

Università degli Studi di Bologna

Dottorato di Ricerca in Georisorse e Geotecnologie

**CRITERI DI OTTIMIZZAZIONE PER COLTIVAZIONI
SOTTERRANEE DI MINERALI DI SECONDA CATEGORIA**

Dottorando:
Dott. Giorgio Malucelli

Relatore:
Chiarissimo Prof. Sante Fabbri

Coordinatore:
Chiarissimo Prof. Paolo Berry

XVIII Ciclo

Indice

1	Definizione del problema e inquadramento generale	3
1.1	Introduzione	3
1.2	Approccio seguito.....	5
1.2.1	<i>Studio delle preparazioni.....</i>	<i>5</i>
1.2.2	<i>Produzione.....</i>	<i>7</i>
2	Requisiti tecnici per la realizzazione dell'opera	8
2.1	Problemi di stabilità dei vuoti	8
2.1.1	<i>Qualità e stabilità dell'ammasso roccioso</i>	<i>8</i>
2.1.2	<i>Meccanismi di cedimento in scavi sotterranei.....</i>	<i>17</i>
2.2	Il "blasting"	21
2.2.1	<i>La perforazione.....</i>	<i>22</i>
2.2.2	<i>L'esplosivo</i>	<i>34</i>
2.3	Bibliografia	37
3	1° Macroattività - Studio delle gallerie.....	40
3.1	Considerazioni generali	40
3.2	Rinora.....	42
3.3	Studio delle volate di avanzamento	59
3.4	Il ciclo di lavorazione al fronte.....	70
3.5	Simulazione del ciclo di avanzamento al fronte di scavo	80
3.6	Analisi delle simulazioni	88
3.7	Bibliografia	111
4	2° Macroattività - Produzione.....	112
4.1	Cameroni di coltivazione: considerazioni geometriche	112
4.2	Calcolo delle volate di produzione.....	121
4.2.1	<i>Il programma "Volate"</i>	<i>121</i>
4.2.2	<i>Simulazione delle volate</i>	<i>123</i>
5	Relazione e dipendenze tra mcroattività.....	138
5.1	Simulazione di processo di scelte per un progetto.....	138
5.2	Conclusioni	149

1 Definizione del problema e inquadramento generale

1.1 Introduzione

Questa ricerca nasce da un'esigenza ben precisa. L'esigenza, cioè, di dotarsi di un bagaglio di informazioni tecniche ed economiche circa la coltivazione in sotterraneo di minerali di seconda categoria. Ad oggi, soprattutto in Italia, l'estrazione sotterranea di detti materiali è stata pressoché ignorata, favorendo sistematicamente la coltivazione a cielo aperto. L'elemento discriminante è stato sempre quello del basso prezzo di vendita a fronte di costi di estrazione che per l'opzione sotterranea sono piuttosto elevati.

Nascono tuttavia esigenze sempre più pressanti che inducono una valutazione dell'opzione sotterranea:

-prima di tutto problemi di carattere ambientale; la non visibilità di una coltivazione sotterranea la rende potenzialmente molto meno impattante rispetto a una coltivazione a cielo aperto

-la ricerca di nuovi ammassi da valorizzare adiacenti ad aree già in produzione lascia come unica opzione tecnica la prosecuzione in sotterraneo

-l'eccesso di materiale di copertura renderebbe troppo onerosa la coltivazione a cielo aperto

