p_w^2}{ln\ 0{,}47\,\frac{r_e}{r_w}}$$

in base all'osservazione che dopo un tempo molto piccolo dall'inizio dell'erogazione (corrispondente al tempo adimensionale — tempo reale diviso per un tempo caratteristico del giacimento — $t_D = \frac{kp_e t}{2\mu\Phi r^2} = 0{,}5$) il raggio di drenaggio si stabilizza praticamente al valore costante di $0{,}47\ r_e$.

L'equazione (4) consente di tenere conto dell'influenza dei valori medi delle viscosità e del fattore di compressibilità nel campo dei valori di pressione che si hanno in giacimento al generico tempo; la pressione media p_m in giacimento è facilmente deducibile dall'equazione di bilancio (1).

Nel caso di « gas a condensati » alle condizioni espresse dalle precedenti equazioni si sovrappongono inoltre quelle di condensazione, comportanti per la fase gassosa variazioni di volume, di composizione e di permeabilità relativa durante il flusso nel mezzo poroso.

Questi ulteriori fenomeni — non trascurabili per i gas naturali aventi una quota elevata di componenti condensabili nel campo dei valori di pressione della coltivazione alla temperatura di giacimento — sono soprattutto dipendenti dal comportamento di stato della miscela.

Si intende poi far notare che nel prosieguo del presente studio si potranno assimilare i « gas a condensati » presi in considerazione a miscele di metano (C_1) e di normalbutano (n-C_4), in differenti proporzioni: infatti il campo di evaporazione di una generica miscela di idrocarburi naturali, formata prevalentemente da metano ed in cui i termini a catena maggiore di quella dell'esano (C_6) siano presenti per meno dello 0,02 molare della fase liquida è equivalente [4], [5] a quello della miscela binaria formata da C_1 (per la sua frazione molare) e dal componente $\frac{C_2+C_6}{2} = n-C_4$.

2. *La condensazione retrograda per miscele tipiche di idrocarburi.*

Allo scopo di definire il comportamento di fase di alcune miscele tipiche di idrocarburi a condensati, nel piano p, T di fig. 1 sono riportati alcuni punti caratteristici dei diagrammi di stato: temperatura di condensazione critica (cricondentherm) e pressione corrispondente; temperatura e pressione critica; pressione massima e temperatura corrispondente, dedotti da Sage, Hicks e Lacey [6] per le miscele con frazione molare 0,8; 0,7; 0,6 di C_1 e rispettivamente 0,2; 0,3; 0,4 di $n-C_4$. L'andamento della diagrammazione che ne risulta è congruente coi dati dedotti da Katz et Al. [7], giustificando per queste miscele l'impiego del valore di 132 kg/cm² per la pressione critica del sistema con temperatura critica 327,4 °K, indicato da Sage et Al.

Per queste stesse miscele e per quelle con frazione molare 0,76;

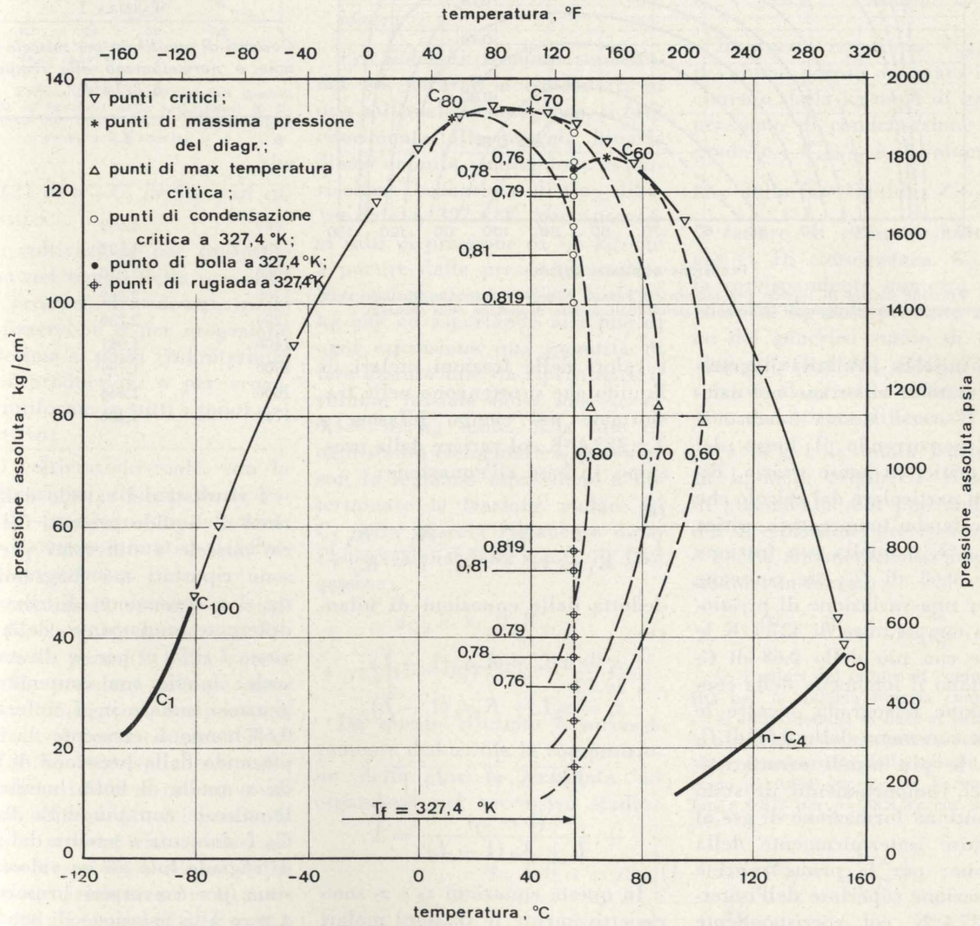


Fig. 1 - Punti caratteristici del diagramma di stato (pressione, temperatura) di miscele binarie di metano e normalbutano. (I numeri decimali relativi a punti della retta T_f indicano la percentuale molare di metano nella miscela).

(1) In queste equazioni: p_i è la pressione iniziale del giacimento, p_m quella media, generica nel tempo; Z_i e Z i corrispondenti fattori di compressibilità del gas (tali che $pV = ZRT_f$, con V volume molare della miscela e T_f temperatura del giacimento); G_p è il volume di gas cumulativamente prodotto, misurato nelle condizioni di riferimento p_{sc}=1,033 kg/cm² e T_{sc}=288,5 °K; V_p, S_w, h, $\varnothing$, k sono rispettivamente il volume poroso, la saturazione in acqua interstiziale, l'altezza, la porosità e la permeabilità assoluta del giacimento, di forma cilindrica con raggio esterno r_e; μ è la viscosità dinamica del fluido; $q_{g,w}$ è la portata istantanea al pozzo.

0,78; 0,79; 0,81; 0,819 di C_1 sono indicati nello stesso diagramma di fig. 1 i punti di rugiada e quelli di bolla (o di condensazione retrograda), anch'essi dedotti da Sage et Al. [6] per la temperatura di 327,4 °K corrispondenti a 590° Rankine (460+130 °F). L'insieme di questi dati mostra chiaramente che, al diminuire della quota frazionaria del componente leggero di condensazione critica, mentre per le seconde è invece punto di bolla. Ne discende quale condizione di condensazione retrograda che l'espansione deve avvenire ad una temperatura inferiore a quella di condensazione critica e superiore a quella critica della miscela.

Per queste stesse miscele si è infine ritenuto necessario calcolare

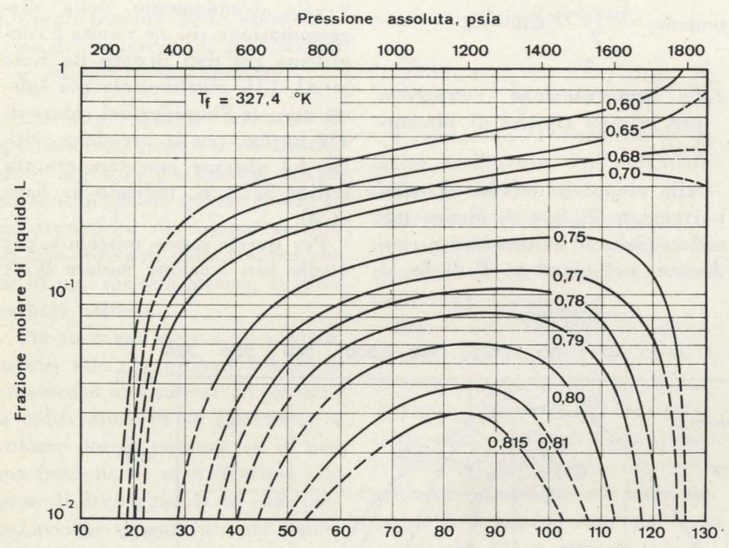


Fig. 2 - Frazione molare di liquido per miscele di metano e normalbutano in funzione della pressione. (I numeri decimali indicano la percentuale molare di metano nella miscela).

in una miscela, i relativi diagrammi di stato si riportano nel campo p, T verso destra e verso il basso, percorrendo il luogo dei punti critici in senso orario. Risulta in particolare dal calcolo che la miscela con temperatura critica di 327,4 °K è quella con frazione molare 0,68 di C_1: ne consegue che per una variazione di pressione alla temperatura di 327,4 °K le miscele con più dello 0,68 di C_1 presentano il fenomeno della condensazione retrograda, mentre le miscele con meno dello 0,68 di C_1 hanno le più usuali caratteristiche del comportamento di stato con continua formazione di gas al diminuire isotermicamente della pressione; per le prime miscele l'intersezione superiore dell'isoterma 327,4 °K col corrispondente diagramma di stato è quindi punto i valori delle frazioni molari di liquido che si ottengono nelle trasformate nel campo bifasico a $T=327{,}4$ °K col variare della pressione, in base all'equazione:

(a)
$$L=\frac{1}{K_1-1}\left(K_1-z_1\frac{K_1-K_2}{1-K_2}\right),$$

dedotta dalle equazioni di bilancio:

$$z_1 = x_1 L + K_1 x_1 (1-L);$$

$$z_2 = x_2 L + K_2 x_2 (1-L);$$

$$\frac{z_1}{L+K_1(1-L)} + \frac{(1-z_1)}{L+K_2(1-L)} = 1.$$

In queste equazioni z_1 e z_2 sono rispettivamente le frazioni molari di metano e normalbutano nella generica miscela; $K_1=\frac{y_1}{x_1}$ e $K_2\,\frac{y_2}{x_2}$ sono le costanti dell'equilibrio di fase per il metano ed il normalbutano, per x_1 e x_2 frazioni molari in metano e normalbutano nella frazione molare liquida L e per y_1 e y_2 frazioni molari in metano e normalbutano nella frazione molare gassosa $(1-L)$.

Tutti questi calcoli sono stati eseguiti con i valori delle costanti K_1, K_2 (funzioni oltre che della natura del componente cui si riferiscono, della pressione e della temperatura, anche della composizione della miscela) riportati in Tabella 1 da Sage et Al [6], dove sono espressamente indicati per le miscele di butano e di normalbutano alla temperatura di 327,4 °K.

TABELLA 1

Costanti di equilibrio per miscele di metano e normalbutano alla temperatura di 327,4 °K.

p psia	K_1 —	K_2 —
600	4,692	0,245
800	3,532	0,236
1000	2,820	0,245
1200	2,332	0,267
1250	2,230	0,274
1400	1,961	0,307
1500	1,799	0,340
1600	1,644	0,384
1700	1,486	0,454

I risultati del calcolo delle frazioni di liquido presenti nelle varie miscele a differenti pressioni sono riportati nei diagrammi di fig. 2 e consentono di rilevare il differente andamento della funzione $L=L\,(p)$ per le diverse miscele: quelle con contenuto frazionario molare in C_1 inferiore a 0,68 hanno L crescente da 0 a 1, passando dalla pressione di rugiada a quella di bolla, mentre per le miscele con più dello 0,68 in C_1, L aumenta a partire dal punto di rugiada fino ad un valore massimo, per convergere bruscamente a zero alla pressione di condensazione retrograda.

3. *La condensazione retrograda durante la coltivazione di un gas a condensati.*

Allo scopo di discutere le conseguenze dei fenomeni di condensazione retrograda durante le condizioni di flusso che presiedono una coltivazione di gas a condensati, si intende considerare nei particolari la miscela con 0,79 di

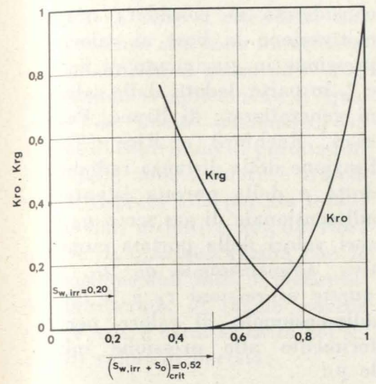


Fig. 3 - Permeabilità relative alle fasi gassosa e liquida in funzione della saturazione in liquido totale per una arenaria di permeabilità assoluta 0,1 darcies.

C_1 e 0,21 di $n-C_4$ in due casi caratteristici:

a) coltivazione per uniforme declino nel tempo della pressione (zero pressure drawdown), quale si realizzerebbe o per erogazione infinitesima ai pozzi (infinitesimal rate of production) o per erogazione uniforme in tutti i punti del produttivo;

b) coltivazione reale, con la considerazione dei gradienti radiali di pressione che effettivamente insorgono a motivo del flusso radiale ai pozzi.

Le condizioni comuni presupposte per la coltivazione considerata sono: porosità della roccia $\varnothing=0{,}23$; pressione iniziale assoluta $p_i=176$ kg/cm²; temperatura assoluta (supposta costante) $T_f=327{,}4$ °K, corrispondenti alla profondità di 1600 m in base a valori non infrequenti dei gradienti termico e piezometrico (vedasi ad esempio Moses [8]); altezza della formazione produttiva $h=10$ m $=10^3$ cm; permeabilità $k=0{,}1$ darcies $\approx 10^{-9}$ cm²; permeabilità relative all'olio e al gas secondo i diagrammi di fig. 3; viscosità del gas 2,75 10^{-4} poises, ritenuta costante in tutto il campo delle pressioni; portate ai pozzi secondo i valori caso per caso specificati.

Nel proseguimento dello studio si farà inoltre l'ipotesi che l'equilibrio di fase sia sempre raggiunto istantaneamente: ciò può ritenersi verificato a motivo della elevata capacità termica dell'ambiente e del contatto intimo ed esteso delle fasi liquida e gassosa, e se si trascurano gli effetti di adsorbimento e capillari (vedasi ad esempio Verrien [5] e Standing et Al. [9]), per le piccole saturazioni in liquido.

3.1. *Caso di una coltivazione con pressione uniforme nel giacimento (coltivazione « omogenea »).*

Per indagare il comportamento dei gas naturali a condensati in una coltivazione omogenea, si farà riferimento alla miscela binaria dianzi definita, studiandone in particolare l'espansione di tipo differenziale a 327,4 °K per successivi salti di pressione di 3,5 kg/cm² a partire dalla pressione assoluta di condensazione critica di 119,5 kg/cm² ed asportando alla fine di ogni espansione una quantità di fase gassosa tale da ripristinare il volume iniziale della miscela di 0,139 m³/kg mole. Alla fine di ogni stadio elementare si perviene con la seguente espressione a determinare la frazione molare di C_1 nella miscela rimanente dopo l'asportazione della quota di fase gassosa:

$$n_{C_{1,f}} = x_{C_{1,f}} L_f W_{in} + y_{C_{1,f}}\left[(1-L_f)\left(W_{in}-\frac{\Delta G_p}{23{,}62}\right)\right].$$

Da questo risultato è successivamente deducibile la composizione della miscela destinata ad espandersi nel successivo stadio:

$$z_{C_1} = \frac{x_{C_{1,f}} L_f W_{in} + y_{C_{1,f}}\left[(1-L_f)\left(W_{in}-\frac{\Delta G_p}{23{,}62}\right)\right]}{W_{in}-\frac{\Delta G_p}{23{,}62}}.$$

In queste equazioni:

(1) L_f, frazione molare liquida della quantità molare residuale alla fine di una fase di espansione di 3,5 kg/cm², è dedotta dalla formula (a) di paragrafo 2 in funzione della composizione della miscela residuale e delle sue condizioni fisiche;

(2) i valori di $x_{C_{1,f}}$ e $y_{C_{1,f}}$ sono le frazioni molari di C_1 nel liquido e nel gas alla fine della fase di espansione, calcolati per mezzo delle costanti di equilibrio dalle

$$z = xL + Kx(1+L); \quad y = Kx;$$

(3) G_p è la quantità di gas in Nm³ prodotta cumulativamente alla fine dello stadio:

$$G_p = \frac{T_{sc}}{T_f}\,\frac{1}{p_{sc}}\left[V_{p,mol,p_s}\,\frac{p_s}{Z_s} - \left(V_{p,mol,p_s} - V_{mol,liq}L_f W_{in}\right)\frac{p}{Z}\right].$$

In questa equazione $V_{p,mol,ps}$ è il volume poroso occupato in giacimento dalla kg-mole di gas alla pressione di condensazione retrograda p_s; $V_{mol,liq}$ è il volume molare della fase liquida; $Z=\frac{pV}{RT}$ è il fattore di compressibilità del gas [2]. Di conseguenza, $G_{p/23{,}62}$ è la corrispondente quantità cumulativa di kg-mole prodotta alla fine del generico stadio di espansione: i valori ΔG_p e $\Delta G_p/23{,}62$ — relativi al generico intervallo — sono dedotti per differenza;

(4) W_{in} è la quota frazionaria di kg-mole originaria rimanente in giacimento alla fine dello stadio di espansione precedente e W_f è quella rimanente alla fine dello stadio considerato:

$$W_f = W_{in} - \frac{\Delta G_p}{23{,}62};$$

[2] I valori del fattore di compressibilità per la miscela binaria considerata — al solito dedotti in base ai valori della temperatura pseudocritica e della pressione pseudocritica della miscela — variano da 0,634 per $p=119$ kg/cm² assoluti a 0,879 per $p=38{,}5$ kg/cm² assoluti.

(5) 23,62 m³/kg-mole è il volume molare di gas nelle condizioni di riferimento di $p_{sc}=1{,}033$ kg/cm² e $T_{sc}=291{,}5$ °K;

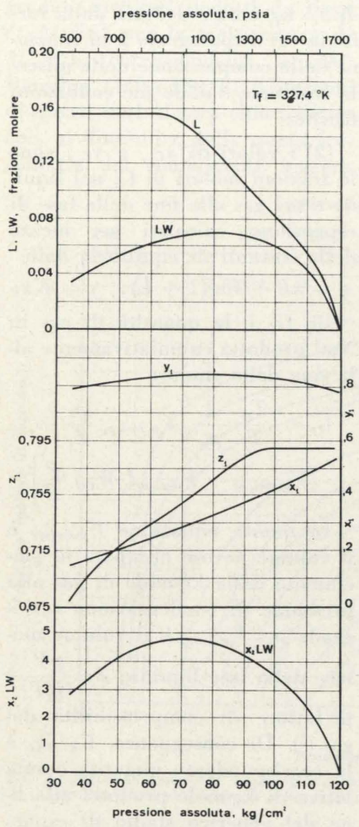


Fig. 4 - Risultati di una condensazione retrograda di tipo differenziale a temperatura costante ($T=327{,}4$ °K), per una miscela con 0,79 molare di metano e 0,21 di normalbutano: L, LW, y_1, z_1, x_1, x_2LW in funzione della pressione.

(6) $T_f=327{,}4$ °K è la temperatura costante di coltivazione e p è il valore di pressione uniforme in tutto il giacimento, in quanto per ipotesi unicamente funzione del tempo.

I risultati di questo calcolo sono riferiti nella fig. 4 — in dipendenza dalla pressione per l'espansione di tipo differenziale ottenuta, per decrementi successivi di pressione di 3,5 kg/cm² e separazione di parte della fase gassosa in modo da contenere la miscela rimanente nel volume iniziale — per mezzo delle funzioni:

(1) L (frazione liquida formatasi) ed LW (quota di liquido rimanente), espresse come frazione molare della quantità iniziale di miscela [3];

(2) composizione molare delle fasi liquide e gassose residenti in giacimento (attraverso i valori di y_1 e x_1);

(3) composizione complessiva della rimanente miscela (attraverso i valori di z_1);

(4) x_2LW, quota di $n-C_4$ nella fase liquida residuale, espressa come per cento molare della quantità iniziale di miscela.

L'interesse della fig. 4 sta soprattutto nel fatto che essa consente di dedurre l'ordine di grandezza del recupero delle frazioni condensabili nelle ipotesi sopradette per una coltivazione omogenea, in base al valore dell'ordinata del diagramma LW corrispondente alla pressione di abbandono: ad esempio, per una pressione finale assoluta di 35 kg/cm² la fase liquida è presente per la quota frazionaria $LW=0{,}034$ dell'unità molare originaria con la seguente composizione: $x_1=0{,}15$ e $x_2=0{,}85$, determinando la saturazione del mezzo poroso:

$$\frac{(WL)_f\, V_{mol}}{V_{p,mol,p_s}} = \frac{0{,}034\,.\,89.10^{-3}}{0{,}139} = 0{,}0218\,.$$

Correlativamente la fase gassosa è presente per la quota frazionaria $VW=0{,}846.0{,}221=0{,}187$ dell'unità molare originaria ed ha la composizione determinata dai valori $y_1=0{,}78$ e $y_2=0{,}22$.

Con riferimento alla miscela considerata, l'$n-C_4$ è recuperato per la quota generica:

$$\frac{y_{2,in}-(x_2LW)_f+(y_2VW)_f}{y_{2,in}},$$

se con $y_{2,in}$ si intende la frazione molare di $n-C_4$ esistente alla pressione iniziale di giacimento p_i nel volume poroso occupato dalla kg-mole nelle condizioni di condensazione critica. Per il caso particolare in cui l'espansione abbia inizio a partire dalla pressione di condensazione critica l'$n-C_4$ è recuperato per la quota:

$$\frac{0{,}19-(0{,}0288+0{,}0412)}{0{,}19}=0{,}63,$$

e la parte di esso restante in giacimento a motivo della condensazione retrograda è $\dfrac{0{,}0288}{0{,}0700}=0{,}41$ volte la perdita totale.

[3] A confronto, nella fig. 5 è invece disegnata la corrispondente funzione $L(p)$ relativa all'espansione monostadio della stessa miscela e per la stessa temperatura.

3.2. *Caso di una coltivazione reale.*

Della stessa miscela gassosa già considerata si considera ora la coltivazione in base ai valori di pressione in giacimento di figg. 6 e 7, in parte dedotti dalle soluzioni generalizzate di Bruce, Peaceman, Rachford e Rice [2] in funzione della distanza radiale ridotta e della portata istantanea adimensionale di gas secco q_D per vari valori della portata cumulativa adimensionale $q_D\ t_D$. In queste espressioni t_D è il tempo adimensionale, di valore, per riferimento alla pressione iniziale p_i:

$$t_D=\frac{kp_i\,t}{2\,\mu\Phi r_e^2};$$

q_D è la portata molare istantanea rispetto al tempo adimensionale, divisa per il numero di moli inizialmente presenti in giacimento (N_i) secondo l'espressione:

$$q_D=\frac{-\dfrac{dN}{dt_D}}{N_i}=\frac{-\dfrac{dN}{dt}\dfrac{dt}{dt_D}}{N_i}=$$

$$=\frac{-\,q_{mol}\dfrac{2\,\mu\Phi r_e^2}{kp_i}}{\dfrac{p_i\Phi\pi h\,(r_e^2-r_w^2)}{RT}}=$$

$$=-\,q_{mol}\frac{2\,\mu RT}{\pi kh\left(1-\dfrac{r_w^2}{r_e^2}\right)p_i^2}\,.$$

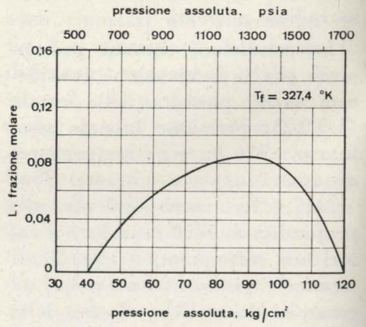


Fig. 5 - Andamento di una condensazione retrograda monostadio a temperatura costante ($T=327{,}4$ °K) per una miscela con 0,79 molare di metano e 0,21 di normalbutano: L in funzione della pressione.

L'espressione q_Dt_D rappresenta direttamente il recupero di gas al generico tempo di coltivazione.

Si osserva che quando si considerano casi per i quali $\dfrac{r_e}{r_w}>200$ le soluzioni di Bruce et Al. sono da intendere relativamente alla zona di giacimento corrispondente al tratto da r_e a r' per $\dfrac{r_e}{r'}=200$, ove $r'>r_w$. Esse si estendono successivamente alla zona immediatamente anulare al pozzo da r' a r_w applicando semplicemente l'equazione di flusso stazionario, in quanto il contributo di portata fornito dalla zona anulare è trascurabile rispetto alla portata totale.

Coi dati assunti e nell'ulteriore ipotesi di $q_D=0{,}05$ risulta che la coltivazione dell'unità di giacimento considerata, di raggio esterno $r_e=10^5$ cm, è caratterizzata dai seguenti valori di portata:

q_{mol}, (portata molare reale)=

$$=0{,}05\,\frac{\pi kh\left[1-\left(\dfrac{r_w}{r_e}\right)^2\right]p_i^2}{2\,\mu RT}=$$

$$=3{,}12\,.\,10^2$$

grammi-mole al secondo; q_{sc} (portata volumetrica reale in condizioni di riferimento)$=7{,}39.10^6\ N$ cm³/$s=6{,}39.10^5\ N$ m³/giorno. [4]

[4] Per questo valore di portata si ha in realtà possibilità di turbolenza solo nell'immediato intorno del pozzo. Difatti, considerando la superficie cilindrica di raggio $r_w=10$ cm ed ivi la pressione (assoluta) di abbandono di 35 kg/cm², si ha:

per il fattore di volume del gas:

$$B_g=\frac{p_{sc}}{p}\frac{T_f}{T_{sc}}Z=$$

$$=\frac{1{,}033}{35}\,\frac{327{,}4}{288{,}5}\,0{,}854=2{,}77\,.\,10^{-2};$$

per la densità del gas:

$$\varrho=\frac{M}{ZRT}\,p=2{,}36\ 10^{-2}\ \text{gr}_m/\text{cm}^3;$$

per la velocità media di ingresso nel pozzo:

$$\bar v=\frac{q_{sc}}{\Phi^{1/3}\,2\pi r_w h}\,B_g=$$

$$=\frac{7{,}39\ 10^6\,.\,2{,}77\ 10^{-2}}{(0{,}23)^{2/3}\ 2\pi\ 10\ 10^3}=8{,}67\ \text{cm/s}$$

Di conseguenza per il numero di Reynolds modificato caratteristico del movimento monofasico di un fluido in mezzo poroso consolidato risulta:

$$\frac{\beta k\varrho\bar v}{\mu}=$$

$$=\frac{2\,.\,10^6\,.\,10^{-9}\ 2{,}36\ 10^{-2}}{2{,}75\ 10^{-4}}\,8{,}67=1{,}48\,,$$

essendo il fattore di turbolenza β, funzione di $\varnothing$ e di k, uguale a $2{,}10^6$ cm^{-1}; vedasi al riguardo [10].

Infine dalla correlazione fra l'indice di flusso sopracalcolato e quello di resistenza, valida per il flusso monofasico nei mezzi porosi consolidati [10], si ha che per la condizione limite

$$\frac{\beta k\varrho\bar v}{\mu}=1{,}48$$

(verificata proprio all'ingresso del pozzo) le condizioni di turbolenza sono appena incipienti.

Corrispondentemente il rapporto fra tempo adimensionale e tempo reale è $1{,}46.10^{-7}$; $N_i=4{,}576.10^{10}$ grammimoli.

Nell'ipotesi invece di coltivare ad un diverso regime di portata istantanea q'_D, i valori di q_{mol} e q_{sc} risultano corrispondentemente variati nel rapporto $\dfrac{q'_D}{0{,}05}$.

In particolare per le due portate di erogazione di $q_D=0{,}05$ e $q_D=0{,}01$ si sono disegnati rispettivamente nelle figg. 6 e 7 i transienti di pressione dati da Bruce et Al. per diversi valori di recupero $R=q_Dt_D$, nel campo da $r_e=10^5$ cm a $r=500$ cm, avendoli estesi col procedimento indicato alla zona da $r=500$ cm a $r_w=10$ cm.

I tempi reali corrispondenti ai valori del recupero per i due regimi di produzione sono riferiti nella Tabella 2, unitamente a quelli per una erogazione iniziale di $q_D=0{,}05$ fino al recupero di $R=0{,}4$, e di $q_D=0{,}01$ da $R=0{,}4$ a $R=0{,}7$ a meno del tempo di riassetto. Con questa ulteriore legge di produzione si possono ancora avere ai maggiori valori del recupero soddisfacenti pressioni a fondo pozzo: vedansi a questo riguardo i diagrammi di figg. 6 e 7 ed i dati di Tabella 2.

Si sono ritenute valide le soluzioni di Bruce et Al., dopo una loro verifica preliminare rispetto a quelle di Aronofsky e Jenkins (relative a valori del coefficiente di compressibilità medi rispetto alle pressioni estreme del transiente), dalla quale è risultata una discordanza dell'ordine di poche unità percentuali.

TABELLA 2 - *Tempi e pressioni a fondo pozzo corrispondenti a diversi valori del recupero* R *per differenti regimi di produzione*:

R	$q_D=0{,}05$				$q_D=0{,}01$				$q_D=0{,}05$ per $0\le R\le 0{,}4$; $q_D=0{,}01$ per $0{,}4\le R\le 0{,}7$.			
	t_D	t giorni	p_w/p_i	p_w kg/cm² assoluti	t_D	t giorni	p_w/p_i	p_w kg/cm² assoluti	t_D	t giorni	p_w/p_i	p_w kg/cm² assoluti
0,01	0,2	15,85	0,85	150,48	1	79,27	—	—	0,2	15,85	0,85	150,48
0,04	0,8	63,41	0,84	147,84	4	317,09	—	—	0,8	63,41	0,84	147,84
0,10	2	158,54	0,78	137,28	10	792,74	0,87	154,00	2	158,54	0,78	137,28
0,20	4	317,09	0,66	116,16	20	1585,48	0,77	135,52	4	317,09	0,66	116,16
0,30	6	457,64	0,52	91,52	30	2378,19	0,67	118,80	6	475,64	0,52	91,52
0,40	8	634,19	0,38	67,76	40	3170,97	0,56	98,56	8	634,19	0,38	67,76
0,50	10	792,74	0,20	35,20	50	3963,71	0,46	73,60	18	1426,93	0,46	73,60
0,60	12	951,29	—	—	60	4756,45	0,34	59,84	28	2219,68	0,34	59,84
0,70	14	4109,84	—	—	70	5549,20	0,22	38,72	38	3012,42	0,22	38,72

Dall'analisi dei diagrammi di figg. 6 e 7 si ha che nella zona esterna al raggio effettivo di drenaggio $r=0{,}47\ r_e$, definito da Aronofsky e Jenkins, si ha sostanzialmente una espansione di tipo differenziale per il fluido residente, per la quale è ancora conveniente riferirsi ai risultati di fig. 4.

Nella parte di giacimento immediatamente adiacente al pozzo invece, appena ivi si stabiliscono pressioni inferiori a quella di condensazione critica, si ha elevata formazione di liquido da parte del gas transitante, oltre che da quello residente, per una zona anulare di raggio progressivamente crescente al procedere della coltivazione. Il liquido si deposita fino a raggiungere la saturazione critica in liquido del mezzo poroso di $S_w+S_{liq,\,cond}=0{,}52$ e perciò di 0,32 nel liquido condensato, come risulta dal diagramma di fig. 3, e per il contatto poco esteso, oltre che per effetti capillari e di adsorbimento nel mezzo poroso, non può che avere successivamente alle basse pressioni una rievaporazione incompleta; in ogni caso la quota eccedente di liquido rispetto al valore di saturazione critica fluisce col gas al pozzo.

Nella zona intermedia fra le due precedenti si hanno quindi saturazioni del mezzo poroso nel liquido condensato variabili fra il valore limite 0,32, corrispondente alla saturazione critica in liquido totale di 0,52, ed il valore limite 0,0218, corrispondente ad una espansione di tipo differenziale: caso per caso la distribuzione di saturazione nel liquido è così calcolabile.