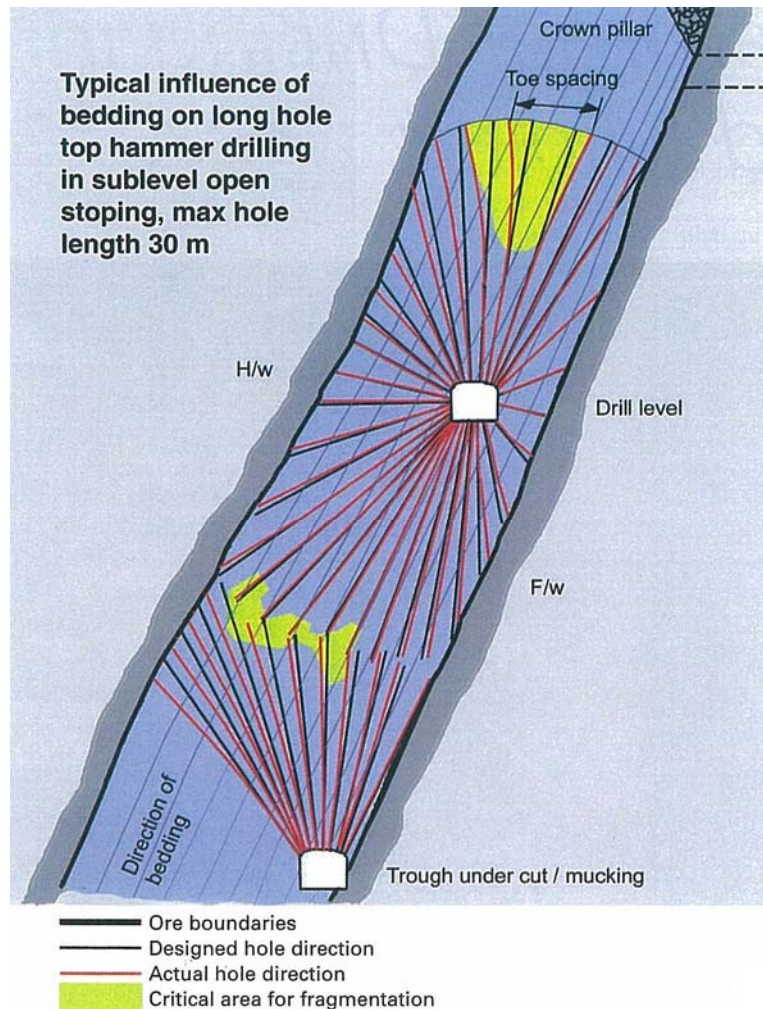
Alla domanda “quanto si sa?” sulle cave sotterranee si può rispondere in maniera del tutto ambigua: “moltissimo, ma contemporaneamente quasi nulla”.

”Moltissimo” perché le tecniche per l'estrazione in sotterraneo sono le medesime che si utilizzano per minerali di prima categoria. In questa sede non si cercano, pertanto, nuove soluzioni tecniche di abbattimento.

“Quasi nulla” perché se è vero che non si utilizzano tecniche nuove, l'approccio è del tutto inusuale. Non c'è, in sostanza, un bagaglio di esperienza che conforti le scelte progettuali.

Ciò che rende l'approccio del tutto nuovo è che a differenza di una mineralizzazione circoscritta, come può accadere nel caso di giacimenti di

prima categoria (ad esempio in zone di faglia), nel caso che si intende studiare ci si muove sempre all'interno di materiale da valorizzare.



Coltivazione di una mineralizzazione circoscritta

Anche le preparazioni, che per minerali “nobili” si sviluppano generalmente all'interno dello sterile e che per questo rappresentano esclusivamente un costo, per minerali “poveri” possono essere viste come un metodo di estrazione.

In più, la estensione, che per semplicità supponiamo indefinita, del materiale utile non vincola lo scavo di produzione a geometrie definite. Le geometrie degli scavi saranno perciò discrezionali del progettista.

Davanti a questo decadere di vincoli che per le miniere si ritengono assodati, occorre dotarsi di una serie di criteri che guidino le scelte

progettuali. Con il decadere di certi vincoli nascono inoltre ulteriori possibilità di ottimizzare il lavoro nelle sue diverse fasi.

Visti gli elevati costi a fronte del ridotto valore del materiale estratto, solo una progettazione ben mirata e volta all'ottimizzazione può sancire la fattibilità economica di una cava sotterranea.

1.2 Approccio seguito

Il lavoro è stato impostato in modo da seguire i seguenti passi:

- individuazione delle macroattività
- studio delle macroattività
- verifica delle interdipendenze tra macroattività

A tale scopo si è in primo luogo individuata una suddivisione dell'opera in due attività fondamentali:

- 1) Preparazioni
- 2) Produzione

Dato il contesto geologico delle lavorazioni, si ipotizza di utilizzare la tecnica di perforazione e sparo per l'abbattimento

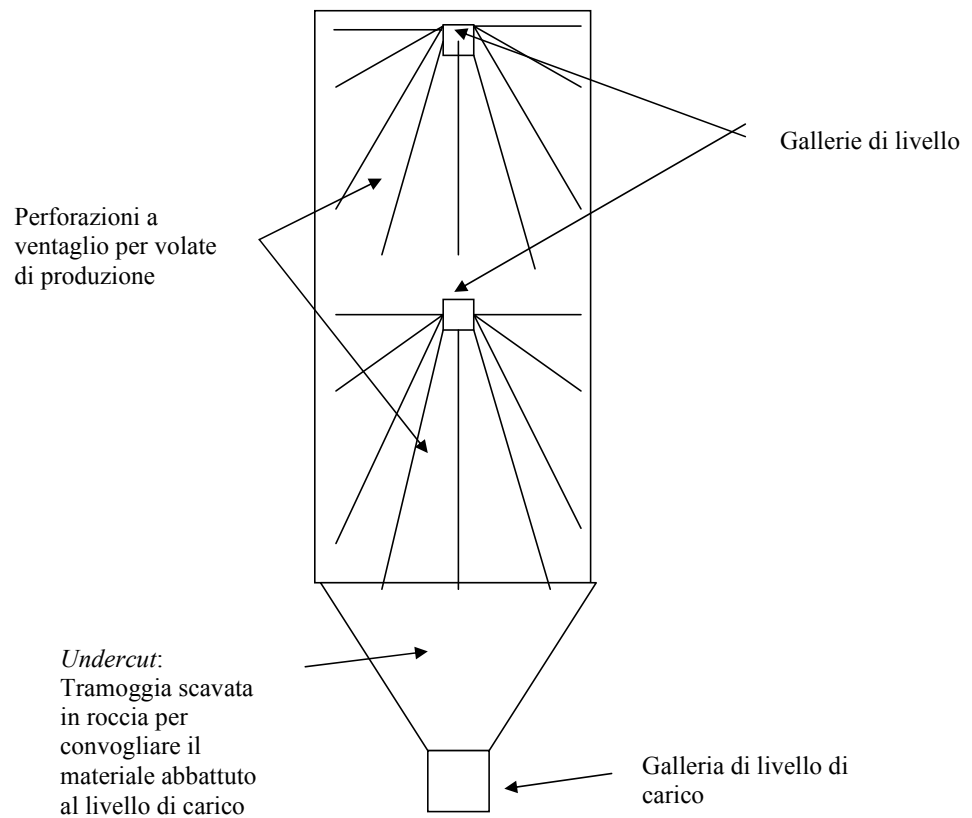
1.2.1 Studio delle preparazioni

L'approccio seguito per il calcolo delle volate di avanzamento in galleria, a causa del contesto produttivo in cui si collocano (la galleria si sviluppa completamente all'interno del materiale da valorizzare) non è quello classico. Difatti, in generale, quando si procede allo scavo di una galleria, essa ha dimensioni note e imposte a priori. Nel caso oggetto di studio invece, seguire il procedimento classico di disegno della volata significa sicuramente partire con una prospettiva fuorviante. Non c'è una dimensione del tunnel definita a priori, quanto piuttosto una dimensione minima definita a priori, determinata dall'ingombro dei mezzi e dei macchinari che vi

devono operare nelle fasi di produzione. Non ha senso quindi cercare di ottimizzare la perforazione e l'esplosivo all'interno di una certa geometria; è molto più sensato, a parità di esplosivo e metri di perforazione, ottimizzare lo scavo in funzione dell'esplosivo e della perforazione, in altre parole potere ottenere il massimo volume di materiale valido per la valorizzazione. Per realizzare ciò, si rende necessario scomporre il ciclo di lavorazione in ogni singola fase e determinare i parametri in gioco. E' necessaria, pertanto, la costruzione di un percorso bibliografico che fornisca gli elementi sufficienti allo scopo.

1.2.2 Produzione

Per le volate di produzione si adotta il metodo di sublevel stoping, in cameroni di coltivazione a sezione pressoché rettangolare, all'interno dei quali si sviluppa un opportuno numero di gallerie di livello. Da tali gallerie vengono realizzate le perforazioni a ventaglio per l'abbattimento con esplosivo.