Suddivisa la zona di giacimento da $r_w=10$ a $r=50\,000$ cm in parti eguali (ad esempio in 10 volumi eguali corrispondenti ai raggi 10; 15 800; 22 400; 27 300; 31 600; 35 300; 38 700; 44 600; 47 400; 50 000 cm) e con riferimento al tempo in cui — rispetto ad un opportuno istogramma della distribuzione di pressione — si ha nella j-esima zona la caduta iniziale di pressione Δp rispetto alla pressione di condensazione critica, si eseguono le seguenti operazioni:

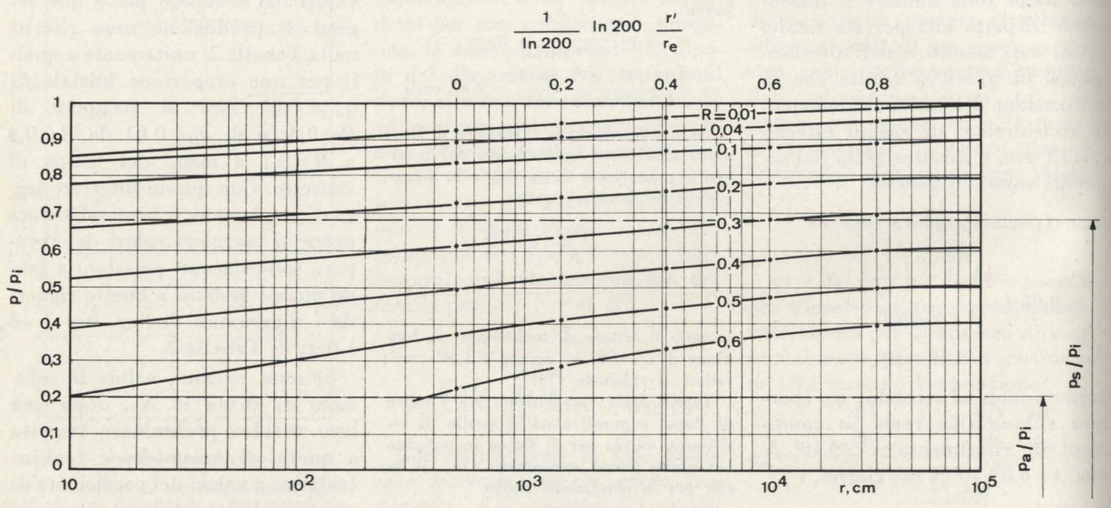


Fig. 6 - Transienti di pressione per il flusso radialpiano di un gas perfetto, in funzione del recupero R e per una portata adimensionale di 0,05.

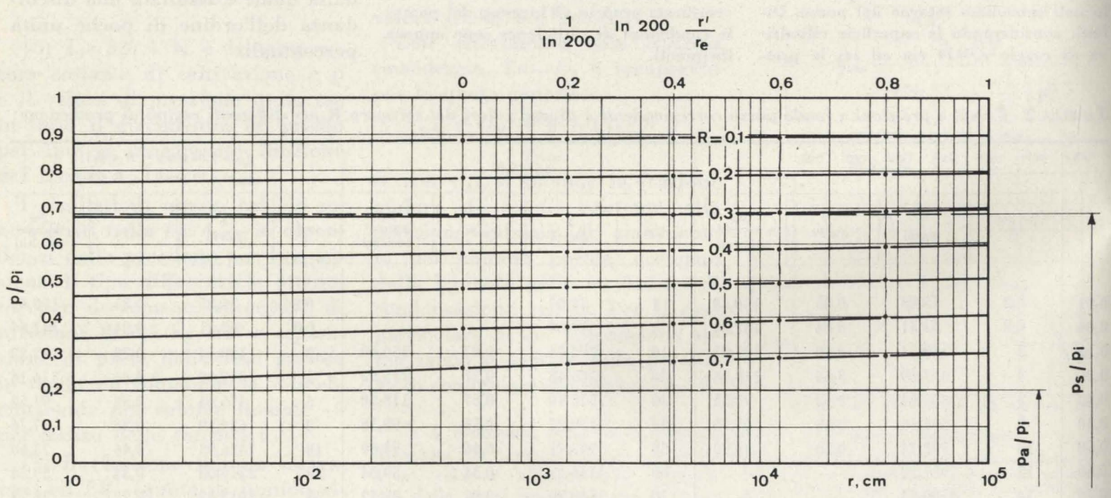


Fig. 7 - Transienti di pressione per il flusso radialpiano di un gas perfetto, in funzione del recupero R e per una portata adimensionale di 0,01.

I.1. Si studia l'espansione di tipo differenziale del gas residente nella zona j-esima, di composizione $z_1=0{,}79$, $z_2=0{,}21$.

I.2.1. Immaginando di sostituire istantaneamente e completamente il gas residuato nella zona j-esima, dopo il precedente passo di calcolo I.1, con gas entrante dalla zona circostante e perciò ancora di composizione $z_1=0{,}79$ e $z_2=0{,}21$, si determina la composizione della miscela composta da questo gas e dal liquido residuale dopo I.1.

I.2.2... I.2.n Si ripete l'operazione I.2.1 fino a che la quantità complessiva di gas fluente sia quella pertinente alla variazione di pressione assunta e perciò anche alla corrispondente variazione di recupero cumulativo, tenendo al riguardo presente che è

$$q_{sc,\,r}=q_{sc,\,r_w}\left(1-\left(\frac{r}{r_e}\right)^2\right).$$

II.1. Del gas uscente dalla j-esima zona in corrispondenza di I.1; I.2.1.; I.2.2...I.2.n si studia l'espansione rispettivamente nelle zone j-1, j-2 etc., ogni volta preliminarmente determinando la composizione complessiva della miscela costituita dalle quantità di gas entrante nella generica zona e di liquido ivi preesistente.

Correlativamente è infine da considerare che la presenza del liquido modifica la legge di flusso del gas secondo il diagramma delle permeabilità relative del mezzo poroso considerato (fig. 3).

4. *Conclusioni.*

Da quanto precede, risulta evidente che il fenomeno della condensazione retrograda è in generale motivo di perdita di una frazione, più pregiata, di gas condensabile.

Tuttavia, da un raffronto fra le diverse condizioni di erogazione dal giacimento della miscela a condensati che si sono considerate, emerse che per la coltivazione « omogenea » — nella quale l'espansione della massa iniziale gassosa avviene uniformemente — la quota di liquido residuale (nella ipotesi di rievaporazione completa alle basse pressioni), e per un valore usuale di pressione di abbandono, è esigua, ma uniformemente distribuita nella formazione di giacimento e non recuperabile.

Invece per le coltivazioni contraddistinte da valori sensibilmente più elevati di erogazione, i gradienti radiali di pressione comportano una differenziazione delle condizioni di condensazione retrograda nelle diverse zone del giacimento, così da addensare il liquido formatosi fino al valore di saturazione critica in liquido totale, caratteristico del mezzo poroso, nella zona adiacente ai pozzi; mentre nella zona periferica fra il raggio effettivo di drenaggio e il raggio esterno (zona di volume pari ai 3/4 del volume totale di giacimento) si ripetono praticamente i risultati della coltivazione omogenea.

L'eccedenza di saturazione in liquido condensato nella zona compresa fra il raggio del pozzo e il raggio effettivo di drenaggio (zona di volume pari a 1/4 del volume totale di giacimento) rispetto al valore residuale della coltivazione omogenea determina una perdita ulteriore di $n-C_4$ che è dipendente dai valori della portata istantanea di coltivazione, come risulta evidente dalla comparazione dei transienti di pressione di fig. 6 e di fig. 7 relativi agli stessi valori di recupero. Sotto questo punto di vista una seconda fase di coltivazione a regime ridotto può essere perciò un conveniente programma, anche agli effetti del recupero del componente più leggero.

È comunque di interesse rilevare — agli effetti di uno studio del loro recupero — che i condensati tendono ad accumularsi in vicinanza del pozzo.

Giovanni Baldini

Torino, Istituto di Arte Mineraria del Politecnico - novembre 1965.

BIBLIOGRAFIA

[1] Carter R. D., *Solutions of unsteady-state radial gas flow*, Journal of Petr. Tech., (1962), 5, 549.

[2] Bruce G. H. - Peaceman D. V. - Rachford H. H. - Rice J. D., *Calculations of unsteady-state gas flow through porous media*, Trans. AIME, 198, (1953), 79.

[3] Aronofsky J. S. - Jenkins R., *A simplified analysis of unsteady radial gas flow*, Trans. AIME, 201, (1954), 149.

[4] Halden S. T. - Grayson H. G., *New charts for hydrocarbon vapor-liquid equilibria*, Hydrocarbon processing and petroleum refiner, (1961), 4, 9.

[5] Verrien J. P., *Diminution de la pression au cours de l'exploitation du gisement du gaz naturel de Saint Marcet*, Revue de l'Institut Français du Pétrole, XIII, (1958), 54.

[6] Sage B. H. - Hicks B. L. - Lacey W. N., *Phase equilibria in hydrocarbon systems methane-n-butane in two-phase region*, Ind. Eng. Chem., 32, (1940), 1085.

[7] Katz D. L. et Al., *Handbook of natural gas engineering*, Mc Graw-Hill, New York, (1959), p. 83.

[8] Moses P. L., *Geothermal gradients*, API Drilling and Production Practice, (1961), 57.

[9] Standing M. B. - Lindbland E. N. - Parsons R. L., *Calculated recoveries by cycling from a retrograde reservoir of variable permeability*, Trans. AIME, 174, (1948), 165.

[10] Katz D. L. et Al., *Handbook of natural gas engineering*, Mc Graw-Hill, New York, (1959), pp. 50-51.

Ad Antonio Cavinato

Stimolazione dei pozzi petroliferi per l'incremento della produttività

RICCARDO VARVELLI presenta uno studio sui possibili metodi di stimolazione dei pozzi ad olio, metodi ai quali la tecnica petrolifera dovrebbe ricorrere con sempre maggior frequenza sia per il recupero degli idrocarburi in loco che per una più alta remunerazione del capitale investito per la ricerca, la perforazione e la messa in produzione dei giacimenti.

L'affermazione della necessità di incrementare la produttività dei pozzi mediante stimolazione può apparire strana in un periodo di super-produzione nel quale si parla, da parte delle nazioni produttrici, di un contingentamento del petrolio per evitare la caduta dei prezzi.

Se si vuole evitare questo dannoso rimedio, la via da seguire è quella di contrapporre alla diminuzione del valore della materia prima un aumento della remunerazione del capitale investito, ciò che si ottiene migliorando la produttività dei pozzi.

1. Tipi di stimolazione.

Si intende per stimolazione qualsiasi operazione per mezzo della quale si tenti di ristabilire od aumentare la produzione di olio o di gas di un pozzo appena perforato o da tempo in erogazione. Non sempre è consigliabile porre in atto una stimolazione, anche se la sua applicazione dia molte probabilità di aumentare la produzione, poiché si deve tener conto, nel calcolo economico complessivo, delle maggiori spese per le operazioni di trattamento. Solo se l'aumento probabile di produzione riesce a coprire, con il maggior guadagno, le spese di intervento, allora il trattamento può essere applicato.

I metodi di stimolazione di una formazione mineralizzata analizzati in questo studio sono quattro:

— stimolazione per getto idraulico;

— stimolazione per esplosione;

— stimolazione per acidificazione;

— stimolazione per fratturazione.

2. Stimolazione per getto idraulico.

La caduta di pressione che si ha per « skin effect » (1) in corrispondenza delle rocce immediatamente circostanti il foro del pozzo può essere eliminata o limitata al minimo asportando una parte delle rocce stesse in corrispondenza dello strato produttivo.

Si è in molti casi dimostrato che in giacimenti a bassa permeabilità e mineralizzati ad olio la metà dell'energia impiegata dall'olio per spostarsi dall'estremità del raggio di drenaggio al centro del pozzo è richiesta per superare gli ultimi 150 centimetri di roccia intorno al foro. Rimuovendo questa zona non sarebbe difficile ottenere il raddoppio della produzione.

Purtroppo gli allargatori meccanici introdotti attraverso il « casing » (2) dànno una maggiorazione del diametro del foro che può essere valutata in alcuni centimetri soltanto. Un metodo applicabile ed indicato soprattutto per formazioni non consolidate o poco consolidate è quello del getto idraulico. Questo metodo sfrutta la forza di getti idraulici, emessi dai fori di un « tubing » (3) ausiliario, per scavare nelle pareti circostanti della formazione produttiva. I detriti conseguenti all'azione di erosione sono portati alla superficie dalla stessa circolazione del liquido di trattamento.

All'altezza dei getti si viene in tal modo a creare uno scavernamento che, se da un lato ha il vantaggio di eliminare la zona interessata da un'alta caduta di pressione per skin effect, presenta d'altra parte il pericolo di crolli o cedimenti delle pareti, con conseguente danneggiamento della colonna di produzione.

Si risolve tale difficoltà immettendo a fondo pozzo, con le stesse tubazioni usate per l'intervento di stimolazione, una quantità di ghiaia sufficiente a riempire il vuoto creato dalla turbolenza dei getti. Il fluido escavante (olio per esempio) deve essere pompato ad alta pressione nel pozzo per mezzo del tubing e viene proiettato contro le pareti attraverso fori di piccolo diametro situati nella parte bassa della batteria. Per effettuare una erosione continua lungo un tratto del pozzo corrispondente allo spessore del « pay » (4) od a parte di esso e per permettere la sedimentazione a fondo pozzo della ghiaia di riempimento inviata dalla superficie, devono essere impiegate due batterie concentriche, sistemate in modo che il tubing interno rimanga con l'estremità inferiore a contatto con il fondo del pozzo, mentre il tubing esterno, provvisto dei fori, possa essere spostato in senso verticale o ruotato su se stesso per variare l'orientazione dei getti.

Un « packer » (5) posto alla estremità del tubing esterno chiude la intercapedine tra i due tubing, proprio al di sotto dei fori, costringendo il fluido escavante ad uscire violentemente da questi.

Dopo aver esercitato la propria forza erosiva sulle pareti, il fluido scende al fondo del pozzo e risale in superficie attraverso il tubing interno, trasportando con sé il materiale detritico.

(1) *Skin effect*: perdita di carico della pressione di strato per effetto del passaggio dei fluidi dal giacimento al pozzo nella parte di roccia immediatamente circostante il pozzo stesso.

(2) *Casing*: tubazione continua che riveste normalmente i pozzi petroliferi, avente i seguenti scopi: conservare la loro apertura, evitare franamenti ed impedire contaminazioni fra fluidi di strati posti a diverse profondità.

(3) *Tubing*: tubazione verticale disposta entro la colonna di rivestimento, o casing, di un pozzo petrolifero. Il diametro del tubing varia da 5 a 8 centimetri. Nel suo interno scorrono i fluidi del giacimento (olio, gas, acqua) durante la loro risalita verso la superficie.

(4) *Pay*: altezza dello strato produttivo di un giacimento di olio o di gas; p. netto: altezza convenzionale dello strato produttivo, pari al p. reale diminuito dell'altezza delle piccole intercalazioni di argilla contenute nel giacimento. Può avere altezza variante da pochi centimetri a decine di metri.

3. Stimolazione per esplosione.

Invece di asportare parte del terreno della zona considerata produttiva, per migliorare il flusso degli idrocarburi dal giacimento al pozzo si può intervenire a mutare la permeabilità con la creazione di una intensa profonda fratturazione dei terreni, mediante lo scoppio di cariche esplosive. Si può in questo caso parlare anche di aumento di porosità, poiché la fratturazione forma nuovi vuoti nella massa, asportando una certa quantità di materiale.

L'accensione della carica avviene mediante un detonatore ad orologeria a contatto con l'esplosivo. Le arenarie dure e le dolomie rispondono bene alle esplosioni in quanto permettono, grazie alla loro elasticità, la formazione di estese fratture. I terreni incoerenti, le arenarie non consolidate, avendo minore elasticità ed essendo plastici, assorbono meglio l'urto conseguente all'esplosione, ammortizzando notevolmente i suoi effetti, e pertanto non acquistano molte fratture indotte. Lo smorzamento dell'onda di esplosione è infatti tanto maggiore quanto è maggiore il grado di plasticità posseduto dal terreno.

Due sono i metodi per effettuare un'esplosione in pozzo; entrambi si possono mettere in atto soltanto in presenza di fori scoperti, cioè privi del casing. Essi sono:

1° metodo. Si pone una quantità notevole di esplosivo ad alta concentrazione in corrispondenza dell'intervallo da fratturare e lo si tampona in posto con materiale pesante, per dirigere lo scoppio verso il basso e verso i lati, non verso l'alto.

Si utilizza in tal modo la massima energia dello scoppio per lo sgretolamento della formazione. Questo procedimento presenta tuttavia l'inconveniente di richiedere una notevole perdita di tempo per la pulitura del foro ad esplosione avvenuta. Per le sue caratteristiche sembrerebbe consigliabile solo per pozzi di bassa profondità.

2° metodo. Si pone la carica esplosiva in corrispondenza della parte più bassa dell'intervallo da stimolare senza alcun materiale tamponante. Lo scopo di questo metodo è quello di sacrificare una parte dell'energia esplosiva, altrimenti utilizzata per la fratturazione, per pulire parzialmente le pareti del foro interessate dallo strato produttivo e soprastanti la carica. Per tale motivo il metodo dovrebbe essere impiegato quando lo strato produttivo ha un pay considerevole.

(5) *Packer*: elemento di tenuta del pozzo petrolifero, costituito da guarnizioni di gomma sostenute da uno scheletro metallico, le quali aderiscono contro le pareti del foro quando vengono compresse. Fissato al di sopra dello strato produttivo, il p. permette di isolare le tubazioni sovrastanti dalle alte pressioni del giacimento.

4. Stimolazione per acidificazione.

Una vasta parte delle riserve mondiali di olio e gas si trova in formazioni costituite da rocce calcaree o dolomitiche. Nella maggior parte dei casi questi giacimenti hanno permeabilità molto bassa, sebbene la porosità sia sufficientemente alta.

Per aumentare il diametro dei canaletti intercomunicanti e conseguentemente aumentare la permeabilità, si può intervenire sulla formazione iniettando un acido che sciolga la roccia. Il più consigliabile è l'acido cloridrico. L'acido cloridrico agisce sul calcare secondo la seguente reazione:

$$2\,HCl + CaCO_3 = \\ = CaCl_2 + H_2O + CO_2$$

La roccia carbonatica a contatto con l'acido si trasforma in cloruro di calcio, quasi completamente solubile in acqua, ed in anidride carbonica.

Nel caso di rocce dolomitiche in cui il carbonato di calcio ($CaCO_3$) è abbinato al carbonato di magnesio ($MgCO_3$), dalla reazione con l'acido cloridrico si ottiene anche il cloruro di magnesio ($MgCl_2$) e la velocità di reazione è minore. Per questa ragione la velocità di iniezione dell'acido nelle formazioni dolomitiche deve essere più lenta dell'analoga iniezione in formazioni calcaree.

Il procedimento di stimolazione con acido cloridrico contempla sinteticamente le seguenti operazioni:

— pompaggio dell'acido nella formazione;

— attesa di un tempo sufficiente perché la reazione abbia luogo;

— trasporto dei prodotti della reazione in superficie.

L'acido in soluzione si pompa nella formazione attraverso il tubing, dopo aver fissato questo al casing per mezzo di un packer che impedisca alla soluzione di risalire alla superficie nell'intercape-

dine tra i due tubi. Talvolta il pompamento può avvenire dal casing; in tal caso non viene fissato il packer in pozzo.

Affinché il trattamento riesca, l'acido deve essere forzato entro la formazione, con portata sufficiente ad assicurarne la massima penetrazione prima che esso perda la sua attività. In secondo luogo, entro un tempo prestabilito, i prodotti della disgregazione acida debbono essere rimossi dalla formazione, per impedire che le fessure allargate dall'acido rimangano ostruite.

Il fluido di giacimento non viene contaminato dal contatto dell'acido. Prove di laboratorio e di campo effettuate dalla Honolulu Oil Company hanno escluso che la reazione acida dia luogo ad una fanghiglia con l'olio, in quantità dannose. Ha invece molta importanza la delimitazione della giusta quantità di acido da inviare nella formazione; infatti basta un'eccessiva quantità di liquido per provocare la dissoluzione della roccia calcarea e la contemporanea precipitazione dei silicati, sempre presenti in queste formazioni sotto forma di piccole lenti di argilla. Queste impurità, se precipitate in gran copia, possono intasare i canalicoli aperti dall'acido ed essere spinte da quest'ultimo all'interno della formazione in modo tale da annullarne la porosità. La dose di acido da immettere nella formazione per l'operazione di stimolazione è funzione della solubilità della roccia, ma anche della sua forza. Un acido troppo forte determina gli stessi effetti di un eccesso di acido meno attivo.

La Honolulu Oil Company, in una serie di esperimenti in campo, ha trovato la concentrazione ideale per questi trattamenti nella misura del 15% di acido in acqua. Percentuali maggiori non migliorano apprezzabilmente il risultato. Una quantità soddisfacente per un pozzo ad olio profondo 1500-2000 metri potrebbe essere indicata in 20.000 litri di soluzione di acido cloridrico al 15%, seguita immediatamente da una quantità di acqua pari al volume del tubing o dello spazio anulare, secondo la via di iniezione scelta. L'acqua di spostamento può essere pompata in pozzo ad una pressione compresa fra le 30 e le 100 atmosfere. Un'analisi statistica, citata da R. N. Dewar, ha dimostrato come i migliori risultati si ottengano quando la quantità di soluzione iniettata si aggira tra i quattro ed i dodici litri di acido per ogni metro quadrato della sezione della zona trattata e per la durata di tempo di un minuto.

5. Impiego di acido cloridrico con additivi.

Una maggiore efficacia dell'acidificazione ed un minore danno alle apparecchiature si ottiene con l'aggiunta di speciali additivi alla soluzione di trattamento. Per proteggere le parti acciaiose del pozzo si ricorre ad inibitori di corrosione. Per esaltare la capacità dell'acido di bagnare la roccia e di penetrare nei fori piccoli, e per ridurre contemporaneamente la tensione capillare dell'acqua interstiziale onde facilitarne l'asporto, si immettono nella soluzione degli agenti tensioattivi.

Ai disemulsionanti è demandato il compito di impedire la formazione di emulsioni viscose tra il prodotto dell'acidificazione e l'olio di giacimento. Per evitare che l'acido attacchi uniformemente le pareti del foro e reagisca soltanto sulla superficie del pozzo o nella zona prossima ad esso interessando globalmente tutto il calcare secondo superfici cilindriche concentriche anziché insinuarsi con una fitta ramificazione di canalicoli entro la formazione rocciosa, lo si può inviare nel terreno ad alta velocità. Ciò che si desidera ottenere infatti non è l'allargamento del diametro del foro ma l'aumento della permeabilità dei calcari in profondità, forzando l'acido ancora attivo a penetrare nelle piccole fratture, nelle cavità di soluzione e nelle aree di dolomitizzazione. Se l'acido è immesso ad alta velocità, esso non potrà esaurirsi al primo contatto con la roccia e la sua azione sarà relativamente efficace anche a distanza dall'asse del pozzo.

Per ottenere una buona penetrazione, si può immettere nella soluzione un additivo che riduca la velocità di reazione dell'acido. Se l'acido ad effetto ritardato reagisce più lentamente, esso può raggiungere una maggior profondità nella roccia prima di essere esaurito.

Un additivo per ritardare la velocità di reazione dell'acido cloridrico è l'acido solforico. Questi reagisce col carbonato di calcio secondo la seguente reazione:

$$H_2SO_4 + CaCO_3 = \\ = CaSO_4 + H_2O + CO_2$$

Il solfato di calcio depositandosi sui granuli di roccia viene a costituire un film protettivo scarsamente attaccato dall'acido cloridrico ed insolubile in acqua. La pellicola permette alla soluzione di procedere in profondità, senza esaurirsi prematuramente a contatto del primo calcare incontrato.

L'azione dell'acido solforico non è però del tutto soddisfacente, sia perché non si è sicuri che il solfato di calcio rivesta completamente i canalicoli, sia perché l'acido solforico può reagire a sua volta con i silicati dando origine ad una melma che può ostruire le aperture. Altri composti ritardanti che possono sostituire l'acido solforico sono il furfurolo, l'acido furolico e l'alcool furolico; questi composti presentano tuttavia lo svantaggio di un costo elevato.

Se nella formazione produttiva si trovano zone di alta permeabilità intercalate a zone di bassa permeabilità, conviene acidificare selettivamente queste ultime.

Per evitare che l'acido del trattamento penetri preferenzialmente negli strati più permeabili o più porosi, provocando in questo modo un allargamento non necessario di canalicoli già di per sé grandi, ed ignori gli strati a bassa permeabilità e meno produttivi, si rende necessario acidificare con un tubing munito di semplice o doppio packer; soltanto in tal modo è possibile isolare un livello dall'altro. Nel caso di packer semplice il trattamento di acidificazione deve essere eseguito al di sotto dell'attrezzo, per evitare che i detriti conseguenti allo scioglimento del calcare impediscano la risalita del tubing.

Nel caso di acidificazione selettiva si può anche ricorrere a materiale analogo a quello impiegato contro le perdite di circolazione, oppure a sostanze di tipo gelatinoso. Queste ultime si devono pompare allo stato liquido, affinché la loro penetrazione nel terreno sia massima. Trascorso un certo lasso di tempo dalla messa in posto, l'intasante passerà dallo stato liquido allo stato gelatinoso occludendo i pori dei livelli a maggiore porosità. Soltanto quando si sia certi dell'avvenuto passaggio di stato chimico-fisico del materiale introdotto, si inizia il pompamento dell'acido nella zona del giacimento a bassa permeabilità. In tal modo potranno essere intaccati i pori di piccolo diametro non interessati dal precedente invio di sostanze gelatinose.

6. Stimolazione per fratturazione idraulica.

Il processo di fratturazione idraulica aumenta la produttività dei pozzi con la creazione di fratture estese, le quali, partendo dalle pareti del pozzo, entrano nella formazione determinando una forte riduzione della caduta di pressione per skin effect. Le fratture si creano iniettando sotto pressione un fluido impedito dalla sua densità e viscosità a filtrare attraverso i pori della formazione, e pertanto obbligato a compiere un'azione di spinta contro la roccia, agendo normalmente alla superficie delle crepe. Le fratture possono essere aperte dal fluido in senso orizzontale od in senso verticale, ma poiché i giacimenti ad olio ed a gas non sono omogenei e la permeabilità orizzontale delle formazioni è superiore alla permeabilità verticale, sarebbe preferibile ottenere fratture ad andamento verticale.

Se la formazione viene fratturata secondo piani orizzontali è infatti probabile che solo una piccola parte della zona porosa venga interessata dall'operazione. In tal caso l'aumento di produzione decrescerà rapidamente.

È difficile poter influenzare dalla superficie la direzione delle fratture, tuttavia la conoscenza della conformazione dello strato produttivo e particolari accorgimenti tecnici possono indirizzare gli sforzi degli operatori.

Devono anche essere prese in considerazione le forze latenti dei terreni, cioè gli stati di tensione delle rocce che sono conseguenza della genesi e della successiva sollecitazione dello strato.

Le fratture indotte nella roccia, per effetto delle forze agenti, si formano approssimativamente secondo i piani di minor coesione nel caso di terreni a stratificazione marcata; inoltre esse tendono ad aprirsi secondo un piano normale alla direzione delle forze di maggior tensione.

Pertanto in aeree soggette a distensione tettonica, caratterizzate da faglie normali, le fratture seguiranno un andamento verticale o subverticale, mentre in aree di compressione tettonica la tendenza della roccia a scollarsi seguirà piani orizzontali.

A confondere questa altrimenti netta separazione interviene la pressione di sovraccarico, la quale a sua volta influenza la direzione di fratturazione. È tuttavia dimostrato che per ottenere fratture orizzontali non è necessario vincere la pressione dovuta al peso degli strati sovrastanti e che lo scollamento degli straterelli si ha per pressioni inferiori a questa.

Una tecnica valida per favorire la fratturazione verticale è quella di creare un particolare intonaco sulle pareti del pozzo, in modo da cementare tra loro i piani di minor coesione orizzontale; si prevengono così le fratture orizzontali che normalmente si aprono a pressioni più basse, e, quando si raggiunge la pressione di rottura, la roccia tende ad aprirsi secondo piani verticali. La sostanza usata per intonacare il pozzo è fango a base di olio.

Per conoscere la orientazione delle fratture indotte nella formazione si è pensato di applicare un metodo radioattivo: si tratta di inviare nel giacimento una sabbia opportunamente radio - attivata.

Confrontando un gamma-ray rilevato prima del trattamento di fratturazione con un gamma-ray tracciato al termine, si possono avere indicazioni approssimative sulla direzione preferenziale delle crepe. La messa a punto del procedimento non soddisfa ancora completamente, in quanto troppi elementi intervengono a complicarne l'interpretazione.

Riccardo Varvelli

Torino, Istituto di Arte Mineraria del Politecnico, agosto 1965.

Ad Antonio Cavinato

Considerazioni sulle possibilità di arricchimento di grezzi cinabriferi a basso tenore

ENEA OCCELLA espone sinteticamente i risultati di alcune serie di prove di concentrazione meccanica e per flottazione, compiute su due tipi di grezzi cinabriferi toscani, traendone spunto per alcune considerazioni di carattere tecnico-economico, di confronto con i metodi di estrazione diretta del mercurio per distillazione in forno.

1. Osservazioni preliminari.

In relazione alla notevole variazione delle quotazioni del mercurio, che si è verificata a partire dal 1963 ed ha tra l'altro consentito di allargare l'orizzonte delle riserve di minerali cinabriferi economicamente utilizzabili in Italia, l'Istituto di Arte Mineraria del Politecnico di Torino ha ritenuto opportuno affrontare il problema dell'arricchimento di taluni minerali mercuriferi a basso tenore, in un quadro di indagini da tempo intraprese sulla valorizzazione dei grezzi poveri [1].

La presente nota [2] intende considerare i soli casi in cui sono risultati tecnicamente possibili elaborazioni di grezzi mercuriferi prevedenti un prearricchimento meccanico per comminuzione differenziale o per semplice classificazione per densità e volume ed una successiva concentrazione per flottazione, prima del definitivo trattamento per distillazione ai forni.

In particolare si riferisce alle due possibilità seguenti:

1) liberazione del cinabro contenuto in spalmature ed impregnazioni localizzate, entro fratture di rocce ftanitiche e marnose, per azione di una frantumazione, triturazione e soprattutto macinazione per urto ed attrito; isolamento di una frazione fine in cui — per la fragilità e la particolare localizzazione della mineralizzazione — è contenuta la maggior parte del cinabro presente nel grezzo [3];

2) concentrazione di una buona parte del minerale utile in determinate classi granulometriche e conseguente recupero per sfangamento, spappolamento della frazione argillosa e classificazione per densità e volume, nel caso di originaria commistione del cinabro con grossi frammenti litoidi pressoché sterili e con una massa idrosilicatica, carbonatica e silicatica, a comportamento pseudocoerente [4].

Tra i due casi esistono ovviamente differenze sostanziali. Il primo infatti si riferisce ad un grezzo costituito da frammenti di rocce coerenti ed in parte notevolmente elastiche, in pezzatura relativamente grossolana, per il quale si prospettano varie possibilità di realizzare una comminuzione differenziale, agendo sulle condizioni di macinazione più opportune per liberare le particelle di cinabro, in vista di separarle con i metodi classici della Preparazione dei Minerali.

Il secondo è invece relativo ad un grezzo formato per la maggior parte da una roccia pseudocoerente, a fine tessitura d'aggregato, per il cui arricchimento i problemi sostanziali da risolvere sono rappresentati dallo sfangamento, dalla separazione dei grossi frammenti coerenti pressochè sterili e dalla concentrazione della frazione pesante, intervenendo solo marginalmente sulla riduzione dei grani (salvo che per quanto deriva dallo spappolamento della frazione a comportamento argilloso, che si verifica negli apparecchi e nelle macchine separatrici, in rapporto agli sforzi tangenziali a cui la torbida è soggetta).

Dell'uno e dell'altro, per la novità che essi rappresentano, essenzialmente in rapporto a mineralizzazioni cinabrifere, si dirà brevemente, esponendo sinteticamente i risultati raggiunti in saggi di arricchimento e facendo seguire qualche considerazione di carattere economico sulla convenienza o meno di inserire nel ciclo di trattamento dei procedimenti di concentrazione, prima della distillazione in forno.

Occorre osservare peraltro — per entrambi i problemi affrontati — che le ricerche intraprese, di per sé molteplici ed estremamente complesse, sono state soprattutto orientate tenendo conto della necessaria limitazione del costo globale dell'arricchimento, da applicarsi a minerali piuttosto poveri: di conseguenza gli schemi di lavoro hanno dovuto essere semplificati al massimo, in qualche caso sacrificando di parecchi punti i recuperi percentuali ottenibili; esse sono state prevalentemente limitate allo stadio dell'indagine di laboratorio: tuttavia alcune — come le prove di separazione con cicloni — hanno necessariamente raggiunto l'importanza di saggi semi-industriali.

2. Ricerche su grezzi ftanitico-marnosi.

a) Esami analitici e piano delle ricerche.