2 Requisiti tecnici per la realizzazione dell'opera

2.1 Problemi di stabilità dei vuoti

2.1.1 *Qualità e stabilità dell'ammasso roccioso*

Gli scavi per coltivazioni minerarie per lungo tempo sono stati intesi di natura temporanea. Storicamente, ma in parte anche al giorno d'oggi, le risorse allocate allo studio e al conseguimento della stabilità degli scavi sotterranei sono sempre da relazionarsi alla durata delle operazioni¹.

E' vero, tuttavia, che le operazioni sotterranee di scavo hanno raggiunto dimensioni tali da forzare un diverso approccio verso la temporaneità della stabilità.

Prima di tutto la durata dei lavori si è ormai consolidata nell'ordine delle decine di anni, e ciò significa che per tale durata l'accesso da parte di persone e mezzi deve essere garantito contro episodi di instabilità. Perciò dal punto di vista degli operatori, vale a dire dei "fruitori" dello spazio sotterraneo, gli scavi sono da considerarsi permanenti.

Occorre inoltre comprendere l'aspetto critico del caso che si vuole esaminare, ossia come una coltivazione di seconda categoria, che per motivi di carattere principalmente ambientale si sceglie di sviluppare in sotterraneo, non possa permettersi, né domani né mai, episodi macroscopici di instabilità che possano causare, ad esempio, fenomeni di marcata subsidenza in superficie.

La conoscenza a priori del contesto geologico nel quale si opera è tanto più dettagliata quanto più elevate sono le risorse che si vogliono investire per tale conoscenza. Essa è peraltro un patrimonio fondamentale non solo in termini di realizzabilità dell'opera ma anche di pianificazione delle lavorazioni. I metodi classici di caratterizzazione degli ammassi rocciosi sono tuttora validissimi supporti per la conoscenza e la previsione di quello che sarà il contesto geologico – di fatto l'unico contesto che non possiamo modificare.

Il principale criterio di rottura di un campione di roccia indisturbato è quello empirico proposto da Hoek e Brown², tramite la seguente equazione:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m\sigma_c\sigma_3 + s\sigma_c^2} \quad \text{in cui}$$

- σ_1 è la sollecitazione principale maggiore al cedimento
- σ_2 è la sollecitazione principale minore al cedimento
- σ_c è la resistenza a compressione uniassiale del materiale intatto
- m, s sono costanti che dipendono dalla roccia

Trovandoci a ipotizzare scavi all'interno di ammassi che per la natura del progetto in esame presentano rocce dalle elevate caratteristiche meccaniche³ (resistenza a compressione monoassiale non confinata, $\sigma_c > 60$ MPa), si fa tesoro dell'esperienza oltre che della scienza, e si può pertanto affermare che episodi di instabilità sono da ricondursi alla conformazione dell'ammasso roccioso e di come lo scavo vi si sviluppa piuttosto che a cedimenti relativi alla matrice rocciosa.

Risultati di molteplici indagini in situ dimostrano difatti come la stress indotto dal carico litostatico nella matrice rocciosa sia inferiore a 30 MPa per coperture fino a 1200 m circa e solo oltre i 2000 m si sono riscontrati stress in situ dell'ordine di 60-70 MPa.

La presenza di tensioni orizzontali di confinamento, per di più, non fa che elevare il valore di tensione necessario per portare alla rottura l'ipotetico campione in esame.

Le cause di instabilità sono, pertanto, da ricercarsi altrove.

In primo luogo è necessario verificare se la roccia è in grado di sopportare le tensioni indotte dallo scavo. Modelli matematici sono in grado di prevedere la distribuzione delle tensioni lungo i paramenti di uno scavo in funzione della copertura e degli stress in situ.

Si rimanda alla bibliografia² per una completa ed esaustiva trattazione del problema

E' importante osservare che i valori di sollecitazione sono adimensionali, essendo essi valori relativi alle condizioni in situ. Si osservi anche come essi non dipendano dalle dimensioni dell'apertura. Ciò significa che ci si devono attendere gli stessi livelli di sollecitazione sia che si scavi un tunnel di 1 metro di diametro, sia che il diametro si estenda a 10 metri. Ciò tuttavia non significa che in entrambi i casi il livello di stabilità sia il medesimo. Questo sarebbe vero qualora l'ammasso fosse costituito da un mezzo omogeneo, perfettamente elastico e privo di alcun difetto. Per ammassi rocciosi che presentano fratture e piani di stratificazione, oltre a presenza d'acqua, la stabilità dello scavo sarà controllata dal rapporto tra la dimensione dello scavo e la distanza tra le discontinuità nell'ammasso. Pertanto, aumentare le dimensioni di uno scavo in un ammasso stratificato diminuirà sicuramente il livello di stabilità.