La mineralizzazione di M. Labbro corrisponde alla coesistenza dei termini seguenti:

1) impregnazioni di cinabro nelle rocce ftanitico-marnose, in zolle frantumate, alterate e sfatte ad opera di soluzioni metallizzanti (v. fig. 1 A);

2) spalmature irregolari, talora finemente brecciolari, di cinabro nelle « ftaniti » (radiolariti carbonatiche e silicee, costituite pressoché esclusivamente da gusci di radiolari, spicule di spongiari e frammenti di foraminiferi, in strutture ovoidali e fibroso-raggiate, ricementate da silice amorfa ed interessate da venule di quarzo ricristallizzato, in presenza di poca calcite microcristallina), sconnesse per sollecitazioni meccaniche: quivi il cinabro è talora associato a marcassite, soprattutto nelle diaclasi minute (aventi uno spessore di qualche decimo di mm: fig. 1 B);

3) diffusioni nelle marne e

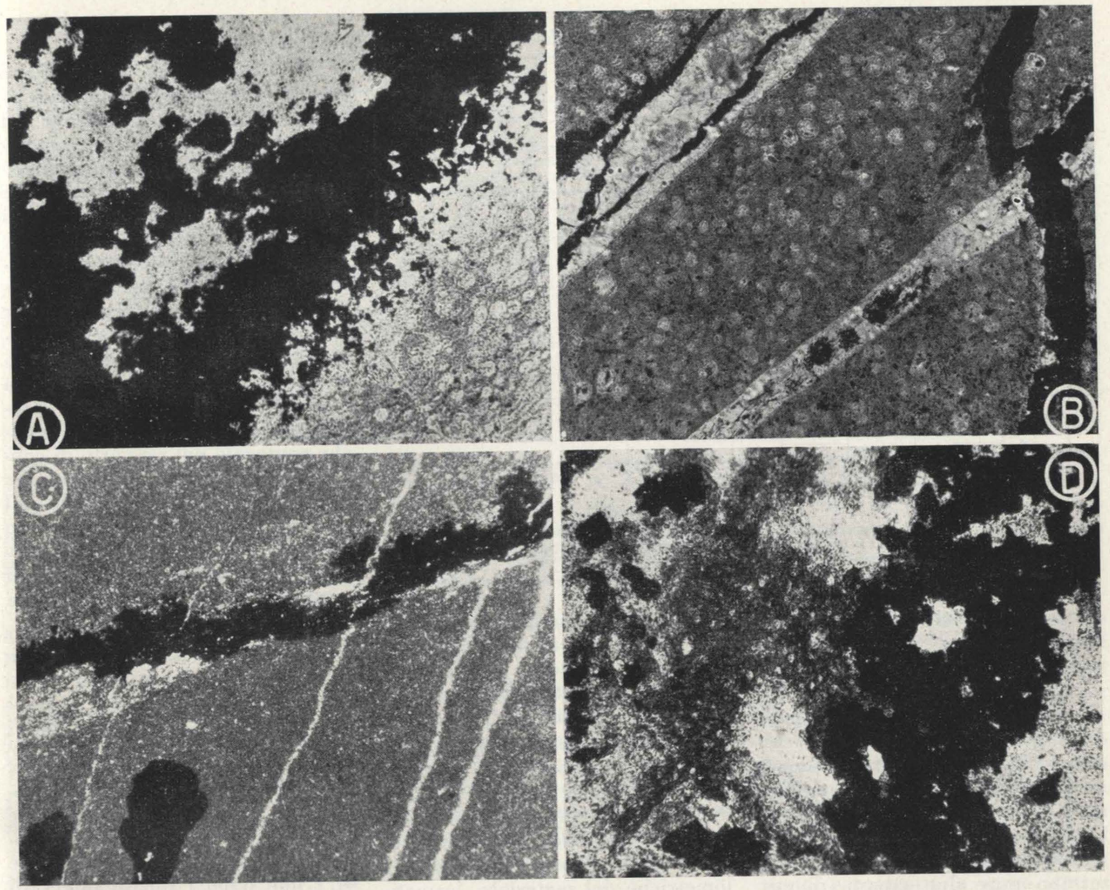


Fig. 1 - Microfotografie di sezioni sottili di mineralizzazioni cinabrifere (25 ingrandimenti; nicol paralleli). A) Vena cinabrifera - con minuta diffusione entro la roccia silicea - al contatto tra argille marnose e ftaniti (M. Labbro). B) Fini dispersioni e venule di cinabro e di marcassite entro microdiaclasi, nelle ftaniti (M. Labbro). C) Diffusioni di cinabro, in aggregati microcristallini, nelle marne (M. Labbro). D) Cinabro cristallino, idiomorfo, disperso entro marne ed argille marnose decalcificate (Catabbio).

---

(1) Sull'argomento specifico si rimanda alla nota di L. Stragiotti: « *Sulle possibilità di arricchimento ed utilizzazione di depositi cinabriferi poveri* »: L'Industria Mineraria, Roma; *5*, 183; 1954, in cui con una preveggenza assai acuta venivano indicati i limiti di coltivabilità dei giacimenti mercuriferi a basso tenore, su quelle basi che un decennio più tardi potevano riscontrarsi esattamente corrispondenti alla realtà, con le sole favorevoli modifiche dovute all'improvvisa e straordinaria levitazione dei prezzi del metallo. Anche le considerazioni di carattere tecnico ivi contenute sono state confermate appieno da una grande massa di prove condotte presso l'Istituto di Arte Mineraria del Politecnico di Torino su grezzi provenienti da località svariatissime.

Più recentemente, note illustrative dei più importanti giacimenti mercuriferi secondari italiani e della relativa metallogenesi sono state elaborate dal Prof. Ing. Stefano Zucchetti, Docente presso l'Istituto di Giacimenti Minerari del Politecnico di Torino (« *I giacimenti mercuriferi secondari della Toscana e l'età della locale metallogenesi* ». Rend. Acc. Naz. Lincei; fasc. 5°, serie VIII; *36*, 658; 1964 e « *I giacimenti cinabriferi detritici e residuali del distretto amiatino* », L'industria Mineraria, *15*, 495; 1964), integrate — per quanto concerne invece i depositi primari — da una conferenza tenuta da parte del Prof. Zucchetti stesso in Torino, il 19 maggio 1965, per l'Associazione Mineraria Subalpina (dal titolo « Confronto fra i giacimenti mercuriferi primari dell'Amiata e della Spagna »).

Le presenti considerazioni fanno seguito ad una nota dell'A. apparsa su « L'Industria Mineraria »; *15*, 291; 1964, avente per titolo « Significato e caratteristiche della coltivazione di aree marginali della mineralizzazione cinabrifera toscana », e completano una memoria preliminare, presentata al Simposio sull'Arricchimento dei minerali connesso alla Riunione della Società Italiana per il Progresso delle Scienze (Cagliari-Sassari, sett.-ott. 1964), dal titolo « Prospettive di arricchimento di grezzi mercuriferi a basso tenore ».

(2) Facente parte dell'attività di ricerca della Sez. VI del Gruppo di Ricerca sui Problemi Minerari del C.N.R.

(3) L'argomento ha fatto oggetto di una discussione e di una elaborazione da parte del Dott. Ing. G. Arrigoni nel corso del lavoro per la tesi di laurea, discussa nel 1965 presso il Politecnico di Torino, con la guida dell'A., sul tema « Studio sull'arricchimento per comminuzione differenziale di un grezzo cinabrifero », con particolare riferimento al minerale proveniente dalla Miniera di Monte Labbro della Soc. Mercurifera Italiana.

(4) L'argomento ha fatto oggetto di analogo lavoro per tesi di laurea, discussa nel 1965 presso il Politecnico di Torino dal Dott. Ing. G. Gola, sotto la guida dell'A., sul tema « Prospezione geomineraria del giacimento mercurifero di Catabbio (Grosseto) », con l'esame delle possibilità di concentrazione del grezzo proveniente dalla concessione di Catabbio della Soc. Mineraria Rimbotti.

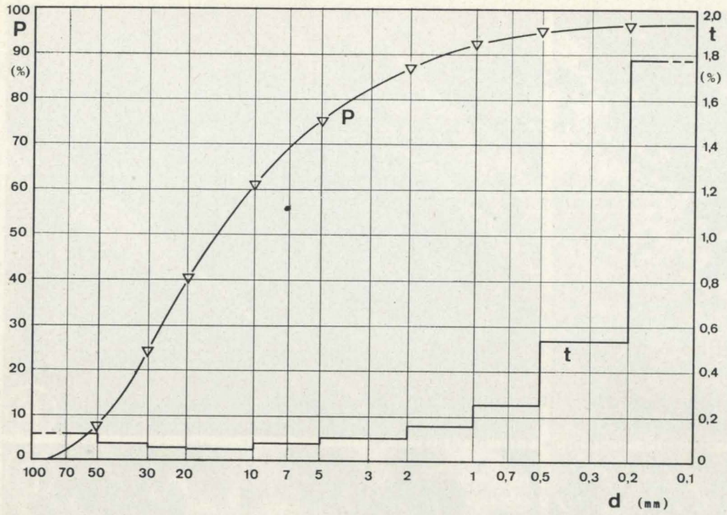


Fig. 2 - Risultati dell'esame granulometrico ed analitico per classi, compiuto su un grezzo ftanitico-marnoso di M. Labbro: P = percentuali ponderali cumulative; t = tenori di mercurio nelle singole classi; d = dimensioni dei grani.

calcareniti quarzose, in aggregati di cristalli di 20-100 μm di spigolo (fig. 1 C).

Fu dato disporre di due grezzi, ricavati dai lavori di ricerca della miniera di M. Labbro [5] dotati rispettivamente di tenori di 0,45% e di 0,24% di mercurio [6]; per eliminazione manuale di una quota di elementi maggiormente mineralizzati, si ricostituirono pure due grezzi (di cui uno prevalentemente ftanitico), dotati di un tenore dello 0,1% circa in Hg.

Tenuto conto della sostanziale omogeneità di costituzione dei materiali di cui si dispose, alla base delle presenti considerazioni sarà preso il grezzo a tenore di 0,24% Hg, indicando quando necessario le differenze nel comportamento degli altri T.V., per confronto con il primo.

Un esame granulometrico ed analitico per classi (i cui risultati sono sintetizzati nel diagramma di fig. 2) ha posto anzitutto in evidenza la grande variazione dei tenori nelle diverse classi granulometriche del materiale, formato da elementi di tutte le dimensioni inferiori a 100 mm: si riscontrò ad esempio una variazione dei tenori di Hg tra lo 0,027% (nella frazione 10-20 mm) e l'1,78% (nella classe minore di 0,2 mm). L'incremento dei tenori di mercurio nelle porzioni fini non è tuttavia tale da giustificare la loro esclusiva utilizzazione (in quanto, ad esempio, le classi minori di 1 mm contengono soltanto il 35% del cinabro totale, accentrato in una frazione pari al 7,4% del grezzo, dotata di un tenore dell'1,11% di Hg).

Le prove di comminuzione hanno avuto per iscopo di recuperare un'ulteriore porzione del cinabro presente nelle classi originariamente maggiori di 1 mm, con un'azione combinata di urto (per la rottura dei frammenti contenenti cinabro nelle microdiaclasi) e di attrito (per l'asportazione del cinabro dalle spalmature e genericamente per la demolizione delle zolle marnose mineralizzate, particolarmente tenere).

In rapporto alla distribuzione granulometrica originaria del cinabro ed alla sua ripartizione nei prodotti di comminuzione ottenuti durante saggi orientativi preliminari, oltre che per la facilità e semplicità di realizzazione di una tale classificazione, si decise di ritenere come prodotto concentrato quello costituito da elementi minori di 1 mm, separato per vagliatura, nell'implicita considerazione che un'eventuale sostituzione di tale operazione con una idroclassificazione statica o centrifuga potrebbe introdurre qualche vantaggio nel rapporto di concentrazione, senza peraltro far intervenire perdite sensibili nel recupero di mercurio (in quanto appunto limitatissima è la porzione di mercurio nelle frazioni comprese tra 1 mm e 0,5 mm circa).

Il complesso delle prove condotte ha compreso:

1) saggi di autocomminuzione, a secco e ad umido, su grezzi tal quali o privati dell'originaria frazione minore di 1 mm, protraendo l'azione di macinazione per differenti tempi, con asportazione o meno della classe minore di 1 mm dopo i singoli intervalli di macinazione;

2) saggi di macinazione con sfere e barre, a secco e ad umido;

3) saggi di macinazione a secco, con variazione del tipo di molino e della velocità di rotazione del tamburo.

Le prove sono state compiute in molini di acciaio a funzionamento discontinuo, cilindrici, di diametro di 200 e 350 mm, ed in un molino a rivestimento in para « Linatex », cilindrico, del diametro di 300 mm.

b) Risultati delle prove.

Alcuni dei più significativi risultati sono illustrati dai dati di tab. 1-a (che si riferisce a prove di macinazione autogena in molino di 200 m di diametro) e di tab. 1-b (relativa a prove con carica macinante metallica, a secco e ad umido, nello stesso molino). Vengono tabulati per ogni saggio i valori delle rese totali di prodotto minore di 1 mm, dopo intervalli di tempo di 10, 20, 30, 40 e 50 minuti per l'automacinazione e di 1,5, 3, 4,5 e 6 minuti per la macinazione a sfere e barre. In particolare la tab. 1-a si riferisce a prove compiute con eliminazione dei fini originari (prova A) o senza tale eliminazione, ma con estrazione delle porzioni minori di 1 mm dopo i vari intervalli di comminuzione (prova B, a secco; prova D, ad umido); la serie di prove C si riferisce invece a saggi di macinazione protratta, senza eliminare i fini, durante gli interi tempi predetti. Le colonne successive a quelle delle rese indicano i valori del tenore delle singole classi estratte, dei tenori medi cumulativi di tali classi e del recupero cumulativo di Hg.

I grafici di fig. 3 (a - macinazione autogena; b - macinazione con carica metallica) sintetizzano i medesimi risultati, in un piano « recuperi - rese cumulative », indicando inoltre la famiglia di curve parametriche a tenore medio costante. Le cifre segnate accanto ad ogni valore sperimentale rappresentano i tempi di macinazione relativi, in minuti primi.

Raccogliendo le varie considerazioni che le prove citate e le molte altre eseguite suggeriscono, si deduce — con riferimento ad un grezzo al tenore dello 0,24% circa di Hg:

1) è possibile ottenere concentrati per macinazione differenziale, rappresentanti pesi pari al 25-30% del grezzo, in cui si raccoglie il 75-85% del cinabro, corrispettivamente dotati di tenori medi dello 0,75-0,65% di mercurio;

2) la macinazione ad umido (a parte l'esigenza ch'essa può rappresentare, in funzione della originaria umidità dei grezzi industriali) fornisce risultati comparabili con quelli della macinazione a secco, ma entro intervalli di tempo inferiori (nel caso particolare, ridotti a meno di metà);

3) risultati ancora comparabili si ottengono con carica automacinante o con carica di barre metalliche: in quest'ultimo caso i tempi di permanenza nel molino debbono ovviamente essere ridotti (ad 1/5-1/7, nel caso particolare). L'automacinazione è tuttavia da preferirsi agli effetti di un maggior rapporto di concentrazione e della migliore distribuzione granulometrica del prodotto, meno soggetto a sovracomminuzione; la macinazione con sfere metalliche dà invece risultati nettamente inferiori, per minori rapporti di concentrazione, recuperi e tenori medi;

4) è utile mantenere per un certo tempo in circolazione nel molino i fini primari, che consentono una congrua azione di sfregamento e ripulitura dalle incrostazioni su tutta la superficie dei grani, con riduzione degli spigoli dei maggiori frammenti; successivamente è invece utile l'eliminazione di tali fini, che limitano la potenzialità della macinazione, soprattutto a secco, introducendo inutili sovracomminuzioni. Un risultato corrispondente è ottenibile in sede industriale con molini a grata, implicanti una sufficiente circolazione della torbida, in circuito aperto;

5) è dannoso limitare la velocità di rotazione a valori inferiori al 75% di quella critica; i migliori risultati sono stati anzi ottenuti con regimi di giri corrispondenti al 90% circa del numero di giri critico.

Per quanto concerne poi la variazione delle prestazioni della macinazione selettiva con il variare della composizione del grezzo, si sono ottenuti risultati comparabili dai grezzi a differenti tenori di mercurio, con l'avvertenza che il raddoppio del tenore medio dell'alimentazione corrisponde, a parità di rapporto di concentrazione, ad un miglioramento di 5-7 punti % nei recuperi di mercurio.

Soltanto trattando grezzi esclu-

Tabella 1

Risultati di prove di arricchimento per macinazione differenziale

a) Macinazione autogena	A. Senza fini primari, a secco				B. Con fini primari, a secco				C. Senza alcuna eliminazione fini, a secco				D. Con fini primari, ad umido			
tempi minuti	rese %	tenori Hg% elem.	tenori Hg% cumul.	recuperi Hg %	rese %	tenori Hg% elem.	tenori Hg% cumul.	recuperi Hg %	rese %	tenori Hg% elem.	tenori Hg% cumul.	recuperi Hg %	rese %	tenori Hg% elem.	tenori Hg% cumul.	recuperi Hg %
0	7.4	1.11	1.11	53	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
10	14.5	0,76	0.96	59	15.7	0.96	0.96	61	15.7	—	0.96	61	14.8	0.71	0.71	72
20	19.9	0.36	0.80	68	22.1	0.52	0.82	75	19.6	—	0.83	66	28.5	0.44	0.68	78
30	23.3	0,23	0.69	72	26.1	0.36	0.75	80	21.4	—	0.78	68	30.1	0.36	0.66	80.5
40	25.9	0.17	0.66	74	28.9	0.21	0.70	82	23.2	—	0.73	69	31.0	0.33	0.65	81.5
50	28.0	0.14	0.62	75.5	31.0	0.17	0.66	83,5	23.9	—	0.72	70	31.8	0.20	0.64	82.5
Residuo	100.0	0.09	0.245	100	100.0	0.05	0.245	100	100.0	0.09	0.245	100	100.0	0.06	0.245	100.0
b) Macinazione con carica metallica	A. a barre, a secco				B. a barre, ad umido				C. a sfere, a secco				D. a sfere, ad umido			
1.5	14.6	0.90	0.90	55	24.4	0.66	0.66	69	18.4	0.68	0.68	54	27.6	0.52	0.52	61
3.0	24.7	0.37	0.68	71	30.9	0.20	0.57	75	26.6	0.21	0.54	61	37.1	0.16	0.43	68
4.5	30.4	0.18	0.58	75.5	36.4	0.07	0.48	76.5	32.3	0.10	0.46	63	42.9	0.08	0.38	69
6.0	36.9	0.09	0.50	78	40.8	0.05	0.45	78	37.6	0.07	0.405	65	47.0	0.05	0.35	70
Residuo	100.0	0.08	0.235	100	100.0	0.085	0.235	100	100.0	0.13	0.235	100	100.0	0.13	0.235	100

[5] Per cortese interessamento dell'esercente Società Mercurifera Italiana, che qui espressamente si ringrazia per l'appoggio indirettamente fornito alla ricerca.

[6] Le determinazioni del mercurio vennero compiute, a cura del Dott. Ing. G. Arrigoni, con il metodo per distillazione in fornetto, secondo Rose-Marchand. Esse, effettuate su ogni campione, vennero integrate a cura dell'A. da esami petrografici su detriti, in luce riflessa e trasmessa, da saggi analitici di separazione con tavola di ricerca « Superpanner » e — esclusivamente sulle porzioni residuali delle prove di concentrazione, definite « sterili » — da analisi fotometrica ad assorbimento, per mezzo di apparecchio « Mercury detector », opportunamente tarato con campioni a noto tenore e diluendo ove necessario i materiali in istudio con polveri esenti da Hg.

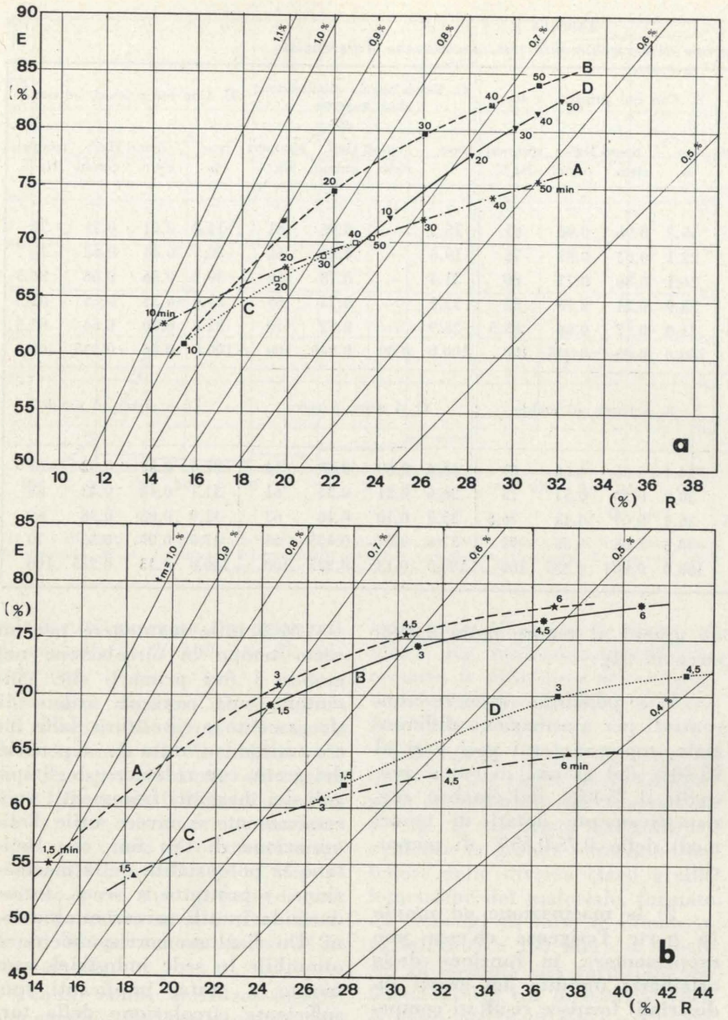


Fig. 3 - Risultati di prove di comminuzione differenziale, espressi in un piano « E » (recuperi di mercurio) - « R » (rese di concentrato, prodotto minore di 1 mm): a) saggi di macinazione autogena (A = senza fini primari, a secco; B = con fini primari, a secco; C = senza alcuna eliminazione successiva di fini, a secco; D = con fini primari, ad umido); b) saggi di macinazione con carica metallica (A = a barre, a secco; B = a barre, ad umido; C = a sfere, a secco; D = a sfere, ad umido). Sul grafico sono pure riportati la famiglia di curve parametriche a tenore medio costante ed i tempi di macinazione, in minuti primi.

sivamente ftanitici, con un tenore medio originario dello 0,1% Hg, non è stato possibile incrementare i recuperi di cinabro oltre al valore del 50%, dopo tempi di macinazione di 50 minuti con carica autogena, ovvero dopo tempi di 7,5 minuti con carica metallica. Ciò in rapporto all'impossibilità di liberare completamente il cinabro contenuto nelle minutissime diaclasi delle ftaniti ed in talune connesse diffuse impregnazioni, a cui è imputabile in generale la perdita di cinabro in tutte le prove di comminuzione differenziale.

3. Ricerche su grezzi marnosi pseudocoerenti.

a) Esami analitici e piano delle ricerche.

La miniera di Catabbio corrisponde alla sovrapposizione di due coltri, non sostanzialmente differenziate se non per il colore e l'aspetto esterno:

1) diffusione irregolare di cinabro cristallino (v. fig. 1 D) entro alternanze di calcareniti, calcari marnosi ed argille sfatte, di color giallo, di modesta potenza, interessate da una rielaborazione alluvio-eluviale e da una corrispondente ossidratazione, in presenza di residui litoidi prevalentemente calcarei, contenenti — nelle zone ritenute coltivabili — dallo 0,04 allo 0,3% di Hg;

2) analoga diffusione di cinabro entro sottostanti marne e calcareniti di color grigio, con una modesta proporzione di frammenti a consistenza litoide, contenenti analoghe proporzioni di mercurio. Il mercurio è ovunque sotto forma di cinabro (raramente di metacinnabarite), con pirite e marcassite talora prevalenti. La potenza di questo deposito (che per semplicità sarà detto « profondo », in contrapposizione alle coltri « superficiali » ossidate) non è tuttora definita con precisione, nè può essere significativamente espressa da cifre, in quanto la mineralizzazione non lega la sua continuità a particolari piani, ma è diffusa entro le rocce maggiormente permeabili, soprattutto in rapporto ad una porosità chimica secondaria, provocata dal passaggio di soluzioni che hanno determinato argillificazioni, ossidratazioni e formazione di idrogeli silicici ad alluminosi.

Agli effetti del presente studio, interessa porre in evidenza la facile plastificazione del complesso della roccia estratta — ad eccezione dei frammenti coerenti, molto meno mineralizzati della frazione pseudocoerente — in seguito all'impregnazione da parte delle acque, permeanti pure negli strati argillosi, anche in seguito alla presenza di una fitta rete di antichi scavi, aperti sino a profondità dell'ordine di 30-40 metri, su una vasta area.

Fu dato disporre di svariati campioni di minerale, provenienti dai lavori di ricerca, estratti a varia profondità, sia dalla coltre « superficiale » che da quella « profonda » (7), separatamente sottoposti alle prove di cui sarà dato sintetico resoconto.

Dopo energico sfangamento, i grezzi sono stati sottoposti ad esame granulometrico ed analitico

(7) Per interessamento della Società Mineraria Rimbotti, esercente la miniera di Catabbio, a cui si desidera qui esprimere un vivo ringraziamento per il cortese appoggio prestato.

Tabella 2

Contenuto di mercurio in tre classi granulometriche di grezzi cinabriferi.

	Grezzo A (t = 0,028%)			Grezzo B (t = 0,248%)			Grezzo C (t = 0,425%)		
	+1 mm	0.015-1 mm	-0,015 mm	+1 mm	0,015-1 mm	-0,015 mm	+1 mm	0,015-1 mm	-0,015 mm
Quantità in peso %	35,0	19,0	46,0	28,0	22,5	49,5	7,4	31,1	61,5
Tenore Hg %	0,016	0,076	0,018	0,085	0,85	0,070	0,13	1,18	0,10
Recupero Hg %	20,1	51,6	29,3	9,7	76,3	14,0	2,3	83,9	13,8

per classi (8), che in generale ha posto in evidenza in ogni campione una grande variazione del contenuto di Hg nelle varie frazioni. Ad esempio, la fig. 4 indica, per due grezzi « superficiali » (rispettivamente siglati A e B, dotati di contenuto medio di Hg dello 0,028% e 0,248%) e per un grezzo « profondo » (siglato con la lettera C e dotato di un contenuto medio dello 0,425% di Hg) la distribuzione delle dimensioni e dei tenori di mercurio: si riscontrano rapporti di tenori di mercurio dell'ordine di 15 tra le classi più ricche e quelle meno ricche nel campione A, molto povero, che salgono rispettivamente a 40 ed a 100 nei campioni B e C, progressivamente più ricchi in cinabro. Appare inoltre evidente la grande proporzione di frazioni impalpabili, minori di 15 μm circa (rappresentanti il 50-60% per tutti i materiali).

In sintesi, la tabella n. 2 riporta la ripartizione in peso e la composizione delle classi che possono essere considerate come caratteristiche dei grezzi in esame, e quali potrebbero essere ottenute con una classificazione prevalentemente granulometrica, in corrispondenza delle maggiori variazioni del contenuto di Hg, che si riscontrano attorno ad 1 ed a 0,015 mm.

Sulla base degli esami analitici relativi a 7 tipi di grezzi, si decise pertanto di compiere una serie di esperienze sistematiche su ognuno di essi, comprendenti:

1) energico sfangamento iniziale;

2) separazione per vagliatura ad umido a 0,75 mm;

3) classificazione in idrocicloni di vario tipo della frazione minore di 0,75 mm, per ricavare un prodotto addensato, grosso, arricchito in cinabro, ed uno sfioro impalpabile, prevalentemente sterile.

b) Risultati delle prove.

La ricerca così definita si è tradotta per ogni grezzo in una sperimentazione di dettaglio, per la scelta di un tipo di ciclone e la regolazione delle condizioni tecnologiche relative (densità della torbida, pressione di alimentazione, apertura del diaframma alla punta). Nell'impossibilità di esporre i risultati di tutte queste prove, ci si limita a concludere con le seguenti osservazioni sintetiche:

1) la separazione attorno a 15 μm, realizzante il massimo recupero di mercurio dal prodotto ciclonato, può essere ottenuta con facilità utilizzando torbide relativamente dense — così da esaltare l'effetto sceveratore della ciclonatura — quali quelle dotate di una concentrazione volumetrica di solido di 0,12-0,15 (concentrazione in peso sino a 0,4 kg/l). Il fatto si traduce in un consumo d'acqua relativamente modesto;

(8) È da notare che l'esame granulometrico è stato compiuto in parte per vagliatura (sino a 30 μm), in parte per idroclassificazione (separazione a 15 μm). Ciò ha provocato nella determinazione delle dimensioni di taglio una disuniformità tra il comportamento del cinabro e dello sterile: la dimensione di 15 μm corrisponde alla separazione dello sterile, avente una densità media di 2,6, ma a circa 8-10 μm per il cinabro. Per semplicità ed uniformità delle rappresentazioni dei risultati di saggi compiuti sui differenti campioni, sono state spesso inoltre raccolte in uniche classi varie frazioni granulometriche più ristrette. Le presenti determinazioni analitiche e quelle relative ai prodotti delle prove di concentrazione sono state compiute con i metodi seguenti: per distillazione in forno (metodo Rose-Marchand; analisti Ingg. S. Pelizza e G. Gola); per distillazione ed amalgamazione su piatto d'oro (metodo Eschka, a cura del laboratorio d'analisi della Soc. Mineraria Rimbotti); per via roentgenspettrografica (metodo dello standard interno omogeneo, a cura del Prof. E. Matteucci, dell'Istituto di Giacimenti Minerari del Politecnico di Torino). Su tutti i campioni è stato effettuato a cura dell'A. controllo analitico e granulometrico per via ottica petrografica.

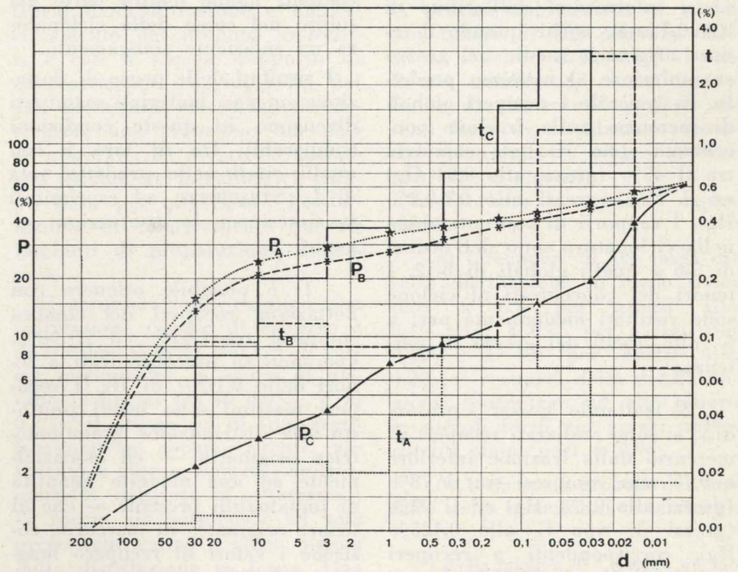


Fig. 4 - Risultati dell'esame granulometrico (ad umido) ed analitico per classi, compiuto su grezzi marnosi pseudocoerenti di Catabbio: P = percentuali ponderali cumulative; t = tenori di mercurio nelle singole classi; d = dimensioni dei grani. A, B e C corrispondono alle sigle dei campioni, a tenore medio rispettivamente 0,028 %, 0,248 % e 0,425 % di mercurio.

2) sono giudicabili equivalenti agli effetti dei risultati conseguiti cicloni del diametro interno di 50-75 mm, con condotto d'immissione da 1 1/2″, sotto pressioni d'esercizio di 1-2 kg/cm². Le portate corrispondenti sono dell'ordine di 0,8-1,1 *l/s* di torbida e le separazioni sono compiute rispettivamente attorno a 20-12 μm (con riferimento ai grani di sterile);

3) è possibile evitare qualsiasi ripasso dei concentrati, che risultano inquinati da una modesta proporzione di impalpabili e quindi possono passare direttamente a successive operazioni di arricchimento per flottazione; il taglio attorno a 15 μm risulta d'altra parte relativamente « facile », anche in rapporto alla distribuzione granulometrica dei grezzi;

4) trattando grezzi « superficiali », si sono realizzati recuperi di mercurio dalla frazione minore di 0,75 mm — per mezzo di un sol passaggio ai cicloni — compresi tra il 57% (trattando grezzi allo 0,01% di Hg) e l'80% (per grezzi di tipo B, allo 0,248% di Hg), poco lontani da quelli teorici risultanti dalla tabella 3; recuperi anche maggiori sono stati ottenuti in rapporto a particolari concentrazioni di cinabro in classi intermedie, dell'ordine di 0,05-0,1 mm, anche quando il tenore originario medio del grezzo era inferiore al massimo predetto. In generale i recuperi globali di mercurio nella frazione concentrata sono risultati compresi tra il 45% (grezzi allo 0,01 Hg) ed il 75% (grezzi allo 0,1-0,2% Hg). I rapporti di concentrazione nella ciclonatura sono dell'ordine di 5-6 e quelli globali di 8-12. I tenori dei concentrati al ciclone sono risultati mediamente pari a 6 volte quelli del grezzo di partenza;

5) trattando grezzi « profondi », si sono realizzati recuperi di mercurio dalla frazione inferiore a 0,75 mm compresi tra il 78% (grezzi allo 0,1% Hg) ed il 92% (grezzi di tipo C, allo 0,425% Hg), corrispondenti a recuperi globali di Hg di 73-85%. I rapporti di concentrazione nella ciclonatura sono dell'ordine di 4-5 e quelli globali di 4,5-6. I tenori dei concentrati risultano mediamente 3,5 volte quelli del grezzo originario.

4. Esperienze di flottazione.

Una serie di prove di flottazione è stata compiuta sui preconcentrati per comminuzione differenziale di grezzi ftanitici-marnosi e per vagliatura-idroclassificazione dei grezzi marnosi incoerenti, tali quali o previamente ridotti sotto 48 e 65 mesh, con esclusione o meno delle porzioni finissime.

Le esperienze hanno avuto per iscopo la determinazione delle dosature ottime di collettori e modificatori, in rapporto ai risultati richiesti a questa ulteriore operazione di arricchimento.

Mentre la riduzione dei preconcentrati alimentati alla flottazione sotto a 48 o 65 mesh non è apparsa in generale necessaria (in funzione della granulometria originaria del cinabro), corrispondente ad incrementi massimi di 2 punti % nel recupero, lo sfangamento dei prodotti macinati, risultanti dalle prove di comminuzione, è risultato utile, per evitare incrementi proibitivi nelle dosi di collettore e di disperdenti. I preconcentrati da grezzi pseudocoerenti hanno d'altra parte già subito nel corso della ciclonatura un sufficiente sfangamento.

I risultati delle prove di flottazione sui vari materiali esaminati divengono in queste condizioni comparabili tra di loro e con quelli citati nella predetta nota di L. Stragiotti, ed esprimibili in sintesi con le osservazioni seguenti:

1) è possibile ottenere con flottazione recuperi del cinabro compresi tra l'85% ed il 96%, operando su preconcentrati a tenori dello 0,1-2% di Hg. I recuperi massimi sono legati piuttosto alla distribuzione granulometrica originaria — ed essenzialmente ad una modesta quantità di impalpabili presenti — che al tenore originario di mercurio, cosicché i valori di recupero maggiori del 90% possono essere raggiunti in ogni caso con una eliminazione accurata dei finissimi;

2) le dosi di attivanti da impiegarsi sono dell'ordine di 50 g/t di $HgCl_2$ o di 200-250 g/t di $CuSO_4$; la dose di collettore Aerofloat 25 è dell'ordine di 70-90 g/t. Solo in casi particolari è necessario utilizzare silicato solido come disperdente, in dosi di 250-500 g/t;

3) il condizionamento e la flottazione debbono essere protratti per 6-8 minuti;

4) i prodotti concentrati rappresentano il 5-15% del preconcentrato, in corrispondenza di rapporti di concentrazione della flottazione di 20-6; ripassi ulteriori possono incrementare i rapporti di concentrazione, senza che peraltro tale esigenza sia sentita in un ciclo industriale, in quanto non è necessario — quando non risulti addirittura dannoso — disporre di ricchi ad elevatissimo tenore per il trattamento metallurgico di distillazione;

5) i recuperi globali raggiungibili nelle operazioni di preconcentrazione e di flottazione per un grezzo allo 0,1% sono compresi tra il 65% ed il 70%; risultano invece prossimi al 75% per un grezzo allo 0,2%. Per entrambe le mineralizzazioni esaminate tali valori sono validi in corrispondenza di rapporti di concentrazione globali maggiori di 20.

5. Considerazioni generali economiche sull'arricchimento di grezzi cinabriferi.

In un periodo in cui l'evoluzione dei prezzi del mercurio non mostra stabilità, ma ha visto manifestarsi un incremento del 400% circa entro un intervallo di tempo inferiore a due anni, con una successiva flessione a partire dal luglio 1965, non è agevole trarre da ricerche tecniche conclusioni di carattere economico, con una previsione efficace per un lungo periodo, od almeno per il periodo di vita normale di un impianto o di una miniera.

Lasciando impregiudicata ogni possibile considerazione sul diretto trattamento per flottazione della totalità dei grezzi esaminati (ed in particolare di quelli ftanitico-marnosi), nonché sugli sviluppi ed i limiti di applicazione

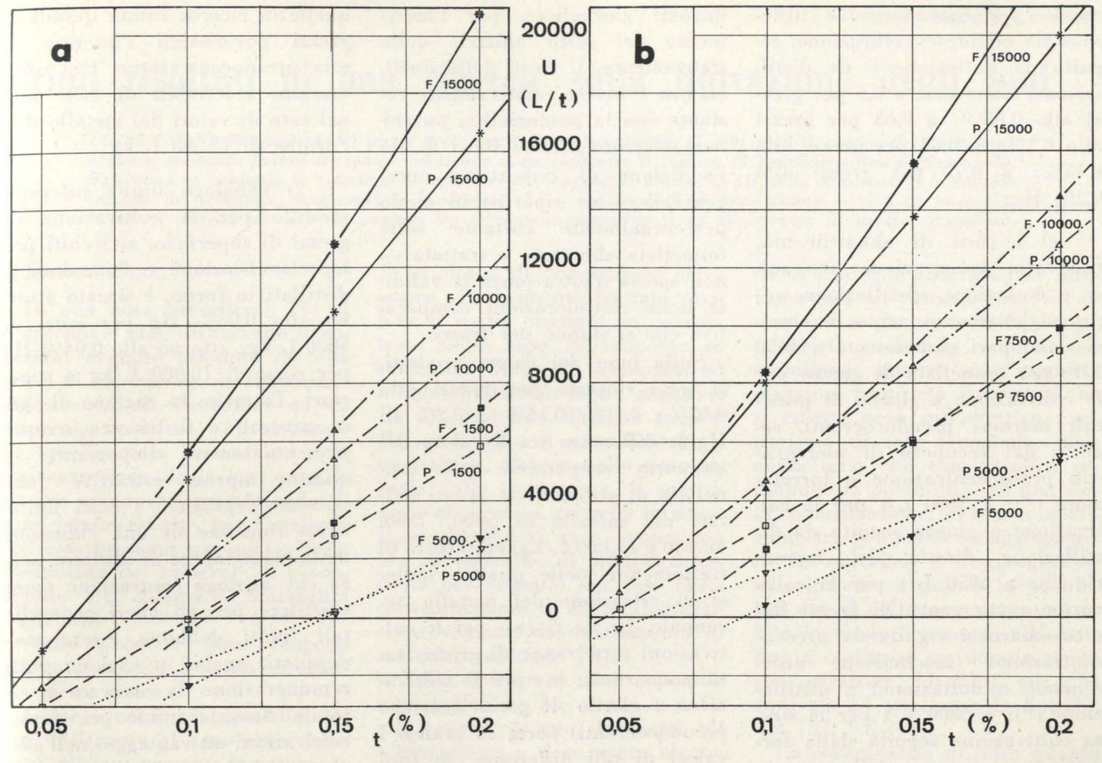


Fig. 5 - Indicazioni economiche generali sulla convenienza del trattamento di preconcentrazione, anteposto alla distillazione del concentrato in forno. Il grafico riporta i valori delle differenze tra il valore del mercurio recuperabile da grezzi a differenti tenori medi iniziali ed i costi variabili (abbattimento, trasporto, arricchimento, acque, discariche, distillazione), U (in Lire per tonnellata di grezzo), in funzione dei tenori medi iniziali dei grezzi stessi (t, %). La sigla P si riferisce ad un trattamento di concentrazione meccanica e per flottazione seguito da distillazione; la sigla F al solo trattamento di distillazione in forno. I numeri che seguono tali sigle corrispondono ai corsi del mercurio considerati, in L/kg. a) coltivazioni sotterranee di grezzi ftanitico-marnosi; b) coltivazioni a giorno di grezzi marnosi pseudocoerenti.

di metodi di estrazione idrometallurgica diretta del metallo dai grezzi macinati, recentemente prospettati, qualche conclusione generale può d'altra parte essere tratta dalle pagine precedenti, in merito al confronto economico fra l'applicazione dell'arricchimento meccanico, anteposto alla distillazione in forno, e la diretta distillazione dei grezzi, per differenti tipi di coltivazioni e di contenuti originari di mercurio; la prosecuzione dell'indagine deve essere riservata ad un affinamento di dettaglio (in base alle cubature disponibili, alla potenzialità giornaliera delle miniere, alla ripartizione degli oneri del capitale e delle spese generali e di ricerca).

L'arricchimento preso in considerazione, prima dell'estrazione del metallo per distillazione, deve necessariamente comprendere anche la flottazione dei preconcentrati, in connessione con il forte gravame imposto in caso contrario dalla filtrazione e dall'essiccamento dei prodotti arricchiti e con il piccolo rapporto di concentrazione raggiungibile dai soli trattamenti meccanici, che determina una riduzione dei pesi di minerale, da inviare ai successivi trattamenti metallurgici, troppo lieve per giustificare l'installazione di relativamente onerosi impianti di preparazione meccanica.

Si consideri come esempio una coltivazione capace di estrarre e di trattare almeno 500 t/d di roccia mercurifera, a tenori di metallo compresi tra lo 0,05% e lo 0,2%; il grezzo sia di tipo argilloso-marnoso pseudocoerente, abbattuto a giorno, ovvero ftanitico-marnoso, coltivato in sotterraneo; la roccia sia sottoposta ad una preconcentrazione o meno, prima della distillazione in forno. Una prima considerazione di carattere tecnico fa intanto escludere il trattamento metallurgico diretto dalla pratica applicazione a grezzi con tenori di Hg inferiori allo 0,1%: il tenore dello 0,1% si può infatti considerare come tenore limite di alimentazione degli attuali forni di distillazione (rotativi orizzontali [9], ovvero ad asse verticale, a ripiani).

Si facciano le seguenti assunzioni:

a) i recuperi di Hg nella diretta distillazione in forno siano pari a 0,8 per grezzi allo 0,1% Hg; a 0,85 per grezzi allo 0,15%; a 0,9 per grezzi allo 0,2%; i recuperi della distillazione di concentrati ad alto tenore in piccoli forni per grezzi pulverulenti siano pari a 0,96;

b) i recuperi globali del metallo nelle operazioni di arricchi-

[9] Nella miniera di Catabbio un forno di questo tipo da 25 t/d ha trattato ancora soddisfacentemente grezzi con solo lo 0,15 % di Hg.

mento per comminuzione differenziale od idroclassificazione, seguito da flottazione e da distillazione, siano pari a 0,5 per grezzi allo 0,05%; a 0,63 per grezzi allo 0,1%; a 0,68 per grezzi allo 0,15%; a 0,72 per grezzi allo 0,2% Hg;

c) i costi di abbattimento, trasporto, preparazione meccanica e flottazione, distillazione, approvvigionamento acque e servizi siano pari globalmente a 1650 Lire per tonnellata di grezzo per la coltivazione a giorno di minerali marnosi pseudocoerenti, seguita dal recupero di mercurio con preconcentrazione e torrefazione [10]; a 3600 L/t per la coltivazione a giorno seguita da distillazione diretta del mercurio [11]; a 4850 L/t per la coltivazione sotterranea di grezzi ftanitico-marnosi seguita da preconcentrazione (macinazione differenziale e flottazione) e distillazione [12]; a 6300 L/t per la stessa coltivazione seguita dalla torrefazione diretta della roccia estratta [13]. I valori predetti astraggono dalla ripartizione delle spese generali e di ricerca, che possono essere ingenti (soprattutto quando suddivise su una piccola produzione unitaria e con piccoli giacimenti); le spese di arricchimento (in particolare con riferimento ai grezzi pseudocoerenti) debbono poi essere fortemente aumentate quando si volessero realizzare, anziché le potenzialità predette, piccole produzioni giornaliere, per l'incremento del costo unitario dello sfangamento. Il costo della distillazione è invece relativamente costante con la potenzialità, purché non inferiore a circa 100 t/d. Ma l'addizione di importanti oneri generali — se ripartiti in modo percentualmente costante sulle tonnellate abbattute e trattate — non sposta d'altra parte la validità delle considerazioni comparative che si stanno per trarre.

Sulla base dei valori predetti, si sono ricavate per grezzi allo 0,05%; 0,1%; 0,15% e 0,2% di Hg le differenze tra il valore del mercurio recuperabile dalla tonnellata di grezzo (con prezzi unitari del metallo di 5000, 7500, 10.000 e 15.000 L/kg) ed il costo di trattamento, nelle quattro ipotesi di estrazione del metallo accennate. La fig. 5 (a - per le coltivazioni sotterranee di grezzi ftanitico-marnosi; b - per le coltivazioni a giorno di grezzi marnosi pseudocoerenti) porta in grafico i valori di tali differenze, in funzione del tenore originario della roccia abbattuta.

Dall'osservazione dei diagrammi possono trarsi le conclusioni seguenti:

1) un limite inferiore assoluto per la coltivazione di grezzi cinabriferi è situato — per le coltivazioni sotterranee — attorno al contenuto di 0,15% Hg per corsi del metallo di 5000 L/kg; attorno a 0,08% per corsi di 10.000 L/kg; attorno a 0,06% per corsi di 15.000 L/kg. Affinché la impresa mineraria possa sopportare spese generali e di ricerca e remunerare il capitale in modo accettabile, tali valori debbono essere aumentati del 50% almeno. La convenienza di un trattamento di preconcentrazione copre un campo assai limitato, e comunque essa sussiste solo quando il tenore di metallo sia inferiore allo 0,15% Hg (corsi di 5000 L/kg); allo 0,12% (corsi di 7500 L/kg); allo 0,1% (in ogni caso); l'incremento dei costi per tener conto delle spese generali e di quelle di ricerca limita quindi ai grezzi poverissimi l'interese di una preconcentrazione, che offre margini accettabili di utile solo nel caso di valori del metallo dell'ordine di 12.000 L/kg;

2) l'analogo limite inferiore assoluto per la coltivazione di grezzi di superficie, arricchiti per idroclassificazione e flottazione e distillati in forno, è situato attorno allo 0,06% Hg per corsi di 5000 L/kg; attorno allo 0,04% Hg per corsi di 10.000 L/kg o superiori. Tuttavia, in ragione di spese generali e di ricerca sempre percentualmente importanti in queste imprese estrattive (che possono deprimere i costi unitari in funzione di una riduzione della manodopera di cantiere, senza che analoga contrazione possa sussistere per gli oneri generali), tali limiti debbono essere raddoppiati, anche in ragione della remunerazione da riservare al capitale. Sussiste infine per queste coltivazioni un vantaggio nell'adozione della preconcentrazione meccanica quando il tenore del grezzo sia inferiore a circa 0,25% (corsi di 5000 L/kg); a 0,15% (corsi di 7500 L/kg); a 0,12% (corsi di 10.000 L/kg) ed in ogni caso per motivi tecnici quando il tenore del grezzo sia inferiore a 0,1% Hg: questo vantaggio può divenire sensibile e raggiungere in particolari casi le 2000 L. per tonnellata trattata.

L'osservazione generale, secondo cui per le coltivazioni cinabrifere esaminate risulta utile destinare alla concentrazione meccanica grezzi dotati di un contenuto di mercurio inferiore ad un limite legato con funzione inversa al corso del metallo può così suggerire la convenienza di suddividere i grezzi in porzioni da alimentare direttamente ai forni ed in altre da inviare all'arricchimento preventivo, in proporzioni legate alle quotazioni contingenti del mercurio.

Enea Occella

Torino - Istituto di Arte Mineraria del Politecnico - settembre 1965.

(10) In base alla suddivisione seguente: abbattimento e trasporto di cantiere (con soli mezzi meccanici) L. 600; disposizione discariche L. 100; preparazione meccanica L. 500; flottazione (su 1/5 del grezzo) L. 200; distillazione (su 1/20) L. 150, approvvigionamento acque L. 100.

(11) Abbattimento e trasporto di cantiere L. 600; discariche L. 50; essiccamento L. 300; distillazione L. 2.650.

(12) Abbattimento (in cantieri razionali, con poca armatura) e trasporto di cantiere L. 3.500; preparazione meccanica L. 550; flottazione (su 1/3 del grezzo) L. 350; distillazione (su 1/20) L. 150; approvvigionamento acque L. 100; discariche L. 100.

(13) Abbattimento e trasporto di cantiere L. 3.600; discariche L. 50; distillazione L. 2.650.

Ad Antonio Cavinato

Primi risultati di una ricerca sulla flottazione degli ioni (*)

LUIGI USONI dà resoconto di prove preliminari di concentrazione di ioni uranile contenuti in soluzioni acquose, mediante flottazione ionica, adottando come collettore il cloruro di benzildimetilesadecilammonio. Egli pone in evidenza le relazioni esistenti tra il recupero di uranio, il pH della soluzione, e la concentrazione del collettore, osservando in particolare che — nei riguardi di quest'ultima — vi è un intervallo in cui si verifica un rapporto costante tra la concentrazione stessa ed il percento di uranio recuperato.

1. Introduzione.

In una nota precedente [1] si è accennato che, utilizzando le soluzioni acquose ottenute da una serie di esperienze di lisciviazione in corso di esecuzione su un minerale uranifero [2], si sarebbe sperimentata l'estrazione e la concentrazione degli ioni uranile in esse contenuti approfittando di quel fenomeno che, per l'analogia che esso presenta con quello della flottabilità dei minerali, si è convenuto di chiamare flottabilità degli ioni.

Nella presente nota vengono appunto esposti i primi risultati di questa ricerca.

Come è noto, nei procedimenti che utilizzano il fenomeno indicato, gli ioni presenti in soluzione aderiscono alla superficie di bolle specifiche: per aggiunta alla soluzione di un tensioattivo (collettore) che dà ioni di carica opposta a quella degli ioni che si vuole raccogliere e mediante bolle d'aria si ottiene una schiuma che contiene una parte degli ioni da separare.

Nonostante l'evidente analogia c'è però tra flottazione ionica e quella dei minerali una sostanziale differenza, che porta ad importanti conseguenze sia tecniche che economiche: mentre in quest'ultima il minerale separato risulta modificato solo in superficie e quindi in modo del tutto irrilevante rispetto alle quantità in gioco, nella flottazione ionica lo ione da flottare reagisce, come è ammesso dalla generalità degli Autori, con quello del collettore e in effetti esso viene ad essere separato come sale organico. La prima conseguenza di questo fatto è che nella flottazione ionica esiste una relazione stechiometrica tra quantità di ioni raccolti e quantità di reagenti impiegati. La seconda è che il prodotto dell'operazione deve essere ulteriormente trattato qualora si voglia ottenere un concentrato dello ione inizialmente in soluzione. Tutto ciò influenza, ed indubbiamente in modo negativo, sia da un punto di vista tecnico che economico il procedimento e ne attenua, almeno nello stato attuale delle conoscenze, il suo significato pratico, sebbene in situazioni particolari esso sembri già ora suscettibile di applicazione, come per esempio nel caso della contaminazione di effluenti sintetici provenienti dal trattamento di materiali uraniferi [3].

Nella flottazione ionica, poi, lo ione collettore ha, come è noto, allo stesso tempo funzione di schiumogeno e deve avere alcune proprietà particolari. Innanzitutto occorre che il sale da esso formato sia insolubile, poiché se esso fosse solubile questo tenderebbe ovviamente a ridissolversi nell'acqua. Si osservi però che in un processo industriale in cui il prodotto venga rimosso in modo continuo può essere sufficiente che le perdite siano piccole e cioè che il sale si ridisciolga ad una velocità inferiore a quella di formazione.

Inoltre la necessità di utilizzare un collettore con proprietà schiumogene implica che esso abbia una catena idrocarburica contenente almeno 8 atomi di C. Si deve tener però presente che le sostanze di questo tipo hanno la tendenza a formare micelle, tendenza che, come è noto, è influenzata da parecchi fattori. Le micelle a loro volta influenzano in modo determinante la flottabilità degli ioni [4]. Ciò può interpretarsi pensando che lo ione che si vuole flottare resti ancorato alla micella e quindi non flotti. Infatti, da un punto di vista termodinamico, le micelle formano un sistema stabile e non si ha nessuna diminuzione di energia libera nel trasferimento di uno ione di tensioattivo da una micella alla interfase soluzione-gas; in conseguenza, se un tensioattivo forma micelle, le sue proprietà collettrici tendono ad annullarsi, mentre esso acquista maggiori proprietà detergenti. Se si riflette però sull'effettivo meccanismo di tale fenomeno, deve ammettersi che esso implica comunque la possibilità, ad una certa concentrazione, di una competizione tra la cosiddetta aggregazione in superficie e l'aggregazione in soluzione, e quindi la possibilità che il collettore venga adsorbito in modo crescente sullo ione fino a costituire un doppio strato con carattere idrofilo; ciò che equivale ad anullarne la flottabilità [5], [6], [7].

La conseguenza di tutto quanto sopra è che, a parte l'evidente limitazione nella scelta del collettore, nel processo di flottazione ionica, oltre al rapporto stechiometrico, esiste tra la concentrazione dell'agente tensioattivo e la concentrazione dello ione da flottare un'ulteriore correlazione: la quale giustifica in gran parte il fatto sperimentale che essa può applicarsi con successo solo a soluzioni molto diluite.

A prescindere dal collettore, la complessità del problema dell'applicazione della flottazione ionica è aggravata dall'incompletezza delle attuali conoscenze sul comportamento delle soluzioni acquose.

Infatti, senza voler entrare in dettagli, si pensi per esempio alla complessità delle soluzioni provenienti dai minerali ed alla grande quantità di ioni comunemente presenti nell'acqua adoperata per scopi industriali. Tra i tanti, gli ioni solfato e cloro sono particolarmente attivi nel formare complessi. Basti accennare al fatto che proprio esperimenti di flottazione ionica hanno messo in rilievo che i cationi in soluzione acquosa formano complessi (come ad esempio $CuCl_4^-$) con frequenza molto mag-

(*) Lavoro eseguito con il contributo del C.N.R.

giore ed a concentrazioni minori di quelle precedentemente accettate; ciò, presumibilmente, è un fenomeno di carattere generale, dipendente da una grande quantità di parametri, tra cui la concentrazione delle varie specie ioniche inevitabili presenti, come si è detto, in soluzione e quella degli idrogenioni. Inoltre la formazione di tali complessi può essere abbastanza lenta e porta, in conseguenza, nella flottazione ionica a risultati assai diversi a seconda dell'età della soluzione (ageing). Per tali ragioni in molti casi la scelta di un collettore adatto ad un determinato ione risulta incerta, sia da un punto di vista teorico che pratico.

Come ultima osservazione conviene avvertire che le celle utilizzabili nella flottazione ionica sono sostanzialmente diverse da quelle usate nella flottazione dei minerali. In questo caso, infatti, una agitazione piuttosto violenta della torbida risulta, entro certi limiti, necessaria; nella flottazione ionica, viceversa, un'agitazione intensa nuoce al processo. Questo fatto è spiegabile con quello che Sebba chiama « solubilizzazione » del sale formatosi e che può riassumersi come segue: è naturale pensare che il sale, che si raccoglie sulla superficie della soluzione in conseguenza della rottura della schiuma, sia formato da particelle aventi le catene idrocarburiche degli ioni che lo costituiscono, rivolte verso l'interno. Se queste particelle sono nuovamente trascinate in soluzione da cause meccaniche, come appunto avviene per un'agitazione della soluzione in prossimità della superficie, gli ioni di collettore rimasti in soluzione si attaccheranno ad esse con le catene idrocarburiche rivolte verso quelle delle particelle stesse. Si hanno cioè quei fenomeni di aggregazione superficiale con formazione di un doppio strato avente carattere idrofilo di cui si è fatto cenno.

Nelle prove di cui qui si riferisce e che hanno carattere essenzialmente preliminare si è deciso di trascurare per quanto possibile tutti questi problemi, anche perché lo scopo fondamentale della ricerca è quello di determinare le migliori condizioni chimico-fisiche della flottabilità dello ione uranile. Si è così preferito procedere a prove di carattere discontinuo per evitare di introdurre altri parametri che potessero complicare la eventuale interpretazione dei risultati.

2. Parte sperimentale.

2.1. Materiali.

Per le prove di flottazione è stata usata una soluzione uranifera proveniente dalla lisciviazione solforica di un minerale con autunite. Tale soluzione contiene oltre all'uranio (6-7 g/l come U_3O_8) altri elementi presenti nel minerale, che sono stati solubilizzati dall'acido solforico. Tra questi risultano preponderanti Fe e Al.

Onde evitare possibili interferenze, si è preferito effettuare le prove con una soluzione nella quale gli elementi estranei al processo fossero presenti in tracce o in forte difetto rispetto alla concentrazione dell'uranio. Pertanto la soluzione solforico-uranifera è stata neutralizzata con Na_2Co_3 in modo da precipitare il Fe e l'Al che sono stati separati per filtrazione.

La soluzione carbonato-uranifera risultante dalla predetta neutralizzazione è stata usata tal quale per le prove di flottazione a pH = 6 e dopo acidificazione con HCl per quelle a pH inferiori.

2.2. Reagenti.

È generalmente ammesso che nelle soluzioni di lisciviazione l'U si trovi come ione uranile (UO_2^{2+}), che forma complessi anionici con gli anioni presenti. Pertanto tali anioni possono essere flottati solo con collettori cationici.

Sono stati provati a caso alcuni sali di ammine grasse primarie e quaternarie come cloruro di dodecilammina, bromuro di dodecilpiridina e cloruro di benzildimetilesadecilammonio. Quest'ultimo si è rivelato il più efficiente e le ricerche preliminari di cui qui si parla sono state pertanto condotte con esso. Tale reattivo per l'uso è stato disciolto in alcool etilico onde evitare la eventuale formazione di micelle.

2.3. Apparecchiature.

Le prove sono state eseguite con una piccola cella di flottazione pneumatica in vetro, appositamente costruita, della capacità di 50 cm^3 e di forma cilindrica, rastremata a cono nell'estremità inferiore (v. fig. 1). Sul fondo di essa è stato saldato un disco di vetro sinterizzato (G. 4) di circa 10 mm di diametro, che separa la cella di flottazione da un tubicino di vetro attraverso il quale viene fatta affluire la corrente di aria mediante pompa a spostamento « Sigma », con velocità di flusso ben determinata. La quantità di aria spostata

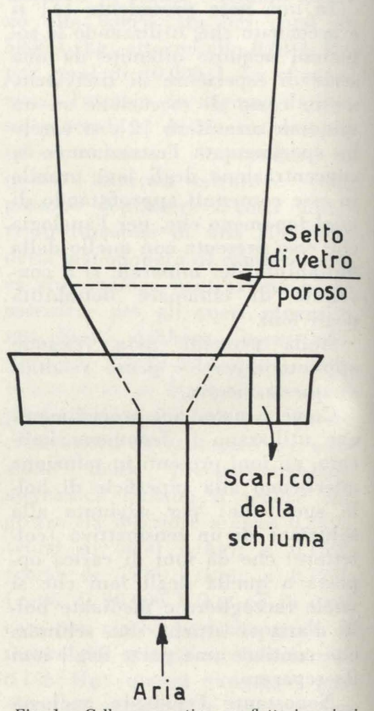


Fig. 1 - Cella pneumatica per flottazione ioni.

è stata misurata con flussometro a capillare. Il pH è stato determinato con pHmetro SIS.

2.4. Metodi.

Le determinazioni dell'uranio sono state eseguite mediante un metodo fluorimetrico [8].

2.5. Descrizione delle prove di flottazione.

L'aria, mantenuta ad una velocità di flusso costante di 10 cm^3 al minuto, viene dispersa dal setto poroso in seno alla soluzione contenuta nella cella, nella quale sono presenti la specie uranifera ed il collettore tensioattivo. Si ha allora formazione di schiuma alla estremità superiore aperta della cella che trabocca da questa, eventualmente con l'aiuto di una spatola fatta scorrere sul bordo della cella. Dopo 4 minuti il flusso di aria è stato interrotto; la soluzione rimasta nella cella è stata analizzata per determinare l'uranio

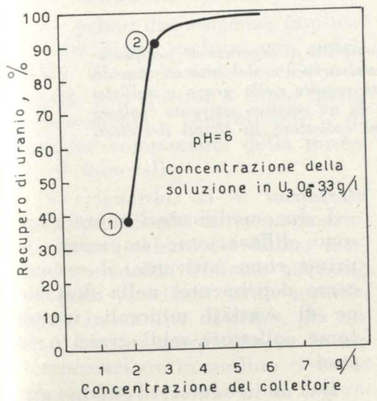


Fig. 2 - Relazione tra recupero di uranio e concentrazione di collettore cloruro di benzildimetilesadecilammonio.

che non è flottato. Egualmente si è proceduto per la schiuma contenente l'uranio che è flottato.

In questa fase preliminare della ricerca si è dapprima ricercata la influenza della concentrazione del collettore. Come già detto in queste prove si è impiegato come collettore il cloruro di benzildimetilesadecilammonio,

$$\left(\left[\bigcirc CH_2 - N\begin{matrix}CH_3\\C_{16}H_{33}\\CH_3\end{matrix}\right]^+ Cl^-\right)$$

avente peso molecolare pari a 395, che è risultato il più efficiente fra quelli sperimentati. Una serie di prove di flottazione è stata effettuata con una soluzione contenente 3,3 g/l di uranio (espresso come U_3O_8). Il pH è stato mantenuto uguale a 6 e le quantità di collettore impiegato sono state fatte variare da 1,5 a 4,6 g/l.

I risultati sono mostrati dalla fig. 2.

Una seconda serie di prove è stata effettuata per studiare l'influenza del pH su soluzioni contenenti 3,3 g/l di uranio (come U_3O_8) e 3,8 g/l di cloruro di benzildimetilesadecilammonio.

I risultati di queste prove sono mostrati dalla fig. 3.

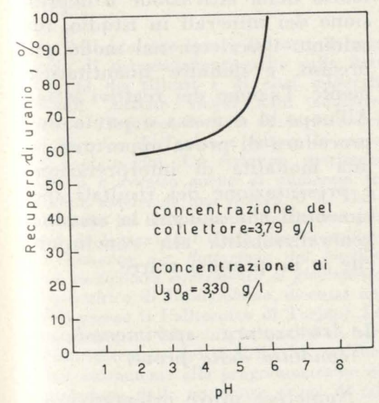


Fig. 3 - Relazione tra recupero di uranio e *pH* della soluzione, in presenza di 3,79 g/l di cloruro di benzildimetilesadecilammonio.

3. Risultati e conclusione.

Osservando l'andamento delle curve rappresentate in fig. 2 (dove sulle ascisse sono riportate le concentrazioni di tensioattivo usate in g/l e sulle ordinate i recuperi di uranio, espressi in %) si nota un comportamento pressoché lineare della funzione rappresentata dal punto 1 (75,8 mg del collettore cationico benzildimetilesadecilammonio cloruro aggiunto a 50 cm^3 di soluzione) fino al punto 2 del grafico (113,7 mg). Entro questo intervallo dunque si ha un rapporto costante fra la concentrazione di collettore usato e la percentuale di uranio recuperato.

In altri termini, l'aggiunta di quantità crescenti di tensioattivo cationico in difetto ad una soluzione di composto anionico di uranio determina la facile e rapida asportazione di quantità proporzionali di uranio, sino ad averne estratto il 92% circa; al di là di tale percentuale estratta, la curva dei recuperi di uranio nelle schiume in funzione della concentrazione di reattivo tende asintoticamente al valore 100%.

Dal momento che le prove effettuate avevano solo un carattere orientativo, come precedentemente si è accennato, non si è ritenuto opportuno indagare circa la costituzione del composto di uranio in soluzione e nel flottato. Tutte queste prove sono state eseguite a pH = 6.

Osservando invece il grafico di fig. 3 (dove sulle ascisse sono riportati i valori di pH e sulle ordinate le percentuali di composto d'uranio recuperato), è facile notare come usando lo stesso tensioattivo cationico (benzildimetilesadecilammonio cloruro) nella concentrazione di 3,79 g/l ed una soluzione di U_3O_8 pari a 3,3 g/l, la percentuale di composto d'uranio recuperato varia poco operando nell'intervallo di pH = 2 ÷ 5, mentre presenta una brusca impennata nell'intervallo di pH 5 ÷ 6, raggiungendo praticamente il valore 100% per un pH = 6.

Luigi Usoni

Roma, Centro Studi per la Preparazione dei minerali - C.N.R., ottobre 1965.

RIFERIMENTI BIBLIOGRAFICI

[1] L. Usoni, *Sulla flottazione degli ioni*, L'Ind. Min., Roma; *16*, 1, 23-26 (1965).

[2] G. Rinelli, *Esperienze di lisciviazione per percolazione su minerali uraniferi dell'Altopiano Silano*, Simposio sui problemi geo-minerari sardi, Iglesias 27 ottobre 1965.