E' evidente come le considerazioni operative e il progetto vadano improntati sull'ammasso roccioso e pertanto siano parametri di ammasso quelli significativi a tal scopo.

Hoek e Brown, a seguito del criterio di rottura di un campione indisturbato, hanno proposto un metodo empirico per la determinazione della resistenza di un *ammasso roccioso*. Esso è riportato di seguito nella sua forma più generale:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \left(m_b \frac{\sigma_3'}{\sigma_c} + s \right)^a \text{ dove}$$

σ_1' , σ_3' sono gli stress principali normalizzati

σ_c è la resistenza a compressione uniassiale del campione intatto

s , a e m_b sono costanti che dipendono da caratteristiche dell'ammasso roccioso, analoghi ai coefficienti m ed s del criterio per campioni intatti, ma variabili secondo la litologia e più in generale a situazioni di ammasso

Entrambe le classificazioni classiche per ammassi rocciosi, e cioè sia la classificazione di Barton⁴ che quella di Bieniawski⁵ propongono una serie di interventi di supporto del cavo in funzione di parametri dell'ammasso roccioso. Per ammassi rocciosi caratteristici di coltivazioni di seconda categoria, in particolare, ci si può attendere che gli interventi di supporto del cavo si limitino (salvo puntuali eccezioni) a bullonamenti o al più a tirantature. La causa principale di instabilità, cioè, è da individuarsi nella disposizione geometrica dei piani di discontinuità e come essi intersecano le superfici libere venutesi a creare con lo scavo, creando cunei rocciosi in grado di staccarsi e gravare su uomini e mezzi.

L'indice principale relativo alle discontinuità nella roccia è l'RQD (Rock Quality Designation) dovuto al Deere⁷ che definisce quantitativamente l'ammasso roccioso in base alla qualità delle carote estratte:

$$RQD(\%) = 100 \cdot \frac{\sum_i L_i}{L_{borehole}}, \quad \forall L_i > 100mm$$

e cioè è dato dalla percentuale di carota costituita da pezzi più lunghi di 10 cm.

Per essere significativa la misura deve essere compiuta su una carota avente diametro pari ad almeno 50 mm, e deve essere assegnata per lunghezze di carotaggio di al massimo due metri.

Per valori superiori al 75% la roccia è considerata buona (molto buona oltre il 90%), e discreta oltre il 50%.

Merritt⁸ propose una correlazione tra l'RQD e la larghezza del tunnel individuando intervalli di tipologie di intervento, e cioè bullonamento e centinatura.

L'RQD di per sé non può dire molto altro su un ammasso roccioso, non identificando la qualità delle discontinuità (scabre, lisce, materiale di riempimento, presenza di acqua ecc.), ma rimane tuttavia un primo indice quantitativo fondamentale che viene inserito in metodi di classificazione degli ammassi più complessi, quali l'RMR di Bieniawski^{5,6} e il Q-system di Barton.

Bieniawski, per la sua classificazione (CSIR Geomechanics Classification), considera i seguenti parametri:

1. Resistenza del campione roccioso indisturbato
2. RQD
3. Spaziatura delle discontinuità
4. Condizione dei giunti
5. Presenza di acqua

Per ognuno di questi parametri si identifica la situazione riscontrata, o il valore misurato, e ad essi si associa un punteggio. La somma complessiva dei singoli punteggi dà un numero compreso tra 0 e 100 (punteggio RMR – Rock Mass Rating). Più alto è il punteggio, migliore è la qualità dell'ammasso.