[3] L. Lopes Cardozo, *The decontamination of synthetic effluent by flotation*, European Atomic Energy Community, Euratom, 1963 (EUR 262 e).

[4] F. Sebba, *Ion Flotation*, Elsevier Publishing Co., Amsterdam 1962.

[5] M. G. Beltrani e A. M. Marabini, *Influenza del sistema « tensioattivo-soluzione » sulla flottabilità dei minerali ossidati con sulfonati*, I°: Considerazioni teoriche - Simposio sui problemi geo-minerari sardi, Iglesias 27 ottobre 1965.

[6] A. M. Marabini e M. G. Beltrani, *idem*, II: Influenza della struttura della catena idrocarburica sulla flottabilità dell'ematite in relazione alla concentrazione - Simposio sui problemi geo-minerari sardi, Iglesias 27 ottobre 1965.

[7] M. G. Beltrani e A. M. Marabini, *idem*, III°: Influenza della struttura della catena idrocarburica sulla flottabilità dell'ematite in relazione al pH - In corso di pubblicazione su « La Ricerca Scientifica », Roma.

[8] L. Usoni e A. M. Marabini, *Nota su alcuni metodi di determinazione dell'uranio mediante spettrofotometria e fluorimetria*, Ric. sci., Roma; *34* (II-A), 721-728 (1964).

Ad Antonio Cavinato

Contributo allo studio degli effetti attivanti e deprimenti del solfato ferrico e del tannino sulla flottabilità dei silicati con oleato sodico

RENATO MANCINI presenta i risultati di una ricerca sperimentale sulle possibilità di separazione per flottazione di alcuni silicati (tormalina, granato, berillo, oligoclasio, biotite, muscovite) e del quarzo, usando come collettore l'oleato sodico. Dopo i necessari chiarimenti sulle modalità seguite nelle prove e nell'elaborazione ed interpretazione dei risultati, egli illustra le possibilità offerte da un reattivo attivante (solfato ferrico) e da un deprimente (tannino) di rendere più specifico l'effetto del collettore su alcuni dei citati minerali.

1. *Premessa.*

È noto da tempo che i silicati possono essere flottati impiegando come collettori gli acidi grassi ed i saponi. Del pari noto è che tale flottazione è in genere poco selettiva, salvo che in casi particolari (grezzi di composizione non molto complessa, condizioni di basicità od acidità della torbida molto discoste dalla neutralità, impiego di sostanze attivanti o deprimenti selettive); anche in tali casi tuttavia è raro riscontrare selettività sufficienti, senza ricorrere a circuiti di flottazione comportanti numerosi ripassi.

Il problema riveste interesse economico notevole, perché spesso la separazione di un silicato utile dagli altri privi di interesse che lo accompagnano, o la eliminazione di un silicato indesiderato, non possono essere ottenute per via idrogravimetrica, stante il valore prossimo all'unità del rapporto di equicadenza, o per via elettrostatica o magnetica, a cagione dell'elevato costo e della bassa produttività di tali procedimenti.

In tali casi si può spesso fare utilmente ricorso alla flottazione diretta od inversa, sia in vista dell'ottenimento di mercantili che di preconcentrati.

Purtroppo, come già ebbe a rilevare il Taggart nel suo non recente, ma per molti versi attuale, « Manuale », la messa a punto di un processo di flottazione, fuori da alcuni casi « classici » e ben noti, resta ancor sempre affidata alla esecuzione di un gran numeri di serie di prove, il cui programma vien fissato piuttosto in base all'esame dei risultati pratici conseguiti in casi analoghi che non ricorrendo a regole fondate su una esatta base teorica.

Abbondano infatti studi approfonditi sull'azione di un singolo reattivo su un singolo minerale, condotti con moderni procedimenti di indagine (ad es., reattivi marcati con isotopi radioattivi, ecc.), di grande interesse teorico ma ancora raramente e difficilmente utilizzabili per la risoluzione di problemi pratici; studi sulla possibilità di arricchimento di un dato grezzo con un dato reattivo o gruppo di reattivi, per lo più utilizzabili solo a scopo orientativo per la irripetibilità delle condizioni cui lo studio si riferisce; relazioni sui procedimenti adottati da questa o quella miniera, in genere poco utilizzabili per la forzata incompletezza dei dati; ed infine ricerche di correlazioni tra le proprietà chimiche o reticolari dei minerali e la loro flottabilità con dati reattivi, di notevole interesse teorico ma generalmente approdanti a risultati solo qualitativamente utilizzabili.

Né è a dirsi che un problema coinvolgente la interazione di tanti e spesso mal conoscibili fattori variabili si presti ad essere risolto con procedimenti che non ricorrano abbondantemente alla sperimentazione.

Nel presente lavoro si è studiato l'effetto di due reattivi modificatori, il solfato ferrico ed il tannino (tannino di castagno all'acqua), sulla flottabilità di 7 minerali (quarzo, granato almandino, tormalina nera, berillo, oligoclasio, muscovite, biotite) da una miscela artificiale degli stessi, usando come collettore l'oleato sodico.

I due modificatori sopra citati sono diffusamente impiegati (il primo come attivante, il secondo come deprimente) nella flottazione di svariati minerali, usando come collettori acidi grassi o saponi.

Da molti autori l'effetto attivante del solfato ferrico (e dei sali dei metalli pesanti in genere) è spiegato ammettendo che gli ioni di detti metalli possano essere adsorbiti dalle superfici dei grani minerali, e, data la insolubilità dei sali da essi formati con gli acidi grassi, facilitare il collezionamento dei grani stessi; l'effetto deprimente del tannino è spiegato ammettendo la formazione di complessi insolubili tra tale sostanza e gli ioni attivanti presenti nella torbida, e di un rivestimento idrofilo sulla superficie dei grani minerali per adsorbimento del tannino stesso.

Non si intende in questo studio formulare ipotesi sul meccanismo di azione dei reattivi sui vari minerali, o in generale una teoria della attivazione e depressione dei minerali in istudio, ma soltanto descrivere nel modo più preciso, e definire quantitativamente, l'azione dei reattivi stessi. All'uopo si è messa a punto una procedura di prova opportuna ed una modalità di interpretazione e presentazione dei risultati sperimentali che assicuri la massima generalizzabilità alle conclusioni che se ne possono trarre.

2. *Attrezzatura sperimentale e condotta delle prove.*

Numerose prove orientative sono state necessarie per mettere a punto una procedura sperimentale che fornisse risultati riproducibili, univocamente interpretabili ed estendibili ad applicazioni pratiche [1].

L'ultima esigenza è spesso in contrasto con le prime due, ed è stata soddisfatta solo in parte.

Le prime due esigenze implicano che venga esclusa ogni possibilità di attivazione accidentale (ossia, non dovuta a cause quantitativamente controllabili) di qualche componente della miscela di minerali.

Al riguardo, si è incontrata qualche difficoltà nella macinazione; prove orientative hanno messo in evidenza l'effetto attivante (e poco specifico) della macinazione in mulino di ferro, già notato da vari autori; anche la automacinazione in mulino rivestito di gomma ha rivelato un notevole ed incontrollabile effetto attivante; ci si è risolti pertanto a ricorrere alla macinazione in mortaio d'agata.

Per le prove è stato usato materiale classificato, con dimensione dei grani comprese tra 65 e 150 mesh; inoltre tale materiale è stato prima di ogni prova perfettamente sfangato per decantazione in acqua distillata, per eliminare le ultime tracce di impalpabile. La accurata classificazione e lo sfangamento evitano che pervengano nel flottato impalpabili non collezionati, ma trascinati meccanicamente dalle schiume, e facilitano la analisi microscopica dei prodotti.

L'apporto di attivanti o deprimenti da parte dell'acqua è stato evitato ricorrendo ad acqua distillata; pure l'apporto di attivanti da parte di materiali metallici costituenti la cella è stato escluso, ricorrendo a celle in plexiglas con giranti dello stesso materiale.

Per la regolazione del pH si è ricorso a reattivi (acido solforico puro, carbonato sodico puro) che non introducono ioni dei quali sia noto qualche effetto attivante o deprimente.

Per contro, la « inter-attivazione », ossia la attivazione di uno dei componenti della miscela da parte di sostanze passate in soluzione provenienti da un altro componente, può avere luogo normalmente nel corso delle prove, essendo queste condotte su miscele dei minerali in istudio anziché sui singoli minerali separatamente presi; prove sui singoli minerali non dànno risultati trasponibili a casi pratici (che ovviamente prevedono il trattamento di miscele), perché gli effetti di « inter-attivazione », sono, come constatato in prove orientative preliminari, abbastanza sensibili,

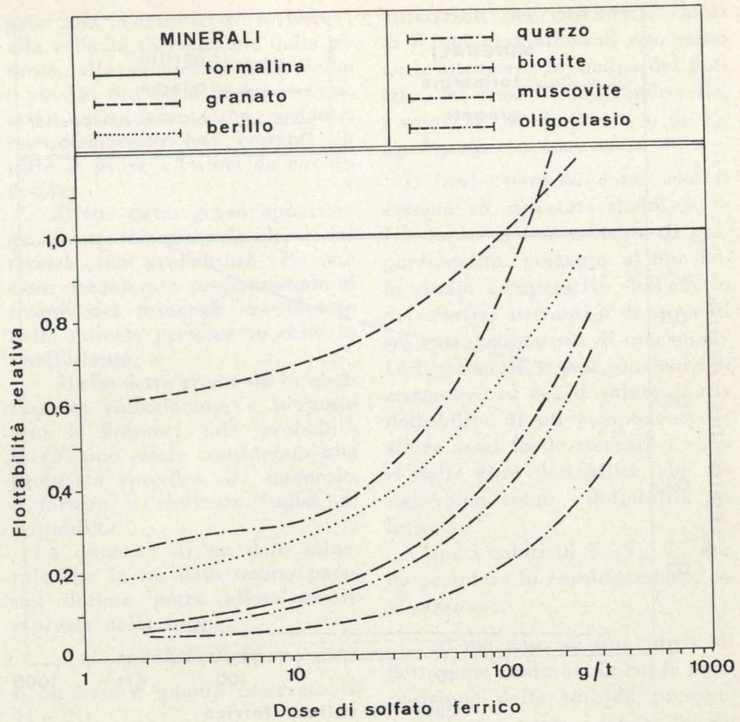


Fig. 1

TAB. 1

Flottabilità di 7 Minerali in presenza di solfato ferrico (*)

Minerali	Dose di solfato ferrico, g/t			
	0	2	20	200
Tormalina nera	1,00	1,00	1,00	1,00
Granato almandino	0,65	0,60	0,72	1,10
Berillo	0,12	0,19	0,32	1,88
Quarzo	0,10	0,26	0,33	1,18
Biotite	0,05	0,06	0,15	0,59
Muscovite	0,05	0,07	0,16	0,70
Oligoclasio	0,04	0,06	0,07	0,33

* Collettore oleato sodico, dose 300 g/t.

(1) Il presente lavoro fa parte di una serie di sistematiche ricerche sulla flottabilità dei silicati e di altri minerali litoidi, iniziate alcuni anni addietro presso l'Istituto di Arte Mineraria del Politecnico di Torino e tuttora in corso di svolgimento. Lo sviluppo sperimentale si è avvalso anche di numerosi risultati, emersi da una ricerca di A. MANCINI, che ha fatto oggetto del lavoro per tesi di laurea (dal titolo *Studio sull'arricchimento per flottazione del berillo, con particolare riferimento al giacimento pegmatitico di Montescheno*, discussa nel 1964 presso il Politecnico di Torino). Lo stesso Ing. A. Mancini, in qualità di borsista-ricercatore del C.N.R., ha collaborato attivamente alla programmazione ed esecuzione delle numerose prove di cui si riferisce nel presente studio; l'A. intende qui ringraziarlo per il validissimo aiuto fornito.

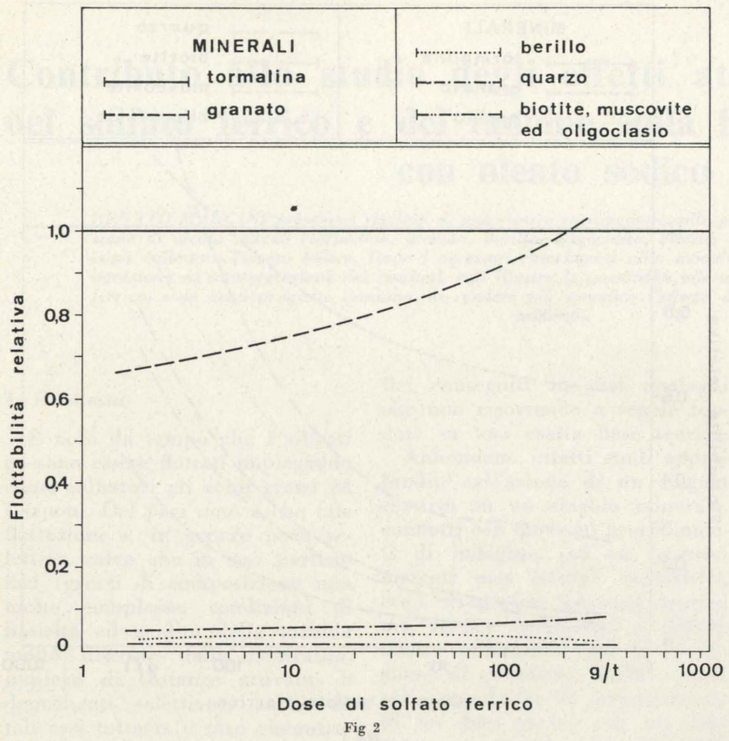


Fig 2

TAB. 2

Flottabilità di 7 minerali in presenza di solfato ferrico, previo lavaggio con acido cloridrico. (*)

Minerali	dose di solfato ferrico, g/t			
	0	2	20	200
Tormalina nera	1,00	1,00	1,00	1,00
Berillo	0,019	0,02	0,03	0,02
Granato almandino	0,63	0,67	0,79	1,00
Quarzo	0,016	0,03	0,04	0,06
Biotite	0,076	0,01	0,01	0,01
Muscovite	0,031	0,01	0,01	0,01
Oligoclasio	0,006	0,01	0,01	0,01

* Collettore oleato sodico, dose 300 g/t.

almeno sui minerali meno flottabili tra quelli in istudio. Soprattutto ciò è risultato evidente per il quarzo, che da solo, in acqua distillata e senza attivanti, è risultato non flottabile, mentre ha una discreta flottabilità quando la torbida contiene pure gli altri minerali.

Si è perciò ritenuto opportuno eseguire le prove in modo che la « inter-attivazione » non sia ostacolata, per soddisfare la terza delle esigenze sopra citate; ciò è stato ottenuto sottoponendo la miscela ad agitazione per circa un minuto prima della prova.

Per facilitare la univoca interpretabilità dei risultati si è evitato di ricorrere ad un reattivo collettore ed uno schiumeggiatore distinti, perché anche i normali schiumeggiatori hanno un effetto collettore, ed è impossibile tenerlo separato da quello del collettore vero e proprio.

Essendosi constatato che l'acido oleico in acqua distillata non ha soddisfacenti qualità di schiumeggiatore (quali ha invece in acqua di rubinetto), si è ricorsi come collettore all'oleato di sodio, che ha contemporaneamente buone proprietà di collettore e di schiumeggiatore anche in acqua distillata.

In tutte le prove si sono mantenuti costanti il tempo di condizionamento e quello di flottazione, nonché la velocità della girante, la « densità di torbida » (grammi di solido per litro) iniziale e la temperatura della torbida.

L'analisi dei prodotti è stata in tutte le prove eseguita mediante conteggio al microscopio mineralogico; la deduzione dei tenori ponderali dalle proporzioni di numeri di grani delle varie specie, ottenute dal conteggio, è stata effettuata attribuendo ai granuli di ciascun minerale un opportuno coefficiente di forma (desunto dall'analisi microscopica di miscele a tenore noto degli stessi minerali, macinati e classificati nello stesso modo seguito per le prove), ed il rispettivo valore del peso specifico; numerose analisi eseguite secondo le predette modalità su miscele a composizione nota hanno permesso di accertare la attendibilità dei risultati ottenibili (errore probabile ± 2%).

Sono raccolti nell'elenco che segue i più importanti dati riguardanti la attrezzatura sperimentale usata e le modalità di esecuzione delle prove.

Cella tipo « a semplice agitazione », in plexiglas;

Capacità della cella: 200 cm^3;

Velocità di rotazione della girante: 1000 giri/min in condizionamento, 4000 in flottazione;

Diametro della girante: 28 mm;

Concentrazione ponderale di solido nella torbida, o « densità di torbida »: 250 g/l;

Durata del condizionamento: 3 min;

Durata della flottazione: 1 min;

Misurazione del pH con pHmetro elettrometrico SIS Jonosis;

Temperatura della torbida 18 °C (±1°), controllata con termometro all'inizio di ogni fase della prova.

3. *Elaborazione ed interpretazione dei risultati sperimentali.*

È facile rendersi conto che né il recupero percentuale dei vari minerali, né i tenori degli stessi nel flottato forniscono un adatto indice di flottabilità nel caso in istudio; essi dipendono infatti sia dalla flottabilità di ciascun minerale che dalla composizione del grezzo in istudio.

Per ottenere dai risultati sperimentali una descrizione quantitativa del comportamento dei singoli minerali al variare d'alcune condizioni, si è ricavato dall'elaborazione dei risultati stessi un indice di flottabilità, che può con buona approssimazione esser considerato una proprietà specifica di ciascun minerale e che consente di prevedere con buona approssimazione la composizione del flottato ottenibile da un dato grezzo con date modalità di trattamento.

Poiché non ci risulta che l'indice di flottabilità cui si ricorre in questo studio sia stato utilizzato da altri sperimentatori, riteniamo opportuno chiarire in breve le semplici considerazioni su cui è fondato ed il modo di calcolarlo.

Data la non grande specificità del reattivo usato nei confronti dei diversi minerali componenti la miscela in istudio, il problema che si pone non è di stabilire se un minerale è o no flottabile, ma se ha più o meno grande probabilità di flottare.

La probabilità che un grano di un dato minerale, in un dato istante, passi nel flottato, può considerarsi il prodotto delle probabilità dei seguenti eventi, che si possono supporre indipendenti tra loro:

1) che un grano di minerale incontri secondo certe modalità una bolla di opportune dimensioni, moventesi con opportuna velocità, ecc.; tale probabilità (P_1) è eguale per tutti i grani di ogni specie presenti in torbida, a parità di granulometria dei vari componenti la miscela [2]; essa è legata alla « densità di torbida », alla velocità di rotazione della girante, alla geometria della cella, e può, ai fini della nostra ricerca, essere considerata una costante, essendosi conservati costanti in tutte le prove i fattori da cui dipende;

2) che detto grano appartenga alla specie minerale che ci interessa; tale probabilità (P_2) può esser considerata proporzionale al tenore del minerale considerato nella miscela presente in cella in quell'istante;

3) che detto grano sia in quell'istante collezionato, e pertanto atto a flottare; tale probabilità (F) può essere considerata una proprietà specifica del minerale, e fornire il ricercato indice di flottabilità.

La quantità di un dato minerale che in un dato tempo passa nel flottato potrà allora essere espressa nella forma:

$$q_i = K P_1 P_2 F$$

o, in base a quanto osservato in 1) e 2):

$$q_i = K' T F$$

dove T è il tenore medio del minerale considerato nella miscela presente in cella nell'intervallo di tempo considerato.

Il tenore (che indicheremo con A) di un certo minerale a nel flottato, quando si indichino con T_a, T_b, T_c, etc. i tenori dei vari minerali a, b, c, etc. nella miscela contenuta in cella, e con F_a, F_b, F_c, etc. le relative flottabilità, sarà dato dalla

$$A = \frac{K' T_a F_a}{K' T_a F_a + K' T_b F_b + ...}$$

ossia:

$$A = \frac{T_a F_a}{\sum_{i=a}^{n} T_i F_i}$$

Sarà possibile allora scrivere il sistema di equazioni:

$$\begin{cases} A = \dfrac{T_a F_a}{\sum_{i=a}^{n} T_i F_i} \\ B = \dfrac{T_b F_b}{\sum_{i=a}^{n} T_i F_i} \\ \cdots\cdots\cdots \\ \cdots\cdots\cdots \end{cases}$$

utilizzabili per ricavare i valori di F dei vari minerali ove siano noti, attraverso le analisi del flottato, del grezzo e del fondo-cella, i valori di A, B, C, etc. e di T_a, T_b, T_c, etc.

È facile rendersi conto che il sistema su riportato definisce le F a meno di una costante di proporzionalità; pertanto, ai fini dello studio comparativo dell'effetto dei reattivi attivanti o deprimenti sui vari componenti di una miscela di minerali, si può convenire di assegnare, ad es., il valore 1 alla flottabilità di un componente; è allora assai facile ricavare i valori delle altre flottabilità, che designeremo come « flottabilità relative ».

Circa i valori di T_a, T_b, T_c, etc. da prendere in considerazione, essi saranno:

a) nel caso di una prova di flottazione continua, in cui la composizione della torbida presente in cella non varia, i tenori dei vari minerali nella miscela presente in cella;

b) nel caso di una prova discontinua brevissima, in cui si raccolga una quantità minima di flottato, i tenori nel grezzo di alimentazione;

c) nel caso di una prova discontinua di una certa durata, in cui si raccolga una quantità apprezzabile di flottato, le medie tra i tenori del fondo-cella e del grezzo di alimentazione.

Quest'ultima è la modalità seguita nelle nostre prove.

Indicando con T' e T'' i tenori, rispettivamente, del grezzo e del fondo-cella, il sistema che definisce le F diviene

$$\begin{cases} A = \dfrac{(T'_a + T''_a) F_a}{\sum_{i=a}^{n} (T'_i + T''_i) F_i} \\ B = \dfrac{(T'_b + T''_b) F_b}{\sum_{i=a}^{n} (T'_i + T''_i) F_i} \\ \cdots\cdots\cdots \\ \cdots\cdots\cdots \end{cases}$$

[2] Invero la densità dei minerali influisce su P_1; tale influenza può nel nostro caso ritenersi trascurabile, trattandosi di minerali di densità non troppo diversa tra loro, e macinati più finemente di quanto indispensabile per la flottazione.

Posto ad es. $F_a=1$, il sistema diventa:

$$\begin{cases} A = \dfrac{(T'_a + T''_a)}{\sum_{i=a}^{n} (T'_i + T''_i)\, F_i} \\ B = \dfrac{(T'_b + T''_b)\, F_b}{\sum_{i=a}^{n} (T'_i + T''_i)\, F_i} \\ \ldots\ldots\ldots\ldots \\ \ldots\ldots\ldots\ldots \end{cases}$$

Ricavando dalla prima equazione il valore di $\sum_{i=a}^{n} (T'_i + T''_i)\, F_i$ e sostituendolo nelle altre, si possono ottenere i valori di F_a, F_b, F_c, etc.

In tutte le nostre prove abbiamo convenuto di porre eguale all'unità la flottabilità della tormalina nera, che è risultata essere in pressoché tutte le condizioni operative esplorate il più flottabile tra i 7 minerali considerati.

4. *Flottabilità relativa dei minerali in istudio in assenza di attivanti o deprimenti.*

Si sono eseguite varie prove con le modalità descritte, operando a pH 6 e con 300 g/t di collettore.

In tali condizioni si sono ottenuti, per le flottabilità relative dei sette minerali (posta eguale ad 1 la flottabilità della tormalina nera) i valori seguenti:

Tormalina nera	1,00
Granato almandino	0.65
Berillo	0,12
Quarzo	0,10
Biotite	0,05
Muscovite	0,05
Oligoclasio	0,04

La regola di Patek (secondo cui la flottabilità dei silicati è proporzionale al prodotto della densità per la radice cubica del rapporto tra il numero totale di valenze degli atomi che formano prodotti insolubili con il collettore, ed il numero totale di valenze degli atomi che non si comportano in tale modo) non appare esattamente rispettata. Si può ritenere che ciò sia dovuto a fenomeni di inter-attivazione che non ci risulta siano stati considerati da quell'Autore.

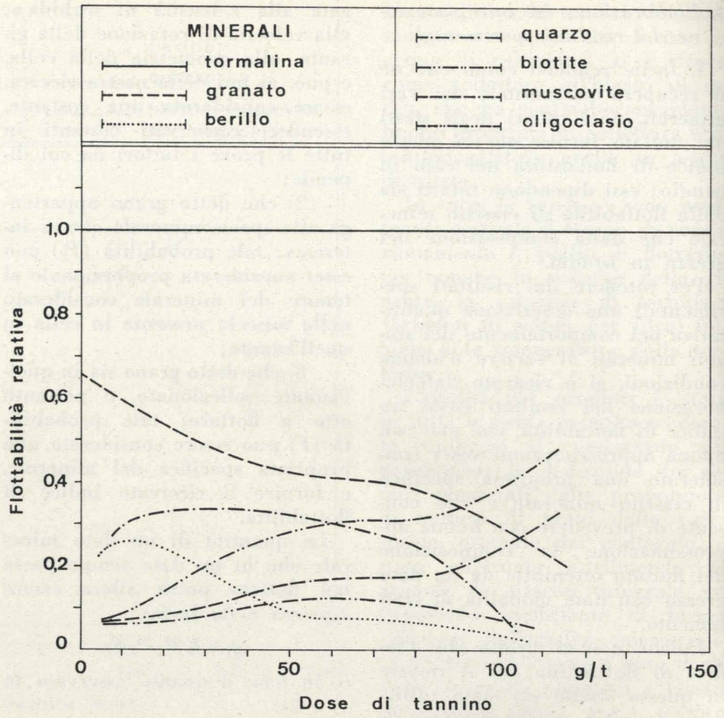


Fig. 3

TAB. 3
Flottabilità di 7 minerali in presenza di tannino (*)

Minerali	Dose di tannino, g/t				
	0	10	50	80	100
Tormalina nera . . .	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00
Granato almandino . .	0,65	0,60	0,40	0,40	0,24
Berillo	0,12	0,27	0,09	0,08	0,02
Quarzo	0,10	0,30	0,31	0,25	0,05
Biotite	0,05	0,07	0,30	0,30	0,40
Muscovite	0,05	0,07	0,17	0,17	0,27
Oligoclasio	0,04	0,08	0,12	0,12	0,08

* Collettore oleato sodico, dose 300 g/t.

La scala di flottabilità sperimentalmente determinata da Patek era infatti (in ordine di decrescente flottabilità):

Zircone, *tormalina*, *almandino*, topazio, olivina, cianite, epidoto, tremolite, titanite, rodonite, augite, anortite, spodumeno, *biotite*, *muscovite*, labradorite, nefelina, *albite*, ortoclasio, *quarzo*.

Da più autori è stato segnalato il fatto che un lavaggio con HCl modifica notevolmente il comportamento dei silicati nei riguardi della flottazione. Si è voluto controllare l'entità di tali variazioni, che sono risultate in effetti molto sensibili; nelle prove successive si è riscontrato che il preventivo lavaggio con HCl modifica sostanzialmente anche la risposta dei vari minerali all'attivante.

Operando con le modalità precedentemente descritte (pH 6; 300 g/t di oleato sodico) sugli stessi minerali dopo un lavaggio con HCl, si sono infatti ottenuti i seguenti valori delle flottabilità relative (tormalina=1):

Tormalina nera	1,00
Granato almandino	0,63
Berillo	0,019
Quarzo	0,016
Biotite	0,076
Muscovite	0,031
Oligoclasio	0,016

Ossia si è verificata una notevole riduzione della flottabilità di molti minerali ed una migliore rispondenza alla scala di flottabilità di Patek.

5. *Effetto del solfato ferrico sulla flottabilità dei minerali in istudio.*

Serie di prove, condotte secondo le modalità dianzi descritte, tutte a pH 6 e con 300 g/t di collettore, son state eseguite aggiungendo quantità variabili di solfato ferrico, per valutare l'effetto di questo reattivo sulla flottabilità dei vari minerali.

In assenza di preliminare lavaggio con HCl del materiale trattato, si sono ottenuti i risultati riportati nella tabella 1 e nel diagramma di fig. 1.

Si osserva che il reattivo in studio modifica le flottabilità di tutti i minerali presenti, tendendo a livellarle; l'effetto è minore sull'oligoclasio che sugli altri minerali studiati; su questo minerale inoltre l'effetto diventa sensibile solo per forti dosi di solfato ferrico.

Il solfato ferrico è un sale che, posto in ambiente non nettamente acido, si idrolizza rapidamente; lo stesso accade agli altri sali ferrici. In considerazione di ciò, è difficile stabilire se l'effetto osservato è da attribuirsi all'ione Fe^{+++} od all'idrossido.

Appare più giustificata la seconda ipotesi: infatti, per il pH pressoché neutro realizzato nelle prove, le quantità di solfato ferrico utilizzate erano certamente tali che il sale subiva una pressoché completa idrolisi; pertanto la quantità di ione Fe^{+++} presente nella torbida non è variata sensibilmente da una prova all'altra e le variazioni di flottabilità sono da attribuire ad altra causa.

Nonostante il reattivo abbia un effetto attivante su alcuni dei componenti la miscela, dosi crescenti di solfato ferrico non han causato un aumento della resa globale di flottato, ma piuttosto una leggera diminuzione. Ciò può spiegarsi ammettendo che l'idrossido di ferro proveniente dalla idrolisi del solfato, disperso nell'acqua, si combini con il collettore, disattivandone una parte per formazione di un composto insolubile (oleato ferrico).

Si può concludere che il solfato ferrico, e verosimilmente anche gli altri sali ferrici, hanno un effetto in complesso nocivo alla selettività nella flottazione dei silicati con oleato sodico (e verosimilmente con gli altri collettori a base di acidi grassi). Fa eccezione il caso dell'oligoclasio, che potrebbe essere depurato per flottazione inversa da piccole quantità di altri silicati, attivando selettivamente questi con una quantità molto piccola di solfato ferrico.

Le prove eseguite su minerale lavato con HCl (nelle stesse condizioni di pH e con la stessa dose di reattivo collettore) han fornito risultati nettamente diversi; questi sono riportati nella tabella 2 e nel diagramma di fig. 2.

Si osserva che in questo caso l'effetto attivante del solfato ferrico si esercita pressoché esclusivamente sui due minerali più flottabili (granato e tormalina). La resa cresce sensibilmente con il crescere della quantità di attivante aggiunto e con dosi abbondanti di solfato ferrico è possibile ottenere una separazione soddisfacente del granato e della tormalina dagli altri silicati. Ciò può avere pratica applicazione in procedimenti di depurazione per flottazione inversa di miscele di silicati utili dal granato e dalla tormalina, o, più difficilmente, per il recupero del granato e della tormalina (ad es. per la produzione di abrasivi).

Dopo trattamento con acido cloridrico, pare che le sole superfici dei due minerali predetti (tra quelli studiati) siano in grado di adsorbire notevolmente l'attivante. In misura assai minore ciò si verifica pure per il quarzo, mentre gli altri minerali sono pressoché insensibili alla azione dell'attivante.

6. *Effetto del tannino sulla flottabilità dei minerali in istudio.*

Le prove eseguite per valutare l'effetto del tannino hanno mostrato che questo reattivo esercita un'azione assai sensibile sulla flottabilità, anche in quantità molto piccole.

Operando a pH 6, con 300 g/t di collettore e quantità variabili di tannino, si sono ottenuti i valori di flottabilità raccolti nella tabella 3 e nel diagramma di fig. 3. Dosi superiori a 100 g/t di tannino hanno impedito la flottazione di tutti i minerali considerati, a meno di non aumentare considerevolmente il consumo di collettore.

La resa in flottato diminuisce fortemente per aggiunte anche piccole di tannino, e ciò limita alquanto la applicabilità di questo deprimente, la cui azione presenta peraltro una certa specificità nei riguardi di alcuni minerali, evidenziata dal diagramma.

I minerali che meno risentono dell'effetto deprimente del tannino risultano essere le miche, in particolare la biotite; prove con 150 g/t di tannino e dosi superiori a 300 g/t di collettore hanno mostrato che la flottazione di tutti i minerali considerati è inibita, ad eccezione di biotite, tormalina, e muscovite; con 600 g/t di oleato sodico e 150 g/t di tannino si sono ottenuti ad es. i seguenti valori di flottabilità relativa:

Tormalina nera	1,00
Granato almandino	0
Berillo	0
Oligoclasio	0
Quarzo	0
Biotite	12,5
Muscovite	1

Tale risultato fa prevedere la possibilità di depurare per flottazione inversa alcuni silicati utili da tracce di biotite, deprimendoli selettivamente con il tannino.

Degno di nota è pure l'effetto deprimente decisamente selettivo nei confronti del berillo, evidente dal diagramma, che può essere sfruttato per la depurazione di detto minerale da biotite, tormalina, granato e muscovite.

Renato Mancini

Torino, Istituto di Arte Mineraria del Politecnico, settembre 1965.

Ad Antonio Cavinato

Studio di microrifrazione per la determinazione del fondo roccioso sotto una copertura morenica

MATTEO VALINOTTI e MARIO GRAZIANI presentano un'applicazione del metodo sismico di microrifrazione per la determinazione dello spessore di una coltre morenica e della batimetria del fondo roccioso in una zona di ricerca della Miniera FIAT di Traversella. Vengono illustrate le varie fasi dello studio, con particolare riguardo all'elaborazione ed interpretazione dei dati sperimentali ottenuti, rilevando infine che i lavori minerari, successivamente impostati con l'ausilio della carta delle isobate, hanno convalidato le ipotesi avanzate nell'interpretazione dei dati sismici.

1. *Premessa.*

Nel quadro dei grandi lavori di preparazione della Miniera di Traversella, il Servizio Tecnico della Sezione Miniere FIAT programmava nell'anno 1962 nella zona di Drusacco, regione Sanguinei, una galleria di ribasso e di ricerca. Questa galleria veniva prevista a circa 100 metri al di sotto della quota dell'attuale ultimo livello di coltivazione denominato « Anglo-Sarda » (quota 779 m s.l.m.), allo scopo di esplorare anche in profondità la zona nord-occidentale dell'area metamorfica di contatto, nonché di individuare eventuali concentrazioni mineralizzate.

Precedenti ricerche geofisiche condotte con i metodi elettrici avevano già segnalato nella zona « Ajù » la presenza di mineralizzazioni ad una profondità non ben precisata.

L'imbocco della galleria, tenuto conto della topografia locale e della possibilità di sviluppo della miniera verso Sud, è stato ubicato ad Ovest dell'abitato di Drusacco, a monte della riva sinistra del torrente Chiusella (ved. fig. n. 1). Il progetto della galleria prevedeva pertanto l'attraversamento di una coltre di terreni incoerenti che costituiscono i detriti morenici e di falda del Monte Betogne.

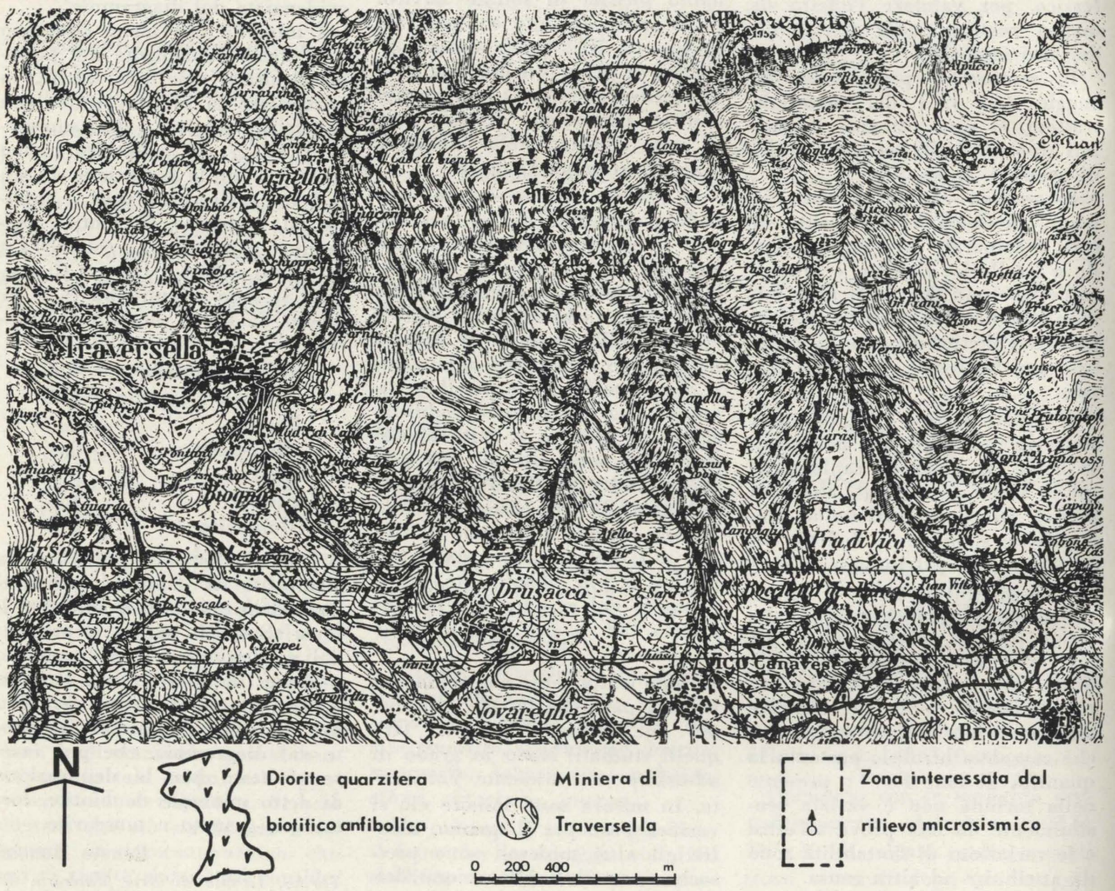


Fig. 1 - La zona del dicco dioritico di Brosso-Traversella.

Di particolare interesse minerario risultava quindi, ai fini di una corretta ed economica impostazione del progetto, la conoscenza preventiva sia della coltre dei terreni morenici, sia della batimetria del fondo roccioso.

La soluzione dei problemi così posti poteva quindi essere affidata ad una piccola campagna di sondaggi oppure alla ricerca geofisica. Motivi di carattere economico e tecnici, tra i quali in particolare le difficoltà di perforazione della coltre morenica, hanno subito orientato verso l'adozione dei metodi di ricerca geofisica ed in particolare su un metodo sismico. Infatti la sismica terrestre, oltre a dare una rappresentazione concreta e precisa delle forme strutturali, presenta una notevole elasticità di applicazione nel reperimento di strutture localizzate a profondità sia di qualche migliaio di metri, sia di qualche decina di metri.

Nel nostro caso particolare il prevedibile netto contrasto tra le caratteristiche elastiche delle rocce di copertura, rispetto a quelle di fondo, costituiva il presupposto per una corretta e pratica utilizzazione del metodo sismico. E pertanto veniva scelto il metodo di microrifrazione che nella ricerca del « bed rock » ha già avuto delle classiche applicazioni.

2. *Definizione dei profili.*

In base all'esame delle mappe relative ai terreni interessati dal suddetto rilievo (vedi fig. n. 2), venivano definite in prima approssimazione le direzioni dei tre profili sismici, di cui due (A e B) con direzione Nord-Nord Est, secondo la direzione prevedibile di massima pendenza del fondo roccioso, ed uno (C) trasversale ai precedenti, ai fini di correlare e compensare i risultati ottenuti sui profili stessi.

Per quanto riguarda invece le lunghezze dei profili, queste in prima approssimazione venivano fissate mediamente sui 220 m ciascuno. Infatti fissando:

a) la velocità (Vc) delle rocce di copertura, sui 1500 m/s;

b) quella del fondo roccioso (Vr), sui 4000 m/s;

c) uno spessore medio del terreno di copertura (H) di 50 m, otteniamo, in base alle note formule

$$X_c = 2H\sqrt{\frac{Vr + Vc}{Vr - Vc}}$$

$$X_0 = Htgi \text{ dove sen } i = \frac{Vc}{Vr}$$

una distanza critica (Xc) pari a circa 150 m ed un offset (X_o) di circa 20 m. Rimane quindi una lunghezza di 50 m circa di profilo lungo la quale gli impulsi sismici provenienti da uno stesso tratto del rifrattore saranno registrati nelle dromocrone coniugate ai fini della determinazione della velocità del fondo roccioso.

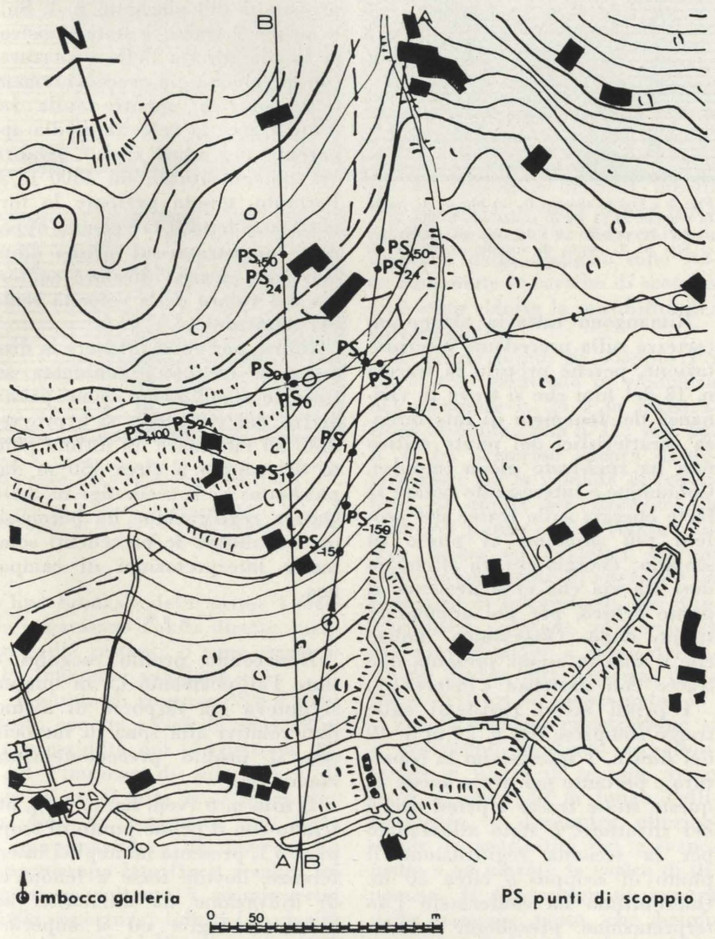


Fig. 2 - Zona interessata dal rilievo micro-sismico.

3. *Lavori preliminari.*

A seguito del suddetto esame preparatorio, sono stati definitivamente fissati con un sopraluogo gli orientamenti dei profili, tenendo conto della possibilità di eventuali allungamenti degli stessi lungo tracciati topografici per quanto possibile privi di forti asperità del terreno.

La picchettazione degli allineamenti veniva fissata con intervalli di 10 m circa, allo scopo di ottenere un miglior rilievo; contemporaneamente veniva effettuato il rilevamento altimetrico dei singoli picchetti.

Infine in base alle considerazioni su accennate della distanza critica, il cui valore avrebbe potuto oscillare notevolmente a monte e a valle degli stendimenti, venivano programmati 18 punti di scoppio (PS), di cui 9 ubicati sugli stendi-

menti ed i rimanenti a distanze variabili da 50 a 350 m dagli stessi.

Su tutti i punti di scoppio programmati si è provveduto alla escavazione di pozzetti di profondità variabile da 0,5 a 1,5 m, per l'alloggiamento delle cariche esplosive, oscillanti da alcuni ettogrammi ad alcuni chilogrammi di dinamite. Le suddette profondità dei pozzetti sono state previste non solo in ossequio alle norme di sicurezza che impongono particolari cautele in vicinanza di abitati, ma anche ai fini di un miglior rendimento dell'esplosivo ed una maggior « energizzazione » del terreno.

Come mezzo di registrazione veniva scelta, data la natura poco accessibile dei terreni, l'apparecchiatura sismica portatile SIE a 24 canali. L'organico personale della squadra geofisica previsto per l'esecuzione dei lavori veniva composto da un ingegnere minerario, da un operatore con un aiutante, da un carichino ed un manovale.

4. *Dettaglio del lavoro di campagna.*

Le prime registrazioni sono state eseguite sull'allineamento *B*, poiché, presentando un profilo altimetrico più regolare, ci si poteva attendere una diminuzione di eventuali effetti secondari sulle registrazioni, dovuti a discontinuità nello spessore di subaerato. Si voleva così ottenere, nella maniera più chiara, il maggior numero di informazioni dai primi dati sperimentali rilevati, allo scopo di poter orientare meglio l'impostazio- delle successive registrazioni.

Il primo punto di scoppio è stato ubicato con un offset di 10 m dal picchetto 24, situato a circa 75 m a valle degli affioramenti. La registrazione è stata effettuata con la carica di 1 Kg. di esplosivo; i « first breaks » sono risultati buoni, nonostante un certo disturbo sulle tracce (ved. fig. n. 3-*a*)). Già dal primo sommario esame della registrazione in questione si potrebbe dedurre una velocità di copertura dell'ordine di 1600 m/s e una velocità della roccia di fondo sui 3500 m/s che, tenuto conto dell'effetto di pendenza del rifrattore, non si discosta molto dal valore previsto.

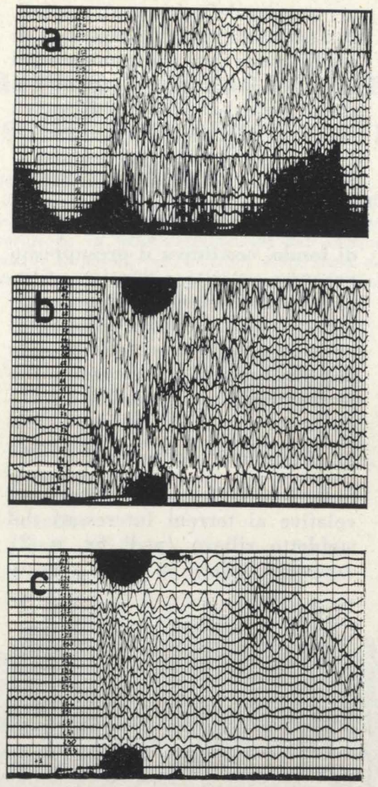


Fig. 3 - Profilo sismico B: a) film n. 1, punto di scoppio 24 (1 kg di esplosivo); b) film n. 3, punto di scoppio 0 (0,4 kg di esplosivo); c) film n. 5, punto di scoppio — 150 (1 kg di esplosivo).

Rimangono tuttavia alcune incertezze sulla precedente interpretazione, perchè proprio la traccia n. 18 del film che si trova in vicinanza dei fenomeni di interferenza caratteristici del punto critico non ha registrato alcun impulso. Comunque è interessante notare la forte energia sulle tracce dei geofoni più prossimi al punto di scoppio; energia che va attenuandosi via via che ci si avvicina al punto critico, per poi aumentare subito dopo. Osserviamo inoltre che il film in esame presenta due tracce con partenze « invertite ».

I primi arrivi registrati sulle tracce comprese dal n. 24 al n. 19 del film n. 1 interessano la copertura e pertanto per avere anche su queste stesse tracce i primi arrivi del rifrattore, è stato allontanato per la seconda registrazione il punto di scoppio a circa 50 m. Quest'ultimo ha confermato l'interpretazione precedente ed ha fornito le risposte del rifrattore su tutta la lunghezza dello stendimento.

Il terzo punto di scoppio è stato situato con offset di 10 m rispetto al picchetto n. 12, per avere maggiori dati sulla velocità di copertura. Dalla prima analisi del film (ved. fig. n. 3-*b*)) vengono registrate delle velocità di copertura a monte e a valle del punto di scoppio sui 1600 m/s e delle velocità apparenti del rifrattore sull'ordine rispettivamente di 6000 e 3000 m/s. Da queste ultime si deduce, mediante la formula

$$\frac{1}{Vav} + \frac{1}{Vam} \simeq \frac{2}{Vr}$$

la velocità reale approssimata del rifrattore, che risulta pertanto di 4000 m/s.

La registrazione n. 4 è stata eseguita, sempre con un offset di 10 m, con lo scoppio ubicato in prossimità del picchetto n. 1. Sulle prime 9 tracce è stata registrata l'onda diretta della copertura, con la velocità già precedentemente riscontrata, mentre sulle restanti tracce la velocità media apparente del « bed rock » sembra ora potersi situare sui 4800 m/s. Pertanto, tenuta presente la formula anzidetta e la velocità apparente registrata sul primo film, troviamo ancora ulteriore conferma del valore della velocità reale del rifrattore.

Infine, per poter ottenere la dromocrona completa coniugata su tutto lo stendimento come primo arrivo del rifrattore, si è provveduto ad effettuare un ultimo punto di scoppio a circa 150 m dal picchetto n. 1 (ved. fig. n. 3-*c*)). Questa registrazione ha permesso di convalidare le precedenti sommarie interpretazioni di campagna.

* * *

Il secondo profilo eseguito è stato l'allineamento C, in quanto si poteva già disporre di alcuni dati relativi alla zona di incrocio con il profilo precedentemente esaminato.

Il film n. 6 (ved. fig. n. 4-*d*)), ottenuto con il primo punto di scoppio *PS* 1, presenta molteplici interferenze, dovute forse a fenomeni di diffrazione da attribuirsi ad eventuali faglie od a superfici sub-verticali del fondo roccioso. I « first breaks » delle prime 4 tracce interessano l'onda diretta, mentre sulle restanti si sono registrati i fenomeni anzidetti.

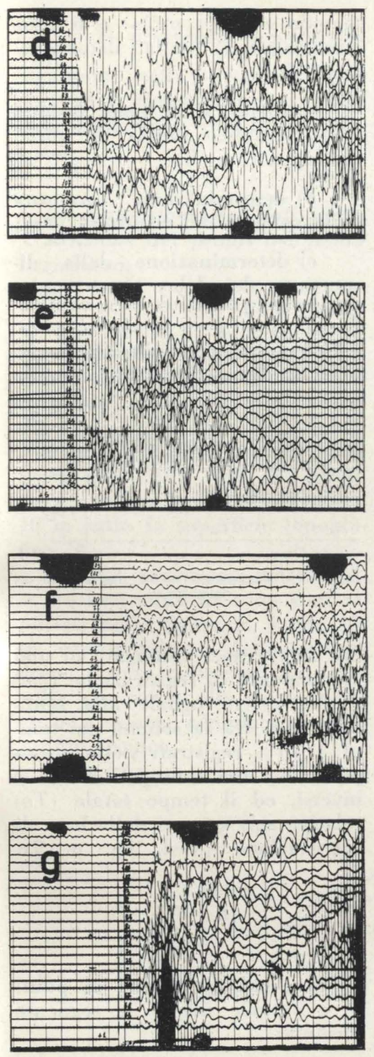


Fig. 4 - Profilo sismico C: d) film n. 6, punto di scoppio 1 (2,5 kg di esplosivo); e) film n. 7, punto di scoppio 0 (0,4 kg di esplosivo); f) film n. 9, punto di scoppio 24 (1,5 kg di esplosivo); g) film n. 10, punto di scoppio + 100 (2 kg di esplosivo).

Il punto di scoppio *PS* 0 è stato posto con un offset di circa 10 m in prossimità del picchetto n. 12. Con l'impiego di soli 400 g di esplosivo, il film n. 7 (ved. fig. n. 4-*e*)) ha registrato una forte « energizzazione » del terreno. La dromocrona lato Ovest sembra interessare soltanto i primi arrivi della copertura; infatti la velocità registrata è dell'ordine di 1600 m/s. Invece sulle tracce n. 20, 21, 22, 23, e 24 del film in esame si nota una serie di interferenze, che potrebbero imputarsi sia alla zona del punto critico sia anche a fenomeni di diffrazione.

Anche il film n. 9 (ved. fig. n. 4-*f*)) ottenuto con il punto di scoppio *PS* 24 è risultato di non facile interpretazione; una fortissima attenuazione di energia si è registrata dalla traccia n. 13 alla n. 24, con notevoli fenomeni di interferenza.

Per ottenere ulteriori dati a conferma dei fenomeni anzidetti su tutto l'allineamento *C*, è stato infine posto l'ultimo punto di scoppio *PS* + 100 a circa 100 m di distanza dal picchetto n. 24. In effetti sulle tracce dal n. 24 al n. 10 si è registrata la velocità del rifrattore, mentre sulle tracce intermedie si sono avuti dei chiari fenomeni di interferenza (ved. fig. n. 4-*g*) - film n. 10).

* * *

Infine per quanto riguarda l'ultimo allineamento *A*, tutti i films che vi sono stati registrati presentano un notevole disturbo a causa dei fenomeni elettrici dovuti alla presenza in zona di una linea ad alta tensione. Per ridurre il più possibile detto disturbo sono state aumentate le cariche di scoppio ed è stata ridotta la sensibilità dei galvanometri.

Il primo punto di scoppio *PS* 24) è stato effettuato in vicinanza del picchetto n. 24 e la registrazione ottenuta (film n. 12: ved. fig. n. 5) ha permesso ancora di determinare sia la velocità di copertura, sia quella del rifrattore. La zona del punto critico sembra essere messa in evidenza da un certo assorbimento di energia e da fenomeni di interferenza, sui quali tuttavia permane un'incertezza di interpretazione a causa del disturbo dovuto alla presenza della linea elettrica su menzionata.

Per la seconda registrazione si è provveduto pertanto ad allontanare il punto di scoppio verso nord di circa 40 m lungo l'allineamento, a diminuire ulteriormente la sensibilità dei galvanometri e ad elevare la carica di dinamite. Il film ottenuto mostra delle partenze nette, che hanno permesso di dissipare le incertezze riscontrate nel film precedente ed altresì di rilevare ancora delle velocità dell'ordine di grandezza già riscontrato nelle precedenti registrazioni. Il film n. 13 ha messo anche particolarmente in evidenza i successivi arrivi dell'onda d'aria (ved. fig. n. 5-*h*)).

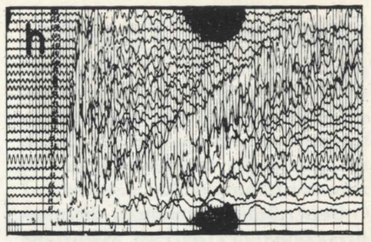


Fig. 5 - Profilo sismico A: h) film n. 13, punto di scoppio + 50 (2,5 kg di esplosivo).

Il successivo film è stato registrato con una carica di scoppio di kg 0,6, situata in posizione di offset 10 m rispetto al picchetto n. 12. Mentre nel semi-stendimento a valle si è soltanto registrata la velocità di copertura, su quello a monte le tracce n. 22-23 e 24 sono state interessate dai primi arrivi provenienti dal fondo roccioso.

Anche per le registrazioni ottenute con i due punti di scoppio *PS* 1 in prossimità del picchetto n. 1 e *PS* 150 a circa 120 m dal picchetto n. 1, si sono avute ulteriori conferme dei valori delle velocità già precedentemente riscontrate, relative sia al rifrattore, sia alla copertura.

* * *

Da ultimo abbiamo provveduto ad eseguire un breve rilievo per la determinazione della velocità di aerato, che è risultata essere di circa 500 m/s.

Nel complesso i dati sperimentali risultano di buona qualità e di facile interpretazione, soprattutto per quanto riguarda i profili *B* ed *A*, mentre per il profilo *C* i risultati sono più complessi a causa delle interferenze e dei fenomeni di diffrazione che si sono registrati.

5. *Elaborazione dei dati.*

Si è passato quindi all'elaborazione dei dati raccolti, iniziando con la lettura dei films relativi ad uno stesso profilo ed alla costru-

zione delle dromocrome coniugate complete di ciascun profilo. Si è potuto così avere una indicazione di seconda approssimazione delle velocità di copertura e del rifrattore; velocità che non si discostano da quelle già rilevate durante il lavoro di campagna.

Generalmente i metodi di interpretazione dei dati di rifrazione mettono in evidenza (ved. fig. n. 6) il cosiddetto « delay time » (δ) relativo ad un certo tragitto sonoro EG, come la differenza tra il tempo del percorso reale (t) e il tempo occorrente per percorrere la proiezione orizzontale EG' del tragitto in questione alla velocità massima raggiunta dall'onda sonora (V_M), cioè

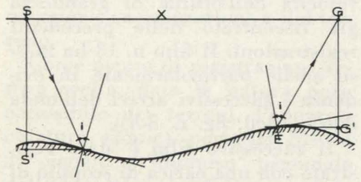


Fig. 6 - Schema dei tragitti sismici relativi ai delay-times del punto di scoppio e di un geofono.

$$\delta = t - \frac{EG'}{V_M}$$

Pertanto il tempo che registra ciascun geofono (Tg), alla distanza X dal punto di scoppio PS, può essere espresso come la somma del tempo impiegato dall'onda sonora a percorrere il tragitto X in questione alla velocità del rifrattore (Vr), più i delay times relativi ai percorsi sonori compresi tra il rifrattore ed il punto di scoppio (δ_s), e tra il refrattore ed il geofono (δ_g). E cioè:

$$Tg = \delta_g + \delta_s + \frac{X}{Vr}$$

Si può così disporre in ciascun punto di registrazione di due delay times coniugati (δ e δ'), relativi ai percorsi sonori emergenti del rifrattore in due punti ($E\,E'$), la cui distanza è il doppio dell'offset (ved. fig. n. 7). Pertanto la costruzione del profilo batimetrico della superficie rifrangente richiede la determinazione dei delay times e degli offsets, che variano da punto a punto sia in funzione delle velocità dei terreni interessati, sia in funzione della profondità del rifrattore. Tuttavia se, invece di costruire i punti reali del rifrattore ($E\,E'$), coniugati ad uno stesso punto di registrazione, ci accontentiamo di un punto fittizio (F) compreso tra essi, risultante dalla media dei suddetti delay times coniugati, allora possiamo trascurare la conoscenza dell'offset e delle sue variazioni lungo il profilo sismico.

In questo caso il profilo rifrangente risulta costituito per punti, ottenuti come interpolazioni lineari tra quelli reali. Una valutazione della divergenza tra il profilo costruito con i soli punti reali e quello interpolato come detto sopra si può desumere dalla dispersione dei delay times coniugati ad uno stesso punto di registrazione (Ved. fig. n. 8). D'altra parte i metodi di interpretazione si basano su delle ipotesi semplificatrici, tra le quali il presupposto che il profilo del rifrattore non sia molto tormentato e che comunque le sue pendenze non superino i 10°.

Nella micro-rifrazione si adotta anche l'ipotesi che la velocità di copertura non vari con la profondità, ma risulti costante. Infatti si fa l'ipotesi che i terreni interessati dai raggi sonori siano sismicamente isotropi ed omogenei.

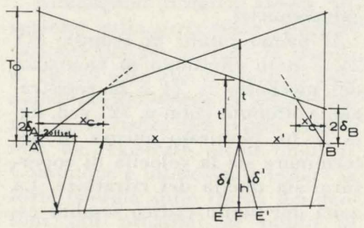


Fig. 7 - Schema delle dromocrone e dei tragitti sismici.

Nelle ipotesi suddette il delay time assume un'espressione semplice, che risulta essere uguale a:

$$\delta = \frac{H}{Vc}\, x \cos i$$

dove H è lo spessore della copertura, Vc la velocità della copertura ed i l'angolo di rifrazione.

Pertanto il metodo che abbiamo adottato prescinde dalla conoscenza dell'offset (e quindi potrebbe essere definito anche come metodo a offset nullo) e si basa essenzialmente sulla determinazione di:

a) delay time (δm) dedotto come semplice media di quelli coniugati (δ e δ');

b) determinazione accurata della velocità del rifrattore (Vr);

c) determinazione della dispersione dei delay times coniugati (δ e δ').

Per quanto riguarda il punto *a*) è facile dimostrare che la media dei delay times coniugati ad uno stesso punto di registrazione (δm) risulta essere uguale alla semidifferenza tra la somma dei tempi ($t+t'$), registrati nello stesso punto nei tiri coniugati diretti e inversi, ed il tempo totale (To) relativo agli estremi della base di registrazione (Ved. fig. n. 7): cioé

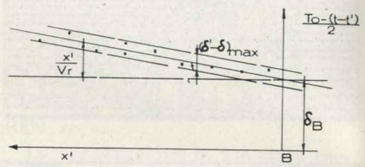


Fig. 8 - Diagramma della dispersione dei delay-times.

$$\delta m = \frac{(t + t') - To}{2}.$$

Per i calcoli relativi ai punti *b*) e *c*) vale invece la seguente formula:

$$\frac{To - (t - t')}{2} =$$

$$= \frac{\delta' - \delta}{2} + \delta_B + \frac{X'}{Vc}$$

Pertanto, se si costruisce il diagramma cartesiano riportando sulle coordinate il valore espresso dal primo membro della formula e sulle ascisse le distanze x', possiamo determinare graficamente il valore massimo della dispersione (δ'—δ) e dove questo si localizza, nonché la velocità del rifrattore (Ved. fig. n. 8). Questa è risultata pari a 4000 m/s, mentre la dispersione è risultata di 3 s . 10^{-3}.

L'interesse particolare del metodo adottato deriva anche dal fatto che è possibile calcolare con $\frac{\delta' - \delta}{\delta}$ la precisione percentuale raggiunta nella determinazione dei delay times utilizzati nella costruzione del profilo batimetrico.

6. *Interpretazione dei dati e costruzione dei profili del fondo roccioso.*

Dopo aver calcolato con il metodo anzidetto i δ_m per ciascun punto di registrazione, si è proceduto alla determinazione delle correzioni di aerato e di altitudine.

Il piano di riferimento è stato posto quasi alla base dell'aerato e cioè ad una profondità di circa 10 m sotto la superficie topografica.

I profili rifrangenti relativi alle tre basi sismiche sono stati riportati nelle figure n. 9, 10, 11, in corrispondenza delle dromocrone dirette e inverse registrate sulla base stessa, allo scopo di dare una visione completa di ogni profilo sismico.

Il profilo batimetrico B ottenuto presenta un andamento abbastanza regolare, in lieve divergenza con il profilo altimetrico (Ved. fig. n. 9).

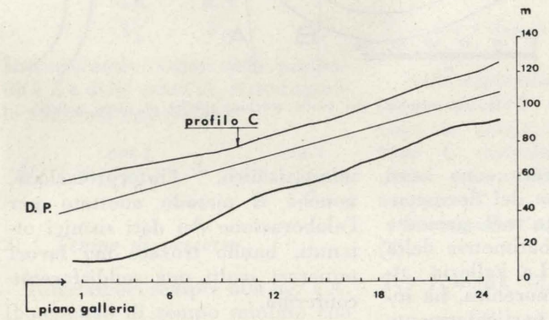
Le registrazioni eseguite lungo il profilo C presentano un particolare interesse per i fenomeni di diffrazione e di interferenza, che pensiamo debbano correlarsi alla presenza di faglie o quanto meno a superfici rifrangenti sub-verticali. Lo studio delle dromocrone mette bene in evidenza gli allineamenti secondo curve iperboliche che attestano appunto i fenomeni di diffrazione anzidetti (Ved. fig. n. 10). Le iperboli di diffrazione ci forniscono alcuni dati supplementari sulla conoscenza della zona. Innanzi tutto gli asintoti delle iperboli permettono per altra via la determinazione della velocità della copertura, il cui valore viene ancora a stabilirsi sui 1600 m/s. Gli assi delle iperboli poi fissano la posizione della faglie ed infine la distanza orizzontale tra l'asse dell'iperbole ed il punto di raccordo con la dromocrona rettilinea di pendenza $\frac{1}{Vr}$ esprime l'offset al sismografo corrispondente a quel punto.

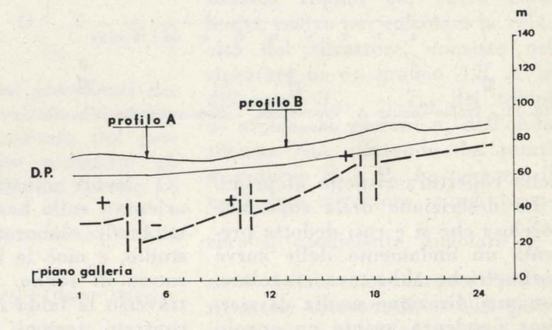
In definitiva l'interpretazione dei dati sperimentali ottenuti sul profilo C conduce ad ammettere la presenza di varie faglie, che spezzano l'andamento di risalita del fondo roccioso; sussiste tuttavia una certa indeterminatezza sul carattere e la morfologia di queste faglie in quanto, come si è detto, i suddetti fenomeni di diffrazione potrebbero giustificarsi anche con la presenza di superfici della roccia molto ripide, dovute alla erosione di antichi ghiacciai.

Il profilo A della roccia di fondo mostra invece una sensibile risalita verso monte in prossimità del picchetto n. 7, per poi stabilizzarsi su una profondità di circa 50 metri dalla superficie topografica (Ved. fig. n. 11).

* * *

Infine si è passati alla costruzione delle curve di livello del rifrattore, riferite alla quota d'im-





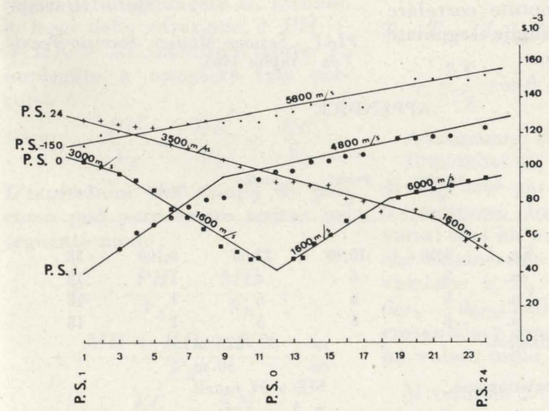


Fig. 9 - Profilo sismico B: dromocrone, sezione profondità e profilo altimetrico.