A diversi intervalli di punteggio vengono quindi assegnate delle classi, come segue:

RMR 100 - 81	Classe I
RMR 80 – 61	Classe II
RMR 60 – 41	Classe III
RMR 40 – 21	Classe IV
RMR < 21	Classe V

Per ognuna delle classi di assegnazione sono infine individuabili una serie di parametri caratteristici, come riportato nella tabella seguente:

Classe	I	II	III	IV	V
Tempo medio di autosostegno	10 anni per larghezza 5 m	6 mesi per larghezza 4 m	1 settimana per larghezza 3 m	5 ore per larghezza 1,5 m	10 minuti per 0,5 m
Coesione dell'ammasso	> 300 KPa	200 – 300 KPa	150 – 200 KPa	100 – 150 KPa	> 100 KPa
Angolo d'attrito dell'ammasso	> 45°	40° - 45°	35° - 40°	30° - 35°	< 30°

E' inoltre riportato l'effetto della giacitura dei giunti relativamente allo scavo di gallerie. Esso viene suddiviso in categorie che vanno dal "molto favorevole" al "molto sfavorevole".

Queste categorie, a loro volta, modificano ulteriormente il punteggio finale, lasciandolo invariato qualora si trattasse di situazione "molto favorevole" o sottraendo fino a 12 punti (25 nel caso si stiano eseguendo fondazioni e 60 nel caso di pendii) nella situazione "molto sfavorevole".

La classificazione NGI (Norwegian Geotechnical Institute), dovuta a Barton, Lien e Lunde⁴, propone l'indice numerico Q per la determinazione della qualità dell'ammasso nei confronti dello scavo di gallerie.

Tale indice è così definito:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) \cdot \left(\frac{J_r}{J_a} \right) \cdot \left(\frac{J_w}{SRF} \right) \quad \text{dove}$$

RQD è il Rock Quality Designation visto sopra

J_n è l'indice relativo alla presenza di giunti

J_r è l'indice relativo alla scabrezza dei giunti

J_a è l'indice relativo allo stato di alterazione dei giunti

J_w è un fattore di riduzione relativo alla presenza d'acqua

SRF è un fattore di riduzione relativo allo stato di sollecitazione

Si può dire che nel complesso, l'indice di ammasso Q è determinato dal prodotto di tre fattori che rappresentano:

1. Dimensione dei blocchi (RQD/J_n)
2. Resistenza al taglio lungo i giunti (J_r/J_a)
3. Stress efficace (J_w/SRF)

I valori di ciascun indice sono riportati in una tavola, molto dettagliata, e associati a specifiche situazioni dell'ammasso. L'elevato grado di dettaglio di tale tavola di riferimento (per la quale si rimanda alla bibliografia) ha il pregio di non consentire ambiguità e contemporaneamente obbliga l'utente a

fare una serie di considerazioni che potrebbero facilmente, e fatalmente, venire ignorate durante la campagna di acquisizione.

Allo scopo di correlare il valore del parametro Q al comportamento di uno scavo sotterraneo, e ai conseguenti interventi necessari al suo sostegno, Barton, Lien e Lunde hanno definito una ulteriore quantità, detta *dimensione equivalente dello scavo* (D_e).

Essa è definita come segue:

$$D_e = \frac{\text{Larghezza dello scavo, diametro o altezza [m]}}{ESR} \quad \text{dove}$$

ESR è l'*Excavaton Support Ratio*, che è un valore tabellato funzione dell'uso che si intende fare dello scavo, come riportato di seguito.

Categoria	ESR
A. Scavi minerari temporanei	3 - 5
B. Scavi minerari permanenti, tunnel per condotte idroelettriche, tunnel pilota, preparazioni per grandi scavi	1,6
C. Depositi sotterranei, impianti sotterranei per trattamento acque, gallerie stradali e ferroviarie secondarie, finestre di accesso a gallerie principali, gallerie di servizio	1,3
D. Centrali elettriche sotterranee, tunnel ferroviari e stradali principali, intersezioni tra scavi in sotterraneo (ad esempio tra finestra di accesso e galleria di linea di una ferrovia)	1,0
E. Stazioni ferroviarie sotterranee, centrali nucleari sotterranee, centri sportivi sotterranei ecc ecc (in generale spazi aperti al pubblico quotidianamente e/o per i quali si richiede la massima garanzia di stabilità).	0,8

Per comprenderne meglio il significato fisico si può dire che, in prima approssimazione, l'ESR è analogo al reciproco del fattore di sicurezza utilizzato per le verifiche di stabilità dei pendii⁹.

La correlazione tra il parametro Q e D_e consente di risalire alle tipologie di supporto richiesto per il sostegno del cavo. Per una visione più approfondita si rimanda alla bibliografia^{4,10}.