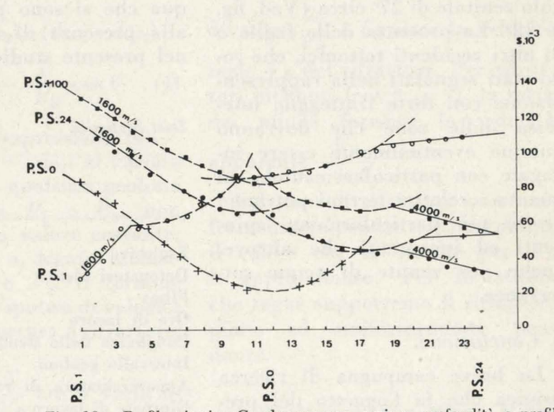


Fig. 10 - Profilo sismico C: dromocrone, sezione profondità e profilo altimetrico.

bocco della galleria. Nella determinazione dei punti quotati per la costruzione delle isobate, si è calcolato sia l'offset dei punti rifrangenti rispetto a quelli di registrazione, sia anche l'altezza della copertura rispetto ai primi.

La descrizione della superficie rocciosa che si è così dedotta presenta un andamento delle curve batimetriche abbastanza regolare, con una direzione media di massima pendenza avente un angolo azimutale di 160° circa ed un angolo zenitale di 27° circa (Ved. fig. n. 12). La presenza delle faglie o di altri accidenti tettonici, che sono stati segnalati nella rappresentazione con forte tratteggio, interessa delle zone che dovranno dunque eventualmente essere indagate con particolari cautele, in quanto i relativi terreni potranno essere più particolarmente spingenti ed incoerenti che altrove, anche per venute di acque sotterranee.

7. *Conclusione.*

La breve campagna di ricerca sismica che fa l'oggetto del presente studio ha fornito, in breve tempo e con vantaggio economico, preziose informazioni circa i problemi di carattere geo-minerario posti dalla realizzazione del progetto della nuova galleria di ribasso e di ricerca.

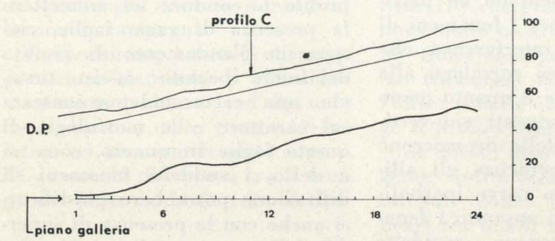
I lavori minerari sono stati orientati sulla base del documento finale elaborato nel presente studio, e cioè la batimetria della roccia di fondo. La galleria, attraverso la falda morenica, ha incontrato terreni particolarmente spingenti in zone di venute di acqua che si sono potute correlare alla presenza di faglie segnalate nel presente studio.

I lavori di avanzamento hanno raggiunto la roccia di fondo alla progressiva prevista, con un errore di eccesso di pochi metri.

In definitiva le ipotesi avanzate sull'applicazione del metodo micro-sismico, l'interpretazione, nonché il metodo adottato per l'elaborazione dei dati sismici ottenuti, hanno trovato nei lavori minerari svolti una soddisfacente conferma.

Matteo Valinotti
Mario Graziani

FIAT - Sezione Miniere, Servizio Tecnico - luglio 1965.



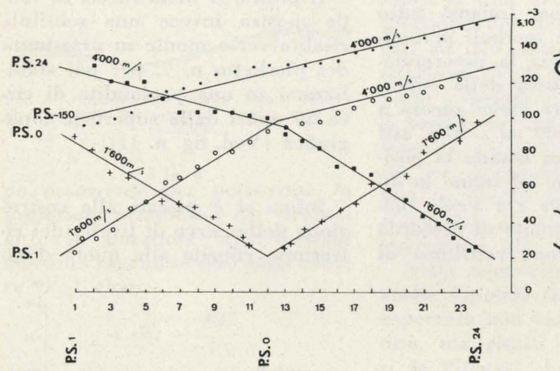


Fig. 11 - Profilo sismico A: dromocrone, sezione profondità e profilo altimetrico.

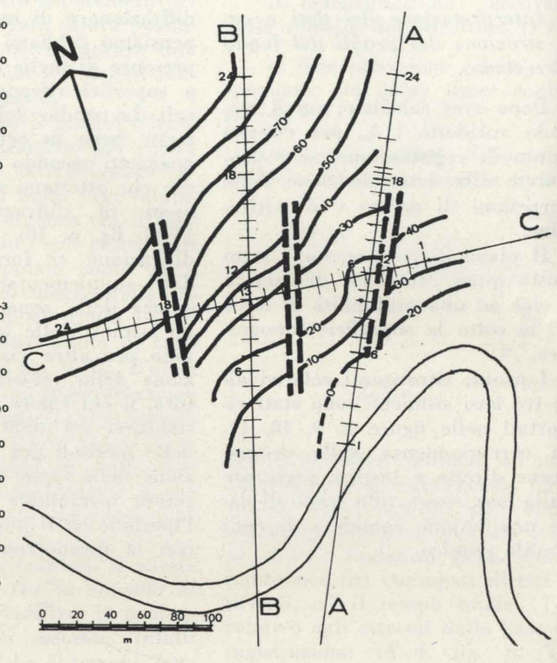


Fig. 12 - Isobate del fondo roccioso riferite al piano galleria.

APPENDICE

Dati Statistici

		Profilo B	Profilo C	Profilo A	Aerato	Totale
Esplosivo	Kg.	4,40	10,90	22,60	0,100	38
Detonatori elettr.	n.	5	6	6	1	18
Films	n.	5	6	6	1	18
Ore di lavoro	n.	6	6	5	1	18
Lunghezza dello stendimento			ca.	220 m		
Intervallo geofoni			ca.	10 m		
Apparecchiatura di registrazione			SIE a 24 canali			
Giornate di lavoro			n. 2			
Personale impiegato			n. 5			

Calcolo della variazione della velocità della copertura di un rifrattore mediante differenze di "delay times"

LUIGI BAULINO esamina le possibilità di ricostruzione in profondità di un rifrattore di velocità nota, in funzione della velocità delle formazioni che ne costituiscono la copertura; egli affronta in particolare il problema di determinare la variazione laterale di velocità della copertura di un rifrattore a velocità supposta nota e costante, partendo da un punto in cui la velocità della copertura è nota.

1) - *Delay time.*

Riteniamo opportuno richiamare brevemente il concetto di delay time. Riferiamoci alla fig. 1 A: in essa P rappresenta un punto di scoppio, G un geofono ricevitore, V_0 la velocità delle formazioni di copertura di un rifrattore a velocità V_R. Si definisce delay time d_P, in corrispondenza del punto di scoppio P, la differenza

$$\frac{PH}{V_0} - \frac{MH}{V_R}$$

Analogamente, si definisce delay time d_G, in corrispondenza del geofono G, la differenza

$$\frac{GK}{V_0} - \frac{KN}{V_R}$$

Introducendo i valori delle profondità Z e delle velocità, si ottengono le seguenti espressioni:

$$d_P = z_P \frac{\cos i}{V_0} \qquad d_G = z_G \frac{\cos i}{V_0}$$

2) - *Tempo di percorso.*

Riferiamoci sempre alla fig. 1 A. Il percorso di tempo minimo che l'onda sismica, generata in P, segue per raggiungere G, secondo le leggi della rifrazione, è $PH + HK + KG$, mentre il tempo T_G impiegato a compiere tale percorso è

$$T_G = \frac{PH}{V_0} + \frac{HK}{V_R} + \frac{KG}{V_0}$$

L'espressione del tempo di percorso può pure essere scritta nel seguente modo:

$$T_G = \frac{PH}{V_0} - \frac{MH}{V_R} + \frac{MH + KH + KN}{V_R} + \frac{KG}{V_0} - \frac{KN}{V_R}$$

Ricordando le precedenti definizioni di delay time:

$$T_G = \frac{X \cos\theta}{V_R} + d_P + d_G =$$

$$= \frac{X\cos\theta}{V_R} + z_P \frac{\cos i}{V_0} + z_G \frac{\cos i}{V_0} \quad (1)$$

3) - *Determinazione della velocità del rifrattore nel caso di copertura con velocità costante.*

Riferiamoci alla fig. 1 B. I tempi di percorso da P_1 a G e da P_2 a G, lungo il rifrattore sono:

$$T_1 = d_{P_1} + d_{GP_1} + \frac{X \cos\theta}{V_R} \quad (2)$$

$$T_2 = d_{P_2} + d_{GP_2} + \frac{L - X}{V_R} \cos\theta \quad (3)$$

Nelle espressioni precedenti d_{GP} rappresenta il valore del delay time in corrispondenza del geofono G, calcolato mediante gli arrivi provenienti dal punto di scoppio P.

Sottraendo l'espressione (3) dalla (2):

$$T_1 - T_2 = (d_{P_1} - d_{P_2}) + (d_{GP_1} - d_{GP_2}) + \frac{X - L + X}{V_R} \cos\theta$$

$$T_1 - T_2 = (d_{P_1} - d_{P_2}) + (d_{GP_1} - d_{GP_2}) + \frac{2X}{V_R} \cos\theta - \frac{L}{V_R} \cos\theta \quad (4)$$

Analizziamo l'espressione (4).

Il termine $d_{P_1} - d_{P_2}$, al variare di X, e cioè per qualsiasi geofono G compreso fra P_1 e P_2, non varia: esso ha un valore costante, che chiameremo a, legato esclusivamente a P_1 e P_2. Il termine $d_{GP_1} - d_{GP_2}$, nell'ipotesi di velocità costanti per copertura e rifrattore, ha valore nullo.

Il termine $2\frac{X}{V_R}\cos\theta$ varia linearmente al variare di X.

Il termine $\frac{L}{V_R}\cos\theta$ è un valore costante, che chiameremo b.

L'espressione (4) può quindi essere scritta nella forma seguente:

$$T_1 - T_2 = \Delta T = \frac{2X}{V_R}\cos\theta + k \quad (5)$$

dove $k = a - b$, costante.

Negli assi cartesiani ΔT, X l'espressione (5) è rappresentata da una retta di coefficiente angolare $\frac{2}{V_R}\cos\theta$ (fig. 1 C). Essa prende il nome di grafico dei minus.

Pertanto, disponendo di due dromocrone continue coniugate, un sistema rapido ed, entro certi limiti, esatto per calcolare la velocità del rifrattore, consiste nel riportare in un grafico ΔT, X le differenze $T_{n_1} - T_{n_2}$ dei tempi di arrivo, ai geofoni n, dell'onda rifratta che, partendo dai punti di scoppio P_1 e P_2, ha percorso il medesimo rifrattore, e nel misurare il coefficiente angolare $\frac{2}{V_R}\cos\theta$ della retta risultante [1]. Per rifrattori orizzontali, o così poco pendenti, per cui si possa porre $\cos\theta = 1$, il coefficiente angolare diventa $\frac{2}{V_R}$ e fornisce la velocità reale V_R del rifrattore. Per rifrattori inclinati ($\cos\theta \neq 1$), la retta dei minus fornisce la velocità apparente $\frac{V_R}{\cos\theta}$.

Nel caso di rifrattore non uniformemente pendente e non piano, il valore che si ottiene per V_R è approssimato. Per lo studio che segue supporremo il rifrattore piano ed uniformemente pendente.

---

[1] HAGEDOORN, *Plus Minus Method* Geophysical Prospecting, giugno 1959.

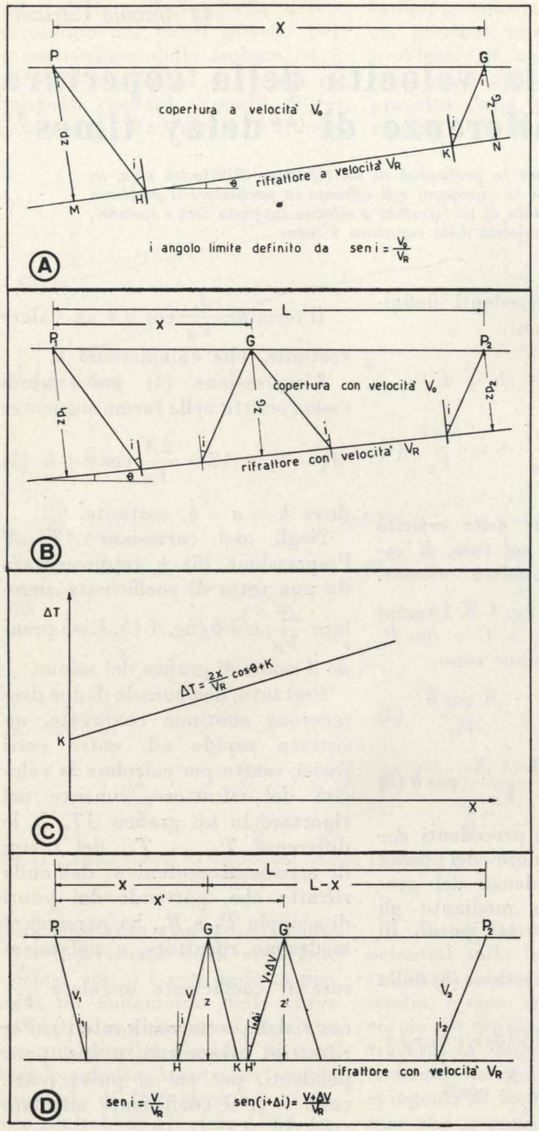


Fig. 1.

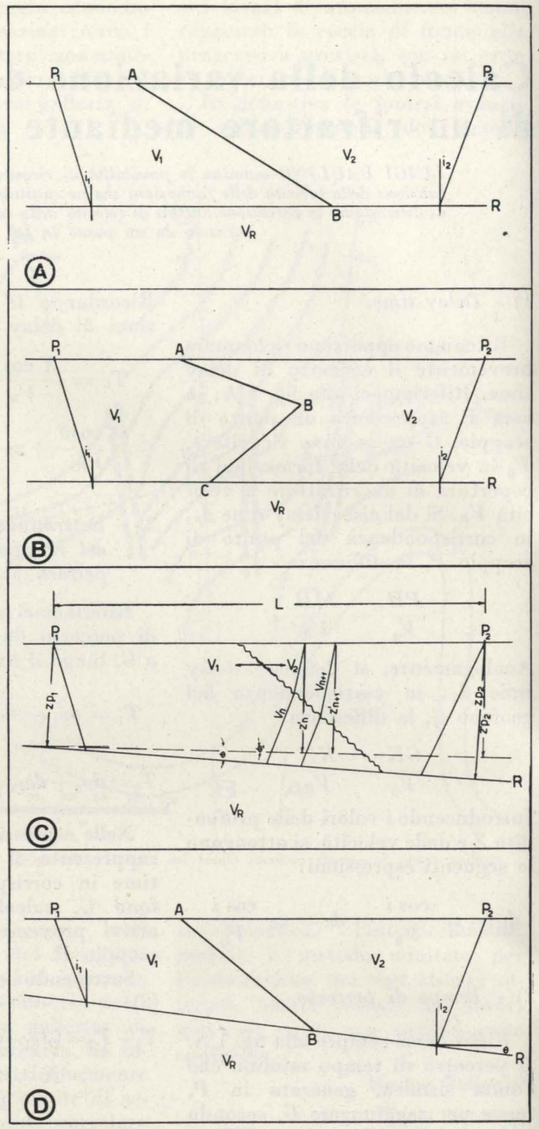


Fig. 2.

4) - *Calcolo della variazione di velocità nella copertura.*

4.1 - *Rifrattore piano ed orizzontale.*

Con riferimento alla fig. 1 D, possiamo scrivere, per il geofono G:

$$\Delta T = T_1 - T_2 = d_{GP_1} - d_{GP_2} + \frac{2X}{V_R} + k \qquad (6)$$

Il termine $d_{GP_1} - d_{GP_2}$ non è più nullo poichè, la velocità nelle formazioni di copertura attorno a G non è costante. In altre parole, la velocità lungo il percorso $H\,G$ è diversa dalla velocità lungo il percorso $K\,G$. In tale caso, generalmente, il grafico dei minus non è più una retta, poichè la differenza $d_{GP_1} - d_{GP_2}$ è funzione della variazione di velocità della copertura. In corrispondenza del passaggio da una copertura con velocità costante V_1 ad un'altra copertura con velocità costante V_2, oppure con velocità variabile, ferma restando la velocità V_R del rifrattore, il grafico dei minus presenta un'anomalia. Lo studio di tale anomalia è l'argomento del presente studio.

Per G possiamo scrivere:

$$T_1 + T_2 = d_{P_1} + d_{GP_1} + \frac{X}{V_R} + d_{P_2} + d_{GP_2} + \frac{L - X}{V_R} \qquad (7)$$

Il tempo T di percorso da P_1 a P_2, lungo il rifrattore, è dato dalla:

$$T = d_{P_1} + d_{P_2} + \frac{L}{V_R} \qquad (8)$$

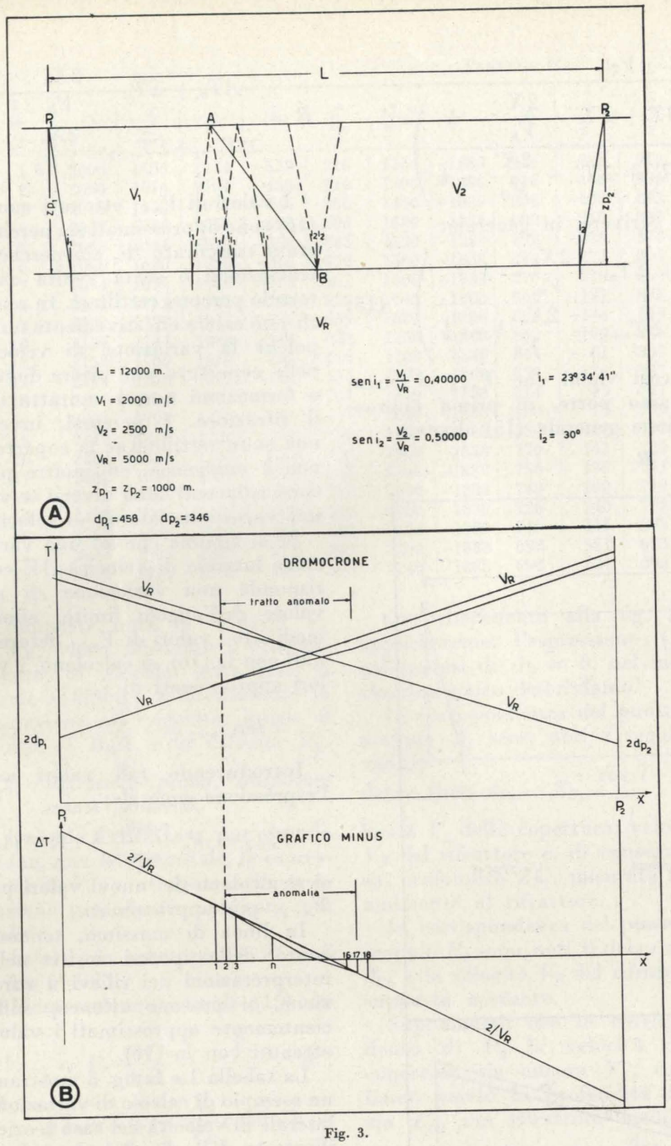


Fig. 3.

Sottraendo la (8) dalla (7):

$$T_1 + T_2 - T = d_{GP_1} + d_{GP_2} = \Sigma T \qquad (9)$$

Studiamo il sistema formato dalle espressioni (6) e (9).

Sommando membro a membro:

$$\Delta T + \Sigma T = 2d_{GP_1} + \frac{2X}{V_R} + k \qquad (10)$$

Per il ricevitore G' si ottiene:

$$\Delta T' + \Sigma T' = 2d_{G'P_1} + \frac{2X'}{V_R} + k \qquad (11)$$

Inoltre è:

$$d_{GP_1} = \frac{Z}{V}\cos i$$

$$d_{G'P_1} = \frac{Z'}{V + \Delta V}\cos(i + \Delta i) \qquad (12)$$

dove ΔV e Δi rappresentano rispettivamente l'incremento laterale di velocità, misurato lungo il percorso $H'G'$, ed il conseguente possibile incremento dell'angolo limite i.

Esplicitando le espressioni (10) e (11) rispetto a d_{GP} e sostituendo le relazioni (12):

$$\frac{2Z}{V}\cos i = \Delta T + \Sigma T - \frac{2X}{V_R} - k \qquad (13)$$

$$\frac{2Z'}{V + \Delta V}\cos(i + \Delta i) = \Delta T' + \Sigma T' - \frac{2X'}{V_R} - k \qquad (14)$$

Dividendo membro a membro le (13) e (14), osservando che

TABELLA N. 1

Geofono	V_n	T_{nP_1}	T_{nP_2}	ΔT_n +	ΣT_n −	$\frac{2X_n}{V_R}$ −	k =	A	ΔT_{n+1} +	ΣT_{n+1} −	$\frac{2X_{n+1}}{V_R}$ −	k =	B	$R = \frac{A}{B}$	$V_{n+1} = R \cdot V_n$	$\frac{V_n - V_{effettiva}}{V_{effettiva}}$
1	2000	1576	2544	−968	916	1320	−2288	916	−888	916	1400	−2288	916	1,000	2000	
2	2000	1616	2504	−888	916	1400	−2288	916	−802	894	1480	−2288	900	1,017	2034	0,000
3	2034	1648	2450	−802	894	1480	−2288	900	−715	871	1560	−2288	884	1,018	2070	0,002
4	2070	1680	2395	−715	871	1560	−2288	884	−629	849	1640	−2288	868	1,018	2107	0,004
5	2107	1712	2341	−629	849	1640	−2288	868	−543	827	1720	−2288	852	1,018	2144	0,007
6	2144	1744	2287	−543	827	1720	−2288	852	−457	805	1800	−2288	836	1,019	2184	0,009
7	2184	1776	2233	−457	805	1800	−2288	836	−370	782	1880	−2288	820	1,019	2225	0,012
8	2225	1808	2178	−370	782	1880	−2288	820	−284	760	1960	−2288	804	1,019	2267	0,015
9	2267	1840	2124	−284	760	1960	−2288	804	−198	738	2040	−2288	788	1,020	2312	0,017
10	2312	1872	2070	−198	738	2040	−2288	788	−128	732	2120	−2288	772	1,020	2358	0,020
11	2358	1904	2032	−128	732	2120	−2288	772	− 56	724	2200	−2288	756	1,021	2407	0,023
12	2407	1936	1992	− 56	724	2200	−2288	756	16	716	2280	−2288	740	1,021	2457	0,027
13	2457	1968	1952	16	716	2280	−2288	740	88	708	2360	−2288	724	1,022	2511	0,031
14	2511	2000	1912	88	708	2360	−2288	724	160	700	2440	−2288	708	1,022	2566	0,035
15	2566	2032	1872	160	700	2440	−2288	708	196	696	2480	−2288	700	1,011	2594	0,039
16	2594	2048	1852	196	696	2480	−2288	700	272	692	2560	−2288	692	1,011	2622	0,040
17	2622	2084	1812	272	692	2560	−2288	692	352	692	2640	−2288	692	1,000	2622	0,048
18	2622	2124	1772	352	692	2640	−2288	692	432	692	2720	−2288	692	1,000	2622	0,048

$Z = Z'$ ed esplicitando rispetto a $V + \Delta V$:

$$V + \Delta V = V \frac{\cos(i + \Delta i)}{\cos i} \left(\frac{\Delta T + \Sigma T - \frac{2X}{V_R} - k}{\Delta T' + \Sigma T' - \frac{2X'}{V_R} - k} \right)$$

Per i geofoni G_n e G_{n+1} possiamo scrivere, in generale:

$$V_{n+1} = V_n \frac{\cos i_{(n+1)}}{\cos i_n} \left(\frac{\Delta T_n + \Sigma T_n - \frac{2X_n}{V_R} - k}{\Delta T_{n+1} + \Sigma T_{n+1} - \frac{2X_{n+1}}{V_R} - k} \right) \quad (15)$$

Supponendo i geofoni G_n e G_{n+1} così vicini che V_{n+1} si possa ritenere molto prossimo a V_n, possiamo porre, in prima approssimazione, $\Delta i = 0$, per cui l'espressione generale (15) diventa:

$$V_{n+1} = V_n \,.\, R$$

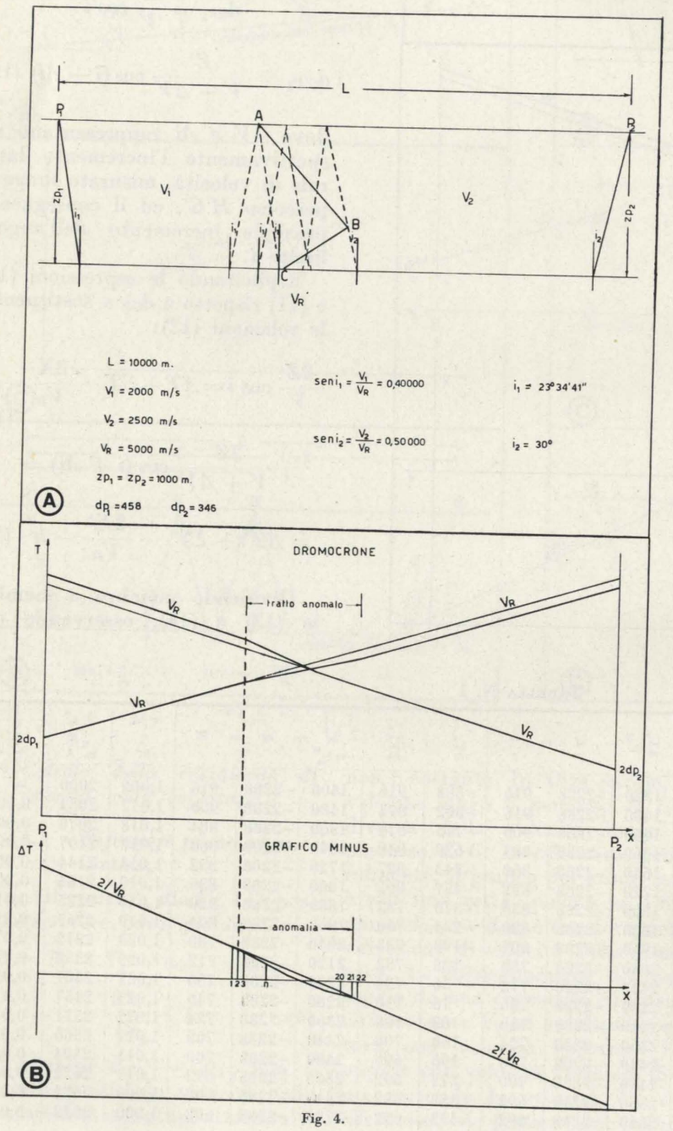


Fig. 4.

$$R = \frac{\Delta T_n + \Sigma T_n - \frac{2X_n}{V_R} - k}{\Delta T_{n+1} + \Sigma T_{n+1} - \frac{2X_{n+1}}{V_R} - k} \quad (16)$$

I valori di V_{n+1} ottenuti con la (16) sono approssimati sia perchè è stato trascurato Δi, sia perchè la trattazione è stata svolta assumendo percorsi rettilinei. In realtà Δi può essere effettivamente nullo, poichè la variazione di velocità nella copertura può essere dovuta a formazioni non a contatto con il rifrattore. I percorsi, invece, non sono rettilinei se la copertura non è omogenea, ed inoltre percorsi adiacenti sono diversi se vi è una variazione laterale di velocità.

Se si assume che ad una variazione laterale di velocità ΔV corrisponde una variazione Δi nel valore dell'angolo limite, allora, mediante i valori di V_{n+1} determinati con la (16), si calcolano, i valori approssimati di i_{n+1}:

$$\text{sen } i_{n+1} = \frac{V_{n+1}}{V_R} \,. \quad (17)$$

Introducendo tali valori nell'espressione generale:

$$V_{n+1} = V_n \frac{\cos i_{n+1}}{\cos i_n} \,.\, R \quad (18)$$

si ricalcolano dei nuovi valori per V_{n+1}, più approssimati.

In linea di massima, tenendo conto delle ipotesi insite nelle interpretazioni dei rilievi a rifrazione, si possono ritenere sufficientemente approssimati i valori ottenuti con la (16).

La tabella 1 e la fig. 3 mostrano un esempio di calcolo di variazione laterale di velocità nel caso teorico illustrato dalla fig. 2 A. La copertura del rifrattore R, piano ed orizzontale, è costituita da due formazioni omogenee con velocità V_1 e V_2, separate dalla linea $A\ B$. Supposta nota la velocità V_1, determinata, con il grafico di fig. 1 C o per altra via, la velocità V_R del rifrattore, è illustrato il procedimento di calcolo con cui si perviene a determinare la variazione di velocità lungo il tratto $A\ B$ e la velocità V_2.

La tabella 2 e la fig. 4 mostrano un esempio di calcolo di variazione laterale di velocità nel caso teorico illustrato dalla fig. 2 B. In esso la copertura del rifrattore R, piano ed orizzontale, è costituita da due formazioni omogenee con velocità V_1 e V_2, separate dalla spezzata $A\ B\ C$.

TABELLA N. 2

Geofono	V_n	T_nP_1	T_nP_2	ΔT_n	$+\ \Sigma T_n$	$-\ \frac{2X_n}{V_R}$	$-\ k$	$= A$	ΔT_{n+1}	$+\ \Sigma T_{n+1}$	$-\ \frac{2X_{n+1}}{V_R}$	$-\ k$	$= B$	$R = \frac{A}{B}$	$V_{n+1} = R \cdot V_n$	$\frac{V_n - V_{effettiva}}{V_{effettiva}}$
1	2000	1596	2124	–528	916	1360	–1888	916	–488	916	1400	–1888	916	1,000	2000	
2	2000	1616	2104	–488	916	1400	–1888	916	–446	906	1440	–1888	908	1,008	2016	0,000
3	2016	1632	2078	–446	906	1440	–1888	908	–403	895	1480	–1888	900	1,008	2032	0,001
4	2032	1648	2051	–403	895	1480	–1888	900	–359	883	1520	–1888	892	1,008	2048	0,001
5	2048	1664	2023	–359	883	1520	–1888	892	–316	872	1560	–1888	884	1,009	2066	0,001
6	2066	1680	1996	–316	872	1560	–1888	884	–273	861	1600	–1888	876	1,009	2084	0,002
7	2084	1696	1969	–273	861	1600	–1888	876	–230	850	1640	–1888	868	1,009	2102	0,003
8	2102	1712	1942	–230	850	1640	–1888	868	–187	839	1680	–1888	860	1,009	2120	0,004
9	2120	1728	1915	–187	839	1680	–1888	860	–144	828	1720	–1888	852	1,009	2139	0,005
10	2139	1744	1888	–144	828	1720	–1888	852	–100	816	1760	–1888	844	1,009	2158	0,007
11	2158	1760	1860	–100	816	1760	–1888	844	– 61	801	1800	–1888	828	1,019	2199	0,007
12	2199	1772	1833	– 61	801	1800	–1888	828	– 21	787	1840	–1888	814	1,017	2236	0,007
13	2236	1785	1806	– 21	787	1840	–1888	814	45	747	1880	–1888	800	1,017	2274	0,009
14	2274	1798	1753	45	747	1880	–1888	800	77	739	1920	–1888	784	1,020	2319	0,010
15	2319	1810	1733	77	739	1920	–1888	784	110	732	1960	–1888	770	1,018	2360	0,014
16	2360	1823	1713	110	732	1960	–1888	770	143	725	2000	–1888	756	1,018	2402	0,016
17	2402	1836	1693	143	725	2000	–1888	756	175	717	2040	–1888	740	1,021	2452	0,018
18	2452	1848	1673	175	717	2040	–1888	740	208	710	2080	–1888	726	1,019	2498	0,023
19	2498	1861	1653	208	710	2080	–1888	726	240	702	2120	–1888	710	1,022	2552	0,026
20	2552	1873	1633	240	702	2120	–1888	710	311	693	2200	–1888	692	1,026	2618	0,031
21	2618	1904	1593	311	693	2200	–1888	692	351	693	2240	–1888	692	1,000	2618	0,047
22	2618	1924	1573	351	693	2240	–1888	692	431	693	2320	–1888	692	1,000	2618	0,047

Supposte note le velocità V_1 e V_R, viene illustrato il procedimento di calcolo attraverso il quale si giunge a determinare la variazione di velocità lungo il fronte $A\ B\ C$, e la velocità V_2.

4.2 - *Rifrattore piano, uniformemente pendente.*

Quando il rifrattore, pur essendo piano, non è orizzontale, le espressioni di V_{n+1}, ottenute nella trattazione precedente, non sono più valide.

Infatti, in tale caso, è $Z' \neq Z$ e $\cos\theta \neq 1$.

L'espressione generale (15) diventa:

$$V_{n+1} = V_n \frac{\cos i_{n+1}}{\cos i_n} \cdot \frac{Z_{n+1}}{Z_n} \cdot R$$

$$R = \frac{\Delta T_n + \Sigma T_n - 2\frac{X_n}{V_R}\cos\theta - k}{\Delta T_{n+1} + \Sigma T_{n+1} - 2\frac{X_{n+1}}{V_R}\cos\theta - k} \quad (19)$$

Con riferimento alla fig. 2 C, applicheremo l'espressione (19), nell'ipotesi di $\Delta i = 0$, nel modo che di seguito descriviamo.

In corrispondenza del punto di scoppio P_1 sono noti i seguenti valori:

delay time $d_{P_1} = Z_{P_1} \frac{\cos i}{V_1}$, velocità V_1 della copertura, velocità V_R del rifrattore e, di conseguenza, profondità Z_{P_1}, misurata normalmente al rifrattore.

In corrispondenza del punto di scoppio P_2 sono noti il delay time d_{P_2} e la velocità V_R del rifrattore, supposta costante.

Supponiamo che in corrispondenza di P_2 la velocità della copertura sia ancora V_1; calcoliamo perciò la profondità fittizia Z'_{P_2} del rifrattore mediante l'espressione $Z'_{P_2} = V_1 \cdot \frac{d_{P_2}}{\cos i}$.

Mediante le profondità Z_{P_1} e Z'_{P_2} calcoliamo la pendenza fittizia θ' del rifrattore:

$$\text{sen } \theta' = \frac{Z'_{P_2} - Z_{P_1}}{L}$$

Supporremo pertanto il rifrattore uniformemente pendente secondo l'angolo fittizio θ', e calcoleremo V_{n+1} con la

$$V_{n+1} = V_n \cdot C \cdot R \qquad C = \frac{Z'_{n+1}}{Z'_n}$$

$$R = \frac{\Delta T_n + \Sigma T_n - 2\frac{X_n}{V_R}\cos\theta' - k}{\Delta T_{n+1} + \Sigma T_{n+1} - 2\frac{X_{n+1}}{V_R}\cos\theta' - k} \quad (20)$$

Z'_n e Z'_{n+1} si intendono misurate normalmente al rifrattore fittizio, ed in $k = a - b$, è $b = \frac{L}{V_R}\cos\theta'$.

Determinati i valori di V_{n+1} nel modo sopradescritto, si presentano due possibilità:

1) l'approssimazione ottenuta

TABELLA N. 3

Geofono	V_n	T_nP_1	T_nP_2	ΔT_n	$+\ \Sigma T_n$	$-\ \frac{2X_n\cos\theta'}{V_R}$	$-\ k$	$= A$	ΔT_{n+1}	$+\ \Sigma T_{n+1}$	$-\ \frac{2X_{n+1}}{V_R}\cos\theta'$	$-\ k$	$= B$	$R = \frac{A}{B}$	$\frac{Z_{n+1}}{Z_n} = C$	$V_{n+1} = V_n R$	$\frac{V_{effettiva} - V_n}{V_{effettiva}}$
1	2000	1478	2300	–822	921	1398	–2221	922	–734	910	1478	–2221	919	1,003	1,0112	2028	
2	2028	1516	2251	–734	910	1478	–2221	919	–647	900	1558	–2221	916	1,003	1,0110	2056	0,002
3	2056	1555	2202	–647	900	1558	–2221	916	–560	889	1638	–2221	912	1,003	1,0109	2084	0,006
4	2084	1593	2153	–560	889	1638	–2221	912	–473	878	1717	–2221	909	1,003	1,0108	2112	0,009
5	2112	1631	2104	–473	878	1717	–2221	909	–385	866	1797	–2221	905	1,003	1,0107	2140	0,012
6	2140	1669	2054	–385	866	1797	–2221	905	–298	856	1877	–2221	902	1,003	1,0106	2169	0,015
7	2169	1708	2005	–298	856	1877	–2221	902	– 60	848	2117	–2221	892	1,011	1,0315	2261	0,018
8	2261	1822	1883	– 60	848	2117	–2221	892	12	853	2197	–2221	889	1,003	1,0101	2290	0,022
9	2290	1861	1849	12	853	2197	–2221	889	84	857	2277	–2221	885	1,003	1,0100	2319	0,025
10	2319	1899	1815	84	857	2277	–2221	885	156	862	2357	–2221	882	1,003	1,0099	2348	0,027
11	2348	1937	1781	156	862	2357	–2221	882	227	867	2437	–2221	878	1,003	1,0098	2378	0,029
12	2378	1975	1748	227	867	2437	–2221	878	300	871	2517	–2221	875	1,003	1,0097	2408	0,030
13	2408	2014	1714	300	871	2517	–2221	875	384	887	2636	–2221	856	1,022	1,0145	2496	0,032
14	2496	2064	1680	384	887	2636	–2221	856									0,004

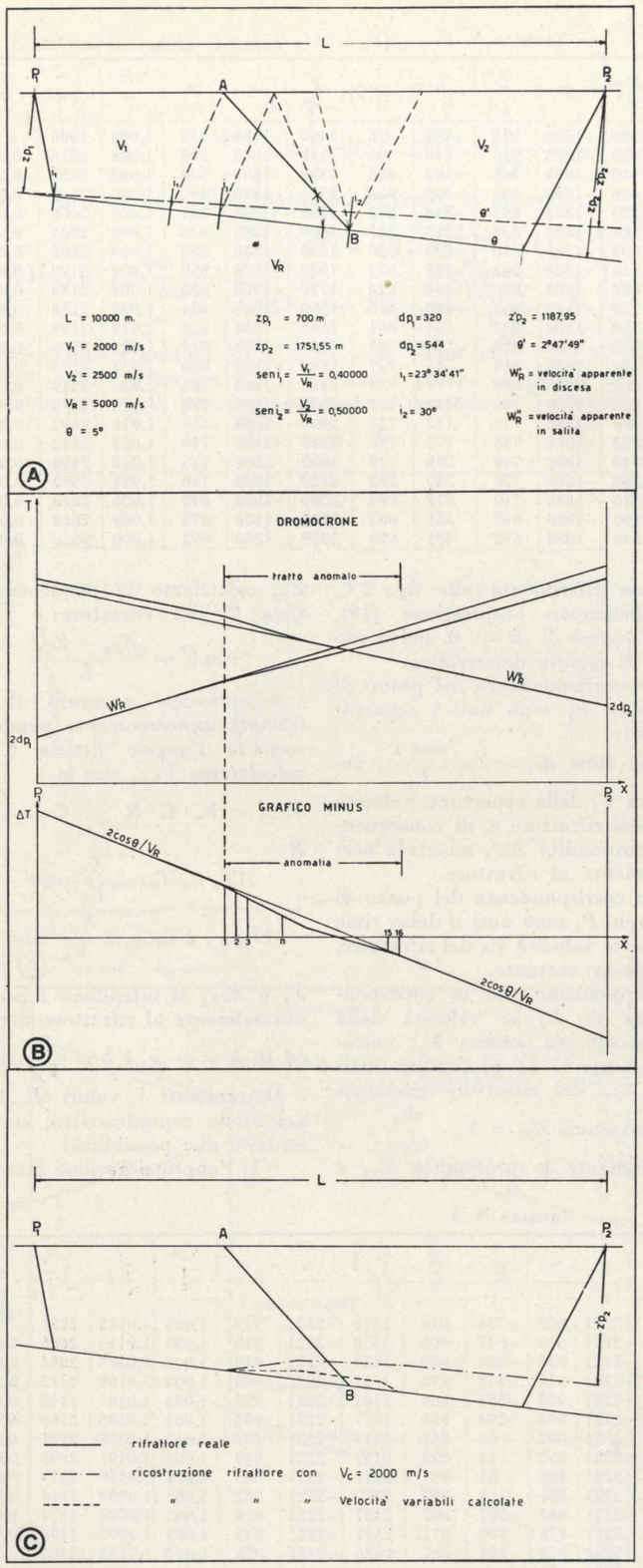


Fig. 5.

per V_{n+1} è sufficiente, e permette di ricostruire adeguatamente il rifrattore in profondità;

2) l'approssimazione ottenuta per V_{n+1} non è sufficiente.

Nel secondo caso si ripete il procedimento, introducendo però, per il calcolo della profondità fittizia Z'_{P2} del rifrattore in corrispondenza di P_2, la velocità V_{P2}, ottenuta attraverso il primo calcolo.

Qualora si ritenesse opportuno introdurre la variazione Δi dell'angolo limite, si procederà nel modo precedentemente descritto, con l'uso delle espressioni (17) e (18).

La tabella 3 e la fig. 5 mostrano un esempio di calcolo di variazione laterale di velocità nel caso teorico illustrato dalla fig. 2 D.

In esso la copertura del rifrattore R, piano ed uniformemente pendente, è costituita da due formazioni omogenee con velocità V_1 e V_2, separate dalla linea AB. Supposte note le velocità V_1 e V_R, viene illustrato il procedimento di calcolo attraverso il quale si giunge a determinare la variazione di velocità lungo il tratto AB, e la velocità V_2.

5) - *Conclusioni.*

L'applicazione del metodo testè illustrato presuppone conoscenza ed esperienza della tecnica di indagine a rifrazione.

Uno studio preventivo delle curve spazi-tempi (dromocrone), del grafico dei delay time e del grafico minus è necessario per stabilire la natura delle anomalie rilevate sul grafico minus, e cioè se debbono essere attribuite a pendenza del rifrattore, oppure a variazioni di velocità del rifrattore, o a variazioni di velocità della copertura. Solo dopo aver eseguito tale esame, ed aver accertato che le anomalie della curva minus sono effettivamente dovute a variazioni di velocità nella copertura, si potranno applicare i risultati del presente studio. Giova ricordare che le formule, seppur approssimate, sono sufficienti per l'interpretazione dei risultati dell'indagine geofisica in simili casi.

Luigi Baulino

AGIP S.p.A. - Servizio geofisico
Milano, settembre 1965

L'autore ringrazia l'AGIP S.p.A. Direzione Mineraria per l'autorizzazione a pubblicare la presente nota.

Contributo dei metodi geofisici allo studio dei colpi di tensione

GIUSEPPE RATTI esamina le possibilità di impiego di metodi geofisici per chiarire la natura ed il processo dei colpi di tensione, illustrando succintamente il principio, il campo di indagine e l'utilità concreta di alcuni procedimenti di misura

Concetti introduttivi.

Nello studio dei colpi di tensione si sta progressivamente passando da metodi empirici e descrittivi ad altri più scientifici basati sull'applicazione di leggi fisiche e meccaniche. Tale evoluzione, caratteristica di molti campi del sapere, è stata stimolata dall'aggravarsi negli ultimi anni dei problemi connessi con i colpi di tensione, dovuto tra l'altro all'approfondimento delle coltivazioni minerarie, all'introduzione in sotterraneo di mezzi meccanizzati, all'esigenza di realizzare maggiori recuperi di minerale e all'accentuata sensibilità verso la sicurezza dei lavori.

L'esigenza è quella di chiarire la natura ed il processo dei colpi di tensione, stabilendo nel modo più completo i rapporti di causa ed effetto e rilevando la tendenza della roccia a manifestarli.

Misure sismiche e sismoacustiche. Innanzitutto, poichè i colpi di tensione sono fenomeni di breve durata con distribuzione casuale nel tempo e nello spazio (1), ogni studio diretto ad interpretarli deve essere basato sulla possibilità di rilevarli, localizzarli nello spazio e classificarli con criteri quantitativi obiettivi. Non sono sufficienti per questi scopi, per quanto già utili, metodi empirici basati sull'effetto acustico ricevuto dalle persone e sugli effetti meccanici osservabili negli scavi. Ciò risulta tra l'altro dalle seguenti considerazioni: non tutti i colpi di tensione danno luogo a fratture, lancio di materiale ecc. e sono quindi rintracciabili per tale via in sotterraneo; inoltre, tali effetti visibili possono essere effetti secondari a distanza dal punto ove il colpo è avvenuto; infine, più colpi di tensione possono susseguirsi in breve intervallo di tempo, innescati l'uno dall'altro, e non sono affatto distinguibili per effetto acustico.

La possibilità di rilevare obiettivamente il tempo ed il luogo di manifestazione dei colpi di tensione nonchè la loro intensità, è offerta — seppur con notevoli difficoltà strumentali ed operative — dal metodo sismico; esso fornisce pertanto i dati di partenza necessari, in ogni singolo caso, per successive elaborazioni, correlazioni e deduzioni.

Concettualmente analogo al metodo sismico, ma impiegato per fini diversi è il metodo sismoacustico. Qui si rilevano gli impulsi acustici spontaneamente emessi dalla roccia in condizioni di carico elevato e dovuti a microscopiche rotture negli elementi cristallini costitutivi. La loro frequenza cresce al crescere del carico ed è pertanto un indice delle condizioni di sollecitazione e quindi anche del pericolo di colpi di tensione.

Misure di deformazioni e di proprietà meccaniche. Sotto l'aspetto meccanico, i colpi di tensione si inseriscono nel processo di sviluppo delle pressioni e connesse deformazioni conseguenti ai lavori minerari, rappresentando in tale processo punti di discontinuità con riassestamento rapido della distribuzione di stati di sollecitazione. Essi si manifestano quando la roccia presenti una tendenza intrinseca alla rottura violenta con liberazione di energia elastica, ed inoltre sia superato in qualche punto il limite di rottura. È chiara pertanto l'importanza di conoscere da un lato le caratteristiche della roccia, dall'altro le condizioni di sollecitazione attorno agli scavi e la loro evoluzione nel tempo; in particolare, di individuare le zone critiche di maggior concentrazione di sforzi e quindi — in relazione anche alla proprietà della roccia — di maggior pericolo di colpi di tensione. Misure di proprietà meccaniche e di deformazioni in posto si presentano pertanto assai utili per chiarire il complesso quadro delle reazioni della roccia ai lavori di scavo entro il quale si inseriscono i colpi di tensione.

* * *

Altre misure geofisiche, oltre a quelle sopra indicate, possono, caso per caso, fornire dati utili per la miglior comprensione del fenomeno ed anche, a volte, per la previsione del suo verificarsi.

I metodi geofisici, le cui possibilità di indagine saranno nel seguito sinteticamente illustrate, sono già noti ed applicati in altri campi e per altri scopi; la loro applicazione a studi specifici sui colpi di tensione può però richiedere modi di operazione ed accorgimenti particolari. Già sperimentati con successo in alcuni casi (2), (3), (4), (5), (6), è da ritenersi che essi subiranno ampi ulteriori sviluppi sia per estensione di applicazione, sia per il perfezionamento delle tecniche di misura.

Esame dei metodi.

Metodo sismico.

I colpi di tensione possono considerarsi come deboli terremoti, provocati dall'intervento dell'uomo in una limitata porzione del sottosuolo, con effetti in superficie di intensità ed estensione in genere ridotte. Pertanto, può ben utilizzarsi, per indagini sui colpi di tensione, il metodo sismico, da tempo estesamente impiegato per lo studio dei terremoti così come per altri scopi della geofisica pura ed applicata.

Esso consente di:

— rilevare i colpi di tensione nel tempo;
— localizzarli nello spazio, cioè ritrovarne i fuochi;
— determinarne l'intensità e quindi classificarli;
— definirne altre caratteristiche,

(1) Per la natura e la fenomenologia dei colpi di tensione, quali si manifestano nella miniera di Raibl (Udine), vedasi la referenza (1).

quali ad esempio il modo di rottura della roccia.

Il metodo è basato sulla registrazione e l'analisi delle onde elastiche — longitudinali e trasversali — prodotte dal colpo di tensione; queste si propagano, attenuandosi, nel mezzo circostante il fuoco, con velocità e coefficiente di attenuazione caratteristici del mezzo. Le onde sono captate da uno o più sismometri opportunamente disposti attorno alla zona in istudio; le oscillazioni del terreno vengono in genere trasformate in oscillazioni elettriche, amplificate e quindi registrate su pellicola fotografica o su nastro magnetico.

Le apparecchiature e le modalità di misura devono essere accuratamente scelte in relazione ai vari fattori che influiscono sulla propagazione ondosa nonchè al numero ed alla qualità dei dati richiesti. La frequenza propria dei sismometri e le caratteristiche degli amplificatori sono subordinate alla frequenza delle onde, variabile indicativamente da qualche Hz a 100 Hz; al riguardo è da rilevare che l'attenuazione delle onde varia con la frequenza, ed è maggiore per le alte frequenze, per cui a distanze crescenti dal fuoco diventano prevalenti le componenti delle onde a bassa frequenza. La sensibilità del sistema di misura, ivi compreso in particolare il grado di amplificazione delle oscillazioni, è legata all'intensità minima dei colpi cui si vuole estendere lo studio, alle distanze dei sismometri dalla zona dei fuochi ed alla esigenza di ridurre l'effetto dei disturbi dovuti a rumori ed altre cause. La velocità di registrazione è in stretta relazione con la precisione nella lettura dei tempi. I sismometri possono essere posti alla superficie del suolo o in sotterraneo, preferibilmente all'estremità di fori; il loro orientamento definisce la componente del movimento del terreno da essi captata.

Per il rilievo dei colpi di tensione nel tempo è sufficiente un solo sismometro. Dal sismogramma si ottengono essenzialmente i tempi di manifestazione del fenomeno. In condizioni opportune ed in particolare con una elevata velocità di registrazione, è possibile leggere sul sismogramma anche il ritardo di tempo tra l'arrivo delle onde longitudinali e quello delle onde trasversali; in tal caso si può risalire da tale ritardo alla distanza del fuoco dal sismometro e quindi, in base all'ampiezza delle oscillazioni ed alla distanza, valutare l'intensità del colpo.

La localizzazione nello spazio dei fuochi richiede invece l'impiego di tre o quattro sismometri, a seconda del processo di elaborazione utilizzato; note le posizioni dei sismometri nello spazio e le velocità di propagazione delle onde nella roccia, si ricavano in entrambi i casi le tre coordinate spaziali del fuoco, elaborando analiticamente o graficamente i dati dei sismogrammi.

Con tre sismometri, si misurano gli intervalli intercorrenti tra i tempi di arrivo delle onde longitudinali e quelli delle onde trasversali; da essi si risale facilmente alle distanze del fuoco dai sismometri, proporzionali agli intervalli stessi. Il metodo è però alquanto impreciso in quanto i tempi di arrivo delle onde trasversali non sono nettamente definiti sul sismogramma ed anzi è a volte impossibile distinguere le onde trasversali da quelle longitudinali. È pertanto preferibile impiegare quattro sismometri ed utilizzare i tempi di primo arrivo, corrispondenti alle onde longitudinali, determinabili con buona precisione: dai quattro istanti di primo arrivo si ottengono tre differenze di tempo da cui, con opportune equazioni, si ricavano le tre coordinate spaziali del fuoco. La precisione nella determinazione dei fuochi — variabile da qualche metro a oltre 100 m — è subordinata alla precisione nella misura dei tempi, a sua volta dipendente dalla velocità di registrazione dei sismagrammi, e dalla precisione dei valori di velocità. Questi ultimi si possono ottenere effettuando preliminarmente scoppi di cariche di esplosivo in punti noti ed analizzando i tempi relativi alle onde così prodotte.

È anche possibile utilizzare, per la determinazione dei fuochi, la legge di riduzione dell'ampiezza A delle onde con la distanza r dal fuoco: $A = Ao\ r^{-m}$, ove Ao è l'ampiezza a distanza unitaria ed m un coefficiente da determinare sperimentalmente (uguale ad 1 per rocce perfettamente elastiche); in tal caso, anzichè tempi, si misureranno sui sismogrammi le ampiezze delle oscillazioni.

Se si dispone di un numero di sismometri maggiore di quello strettamente necessario, è altresì possibile stabilire se il colpo di tensione è — nei limiti della precisione delle misure — effettivamente puntiforme oppure interessa un volume notevole di roccia; nel primo caso, da tutti i dati di tempo o di ampiezza disponibili si ottengono sempre le coordinate di uno stesso punto, mentre nel secondo si individuano punti distribuiti in un certo volume.

È stato osservato che i sismogrammi presentano forma ed andamento caratteristici della zona da cui provengono le onde: dopo una prima serie di determinazioni è pertanto possibile trarre deduzioni sull'ubicazione dei fuochi già da un esame qualitativo dei sismogrammi.

L'intensità dei colpi di tensione può essere definita per via sismica in base alla energia sviluppata sotto forma di onde elastiche. Questa si può ricavare dalle caratteristiche di ampiezza e frequenza del sismogramma, note la distanza del sismometro dal fuoco e le proprietà elastiche del mezzo. Per una determinazione completa occorre registrare fedelmente le tre componenti geometriche del movimento del terreno su tutto il loro campo di frequenza. Ai fini di una classificazione relativa dei colpi di tensione è però sufficiente determinare l'energia per un'unica componente e su una banda limitata di frequenza; al limite si può adottare, come elemento di confronto, l'ampiezza massima delle oscillazioni registrate.

L'analisi dei sismogrammi può fornire altre utili indicazioni sulla natura dei colpi di tensione. Registrando le varie componenti del movimento sismico, si può ad esempio stabilire come l'energia elastica si distribuisca tra onde longitudinali e trasversali; negli studi compiuti si è sempre osservata la netta prevalenza dell'energia delle onde trasversali; dal che si è dedotto che la rottura nella roccia avviene essenzialmente per taglio. È inoltre possibile trarre deduzioni sullo sviluppo nel tempo del colpo che, per quanto avvenga in un intervallo molto breve, non è mai rigorosamente istantaneo; è stato ad esempio osservato (2), per colpi di tensione prossimi al sismometro, che la massima liberazione di energia elastica avveniva dopo qualche *ms* dall'inizio del fenomeno, risultando questo il tempo di propagazione della rottura dal punto di innesco a tutto il volume di roccia da essa interessato.

Metodo sismoacustico.

In un corpo in stato di sollecitazione intensa si producono disturbi nelle forze di coesione, piccole fratture, dislocazioni, che danno origine ad impulsi acustici, qualche volta udibili ad orecchio. Trattasi a rigore di microscopici colpi di tensione dovuti ad assestamenti in piccolissimi volumi, con liberazione di energia sotto forma di onde elastiche. Il fenomeno, osservabile in laboratorio in prove di carico su campioni (6), si manifesta nell'assestamento graduale della roccia attorno a scavi, che è pertanto accompagnato da un crepitio di intensità variabile nel tempo.

Il numero di impulsi per unità di tempo e di volume di roccia e la loro intensità crescono al crescere del carico e raggiungono il massimo in prossimità del punto di rottura; impulsi isolati possono apparire già per piccoli carichi, ma è solo quando è superato il limite elastico che essi compaiono nettamente. Le caratteristiche degli impulsi dipendono altresì dalle proprietà fisico-meccaniche delle rocce.

Il fenomeno può essere impiegato per investigare il processo distruttivo nella roccia ed in particolare per prevedere il pericolo di colpi di tensione. Si è infatti rilevato (5), (6) che il numero di impulsi aumenta progressivamente sino all'istante del colpo di tensione e che successivamente si riduce sino a tornare al valore di fondo. L'incremento può essere di alcune volte il valore di base (sino a 5 volte ed oltre) ed inizia qualche giorno prima del colpo, per cui è un segno premonitore ben rilevabile e tempestivo. È da notare che ad una variazione crescente e poi decrescente nel numero di impulsi non sempre corrisponde un colpo di tensione, cioè la roccia, giunta al limite di rottura, si può distendere lentamente senza manifestazioni violente.

Il rilievo degli impulsi avviene con apparecchiature analoghe a quelle per lo studio dei rumori: essi sono captati da geofoni, amplificati e poi rivelati mediante registrazione grafica od in altro modo. Nelle applicazioni in cantiere si può pensare a piccoli apparecchi di rilevazione facenti uso di lampade al neon che lampeggiano ad ogni impulso, o di contatori di impulsi, o di cuffie auricolari.

È importante conoscere, ai fini delle misure, il campo di frequenza e lo spettro di energia degli impulsi. Occorre infatti scegliere per la misura una banda di frequenza tale che l'effetto di variazioni di tensioni sia particolarmente sensibile, l'attenuazione nella propagazione non eccessiva ed infine che consenta di distinguere gli impulsi dai rumori dovuti a carreggio, perforazione od altro. Per la eliminazione di questi rumori si utilizza appunto il fatto che essi in genere sono a bassa frequenza, mentre gli impulsi della roccia hanno componenti notevoli nel campo delle alte frequenze (sino a oltre 100 khz); inoltre si dispongono i geofoni entro fori, addentrati rispetto alle superfici dei vuoti, in modo che siano più sensibili alle onde originantisi nella roccia che a quelle prodotte entro i vuoti.

Misure di deformazioni.

Lo stato di sollecitazione della roccia attorno agli scavi dipende in modo complesso da vari fattori tra cui lo stato di tensione originario, anteriore agli scavi, le caratteristiche geometriche dei vuoti e le proprietà meccaniche della roccia; inoltre, esso varia nel tempo al progredire dei lavori minerari. Una indagine per via teorica, applicando i metodi delle teorie di elasticità e plasticità, presenta, in generale, difficoltà rilevanti. Conviene pertanto ricorrere, per determinare le condizioni di sollecitazione ed in particolare le zone di maggior concentrazione di sforzi, a misure dirette di sforzi e — più facilmente realizzabili — di deformazioni in posto.

Misure differenti possono essere consigliabili nei vari casi, impiegando qualcuna delle varie tecniche e delle varie apparecchiature — meccaniche, idrauliche ed elettriche — già sviluppate. È possibile misurare la convergenza in gallerie e in cantieri; gli sforzi nella roccia con martinetti; le pressioni e le deformazioni in pilastri e solette residue; i movimenti degli strati; la costipazione della ripiena e quindi il grado di sostegno da essa offerto; ecc. Le misure devono in ogni caso essere ripetute nel tempo, per chiarire la dinamica del sottosuolo e per verificare gli effetti dei fattori legati al tempo, quali l'avanzamento delle fronti e la velocità di avanzamento.

Tali misure forniscono un quadro di insieme delle reazioni della roccia agli scavi, entro il quale collocare anche i colpi di tensione. Esse possono altresì rappresentare un metodo operativo di previsione del pericolo. È stato infatti, ad esempio, osservato (5), mediante misure opportunamente effettuate lungo una galleria di carreggio prossima ad un cantiere in avanzamento, che la velocità di deformazione cresce prima del colpo di tensione, presenta un massimo e poi decresce; tale anomalia diventa inoltre più marcata al diminuire della distanza dal punto di misura al fuoco. Il processo di deformazione rilevato in più punti può quindi fornire indicazioni sul luogo e tempo di manifestazione di colpi di tensione.

Con il progredire degli scavi possono verificarsi, oltre a deformazioni, anche movimenti tettonici, quali ad esempio scorrimenti di intere zolle lungo superfici di faglia, anch'essi legati da rapporti di causa ed effetto ai colpi di tensione. Anche tali movimenti di insieme possono essere misurati, mediante rilievo topografico di precisione, pendoli o altre tecniche, ampliando così il quadro dei rapporti tra colpi di tensione, scavi e condizioni geologiche generali delle formazioni.

Altre misure.

Altre misure, oltre a quelle già illustrate, possono chiarire i problemi dei colpi di tensione. Le varie proprietà meccaniche e fisiche della roccia e le relative anomalie sono infatti spesso tra loro connesse, per cui esiste la possibilità di utili correlazioni tra i valori di varie grandezze e le condizioni della roccia per cui avvengono i colpi di tensione.

La tendenza intrinseca della roccia a produrre colpi di tensione può essere rilevata mediante misure di proprietà meccaniche eseguite in laboratorio o in posto. A prescindere dalle misure di laboratorio ove, con prove uniassiali e triassiali su campioni, si può studiare il comportamento meccanico nei suoi vari aspetti, presentano interesse a tale scopo le misure in posto, effettuabili con metodi statici o dinamici; riferendosi in genere a volumi di roccia notevolmente maggiori di quelli dei campioni da laboratorio, esse forniscono dati medi più rappresentativi di quelli ottenuti su campioni. Per via dinamica si può ad esempio determinare il tempo di propagazione delle onde elastiche su tratti di lunghezza nota per mezzo di semplici apparecchiature sismiche a martello e risalire quindi alla velocità di propagazione ed al modulo elastico dinamico: con misure in numerosi punti si può stabilire l'andamento di tale parametro e rilevare eventuali anomalie, legate allo stato di tensione ed alle caratteristiche della roccia e significative per la previsione dei colpi di tensione.

Spesso, specie in giacimenti filoniani associati a sistemi di faglie, si susseguono nella coltivazione zone con roccia in stato naturale di forte compressione ed altre con roccia in condizioni di distensione; il pericolo di colpi di tensione è nettamente maggiore nelle prime che nelle seconde. La roccia distesa o poco compressa presenta in genere porosità e permeabilità maggiori ed è quindi maggiormente impregnata di acqua che può filtrare attraverso i pori. La presenza di acqua negli scavi è appunto considerata in molti casi dai minatori un segno di sicurezza dai colpi di tensione. A variazioni del contenuto in acqua della roccia sono collegate variazioni di proprietà elettriche, di conducibilità termica, di potere assorbente di radiazioni radioattive e di temperatura; si delineano quindi numerosi tipi di rilievi — elettrici, termici, radioattivi — atti a descrivere lo stato di compressione ed indirettamente ad individuare il pericolo di colpi di tensione. Si citano in particolare le misure di resistività elettrica, eseguite sulle pareti o entro fori, che possono indicare variazioni di pressioni nello spazio o nel tempo: infatti, se la conducibilità è metallica, la resistività diminuisce al crescere della pressione per effetto dell'incremento della superficie di contatto tra i grani; se invece, come generalmente avviene nelle rocce a prevalenti minerali litoidi, essa è di tipo elettrolitico, la resistività cresce con la pressione per effetto della riduzione della porosità e del grado di umidità.

Ai fini della previsione e della prevenzione è particolarmente utile poter rilevare le caratteristiche della roccia prima che sia interessata dagli scavi. Per questo occorre eseguire un foro avanti la fronte e quindi effettuare in esso misure, elastiche, elettriche, radioattive ecc., analoghe ai carotaggi geofisici normalmente impiegati nella ricerca petrolifera. È anche possibile, ad esempio con misure elettriche, individuare lungo il foro piani di faglia o contatti che spesso sono la causa principale di concentrazioni di sforzi e quindi di colpi di tensione.

Conclusioni.

Sono state illustrate le possibilità offerte dai metodi geofisici per lo studio dei colpi di tensione: da un lato il rilievo e l'analisi delle manifestazioni dinamiche consentono di definire i colpi avvenuti in termini quantitativi, dall'altro indagini sulle condizioni di sollecitazione e sulle proprietà della roccia possono fornire indicazioni sul pericolo che i colpi si manifestino.

I colpi di tensione non sono però un fenomeno di puro interesse della geofisica; essi infatti sono intrinsecamente legati ai lavori di scavo, di cui sono una conseguenza indesiderata, ed inoltre alle caratteristiche geologiche delle formazioni. I problemi che essi presentano sono anzi di interesse precipuo della tecnica di coltivazione mineraria.

Uno studio completo ed unitario dei colpi di tensione deve pertanto inquadrare il fenomeno nell'ambiente minerario e stabilire i rapporti con il metodo di coltivazione, l'organizzazione dei lavori, l'esistenza di particolarità geologiche ed altri fattori, in una visione generale di problemi che devono risolversi nell'economicità dell'impresa mineraria. In questo ambito più vasto, i metodi geofisici costituiscono un efficace strumento d'indagine e forniscono molti degli elementi che serviranno al tecnico di miniera per una valutazione di insieme dei rischi connessi ai colpi di tensione, delle misure di sicurezza, dei costi, e delle esigenze di produzione.

Giuseppe Ratti

Torino, Istituto di Arte Mineraria del Politecnico - ottobre 1965.

RIFERIMENTI BIBLIOGRAFICI

(1) L. Stragiotti, *Sul fenomeno dei colpi di tensione nella Miniera di Raibl*, in « Atti e Rassegna Tecnica della Soc. Ing. ed Arch. in Torino », marzo 1954.

(2) N. G. W. Cook, *The seismic location of rockbursts*, in « Rock Mechanics », Pergamon Press, 1963.

(3) C. R. Dunrud - F. W. Osterwald, *Seismic study of coal mine bumps, Carbon and Emery Countries, Utah*, in Trans. AIME, giugno 1965.

(4) V. Sibek, *Mesures de securité dans l'exploitation des mines sujettes aux coups de charge*, III Congr. Intern. de l'Industrie Minière, 1963, Salisburgo.

(5) V. Sibeck - J. Simane - J. Buben, *Methods of research into rockbursts in the Czechoslovak Socialiste Republic*, IV Int. Conf. on Rock Mech. and Strata Control, 1964, Columbia Univ., N. Y.

(6) T. Suzuki - K. Sasaki - Z. Siohara - T. Hirota, *A New approach to the prediction of failure by rock noise*, IV Int. Conf. on Rock Mech. and Strata Control, 1964, Columbia Univ., N. Y.

Direttore responsabile: **AUGUSTO CAVALLARI-MURAT** Autorizzazione Tribunale di Torino, n. 41 del 19 Giugno 1948

STAMPERIA ARTISTICA NAZIONALE - TORINO