Entrambi i metodi proposti, CSIR e NGI, hanno il pregio di raccogliere un elevato numero di informazioni e proporre realistici interventi di supporto. Il metodo di Bieniawski pone maggiore enfasi, rispetto a quello di Barton, alla giacitura delle discontinuità. Contemporaneamente l'esperienza ha dimostrato che l'indice RMR di Bieniawski si adatta peggio dell'indice Q alla descrizione di terreni scadenti.

Secondo alcuni autori^{2,9}, entrambi i metodi (soprattutto quello NGI) suggeriscono una influenza della giacitura strutturale dell'ammasso più limitata rispetto a ciò che uno potrebbe considerare; ci sono situazioni tuttavia, come ad esempio in ammassi di ardesia, dove la struttura delle discontinuità tende a dominare il comportamento dell'ammasso roccioso.

Bieniawski, inoltre, ha proposto una correlazione tra il suo indice e quello del NGI, che si è rivelato essere accurato:

$$RMR = \ln Q + 44$$

Per ciò che riguarda lo scopo della ricerca, visto il campo di applicazione ristretto ad ammassi in condizioni generalmente buone, e grazie anche a questa correlazione, si è fatto riferimento a entrambi i metodi in modo indifferente.

La classificazione di Bieniawski, è bene sottolineare, è stata dedotta a partire da *case histories* relativi ad applicazioni di ingegneria civile. L'industria mineraria aveva pertanto la tendenza a considerare tale classificazione un po' troppo penalizzante per gli standard del settore. Il valore RMR, pertanto, fu revisionato e alcune modifiche furono apportate in

ciò che viene comunemente denominato come RMR_{89} , perché recepisce appunto le modifiche del 1989¹¹.

Hoek ed altri¹² hanno in seguito stabilito una correlazione efficace tra i parametri m_b e s con cui si definisce la resistenza di ammasso e i valori di classificazione di ammasso. A tal scopo si è resa necessaria l'introduzione di un nuovo indice, chiamato *Geological Strength Index* (GSI).

La necessità di un nuovo indice deriva dal fatto che sia la classificazione di Barton che quella di Bieniawski presentano dei "punti deboli". Il GSI si propone pertanto di ovviare a tali mancanze; esso è, va detto, un nuovo indice funzione di indici già esistenti. Non si può parlare per esso di una nuova classificazione dell'ammasso.

Occorre prima di tutto considerare che sia l'RMR che il Q sono state proposte per stimare la tipologia degli interventi di sostegno del cavo e non per stimare un criterio di rottura per l'ammasso. Si voglia inoltre considerare un ammasso roccioso fortemente stratificato, soggetto a un dato campo di sollecitazioni. Se utilizziamo l'indice Q per stimare la tipologia di sostegno da adottare, il campo di sollecitazioni viene considerato per mezzo dell'indice SRF. Alternativamente si può partire dal criterio Hoek-Brown per stabilire la resistenza dell'ammasso. Si applica tale valore di resistenza ai risultati del calcolo della distribuzione degli stress intorno allo scavo, al fine di stimare l'estensione delle zone che richiedono intervento. Se per il calcolo di m e s si fosse utilizzata una correlazione con Q (funzione di SRF), è chiaro che il contributo delle sollecitazioni in situ sarebbe stato contato due volte. Considerazioni analoghe si possono fare per il contributo dell'acqua.

L'introduzione del GSI, pertanto, si propone di minimizzare problemi di questo tipo, passando da un parametro all'altro a seconda dei valori che essi hanno. Si ha pertanto:

Utilizzando l'RMR originale, RMR_{76} si ha

Se $RMR_{76} > 18$ $GSI = RMR_{76}$

Se $RMR_{76} < 18$ non si utilizza l'RMR ma viene utilizzata la classificazione Q' , cioè il Q modificato, che verrà definito più avanti.

Utilizzando l' RMR_{89} , invece, si ha:

$$\text{Se } RMR_{89} > 23 \quad GSI = RMR_{89} - 5$$

Se $RMR_{89} < 23$ non si utilizza l'RMR ma viene utilizzata la classificazione Q' , cioè il Q modificato, enunciato di seguito.

Dato che l'influenza sia della presenza d'acqua che dello stato tensionale dell'ammasso andrà inglobata nell'analisi degli stress, i due termini J_w e SRF sono posti uguali a 1. Si ha perciò:

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a}$$

In tal caso la definizione del GSI è:

$$GSI = 9 \ln Q' + 44 .$$

A questo punto la correlazione tra i parametri m_b ed s e l'indice GSI è data da:

$$m_b = m_i e^{\frac{GSI-100}{28}}$$

$$GSI > 25 \Rightarrow s = e^{\frac{GSI-100}{9}}$$

$$GSI \leq 25 \Rightarrow s = 0$$

2.1.2 Meccanismi di cedimento in scavi sotterranei

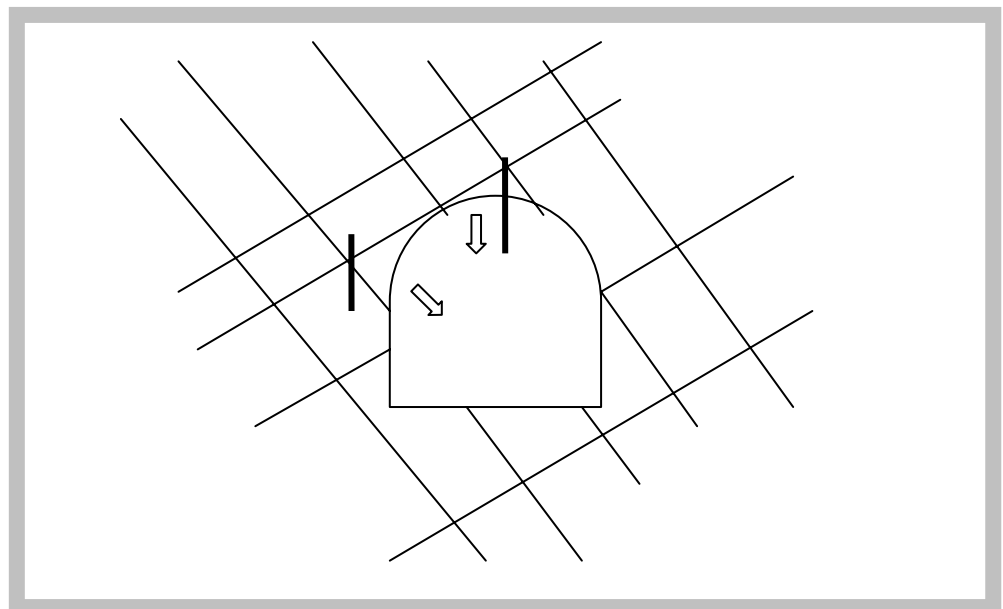
Le cause di cedimento in sottosuolo generalmente variano all'aumentare della copertura. A profondità ridotte, i problemi principali sono da ricondursi a terreni per lo più incoerenti e rigonfianti. Essi non sono, come già enunciato, oggetto della presente trattazione.

Problemi di stabilità in ammassi rocciosi stratificati e/o fratturati sono da ricondursi a fenomeni gravitativi di blocchi di roccia formati sui paramenti del vuoto creato con lo scavo. Questo fenomeno, cioè, è governato dalla geometria tridimensionale dello scavo e della struttura dell'ammasso.

Una delle regole pratiche dettate dall'esperienza è che *scavi in rocce non deteriorate e massive e con poche discontinuità non hanno seri problemi di instabilità, qualora le sollecitazioni nella roccia in corrispondenza dello scavo siano inferiori a un quinto della resistenza a compressione uniassiale della matrice rocciosa di cui l'ammasso è costituito*. Questa è la condizione ideale nella quale realizzare un grande vuoto sotterraneo.

All' aumentare della profondità e/o all'aumentare del numero di scavi in prossimità di altri scavi, lo stato di sollecitazione dell'ammasso aumenta fino al punto in cui i cedimenti sono indotti nella porzione di ammasso in prossimità dello scavo.

Nel primo caso in esame, si supponga di avere una galleria all'interno di un ammasso avente una spaziatura delle discontinuità inferiore alla larghezza della galleria stessa.



La linea verticale che parte dall'apice del cuneo roccioso deve cadere all'interno della sua base perché si abbia un distacco senza scorrimento, come può accadere per il cuneo in chiave. Nel secondo caso, invece, si consideri il cuneo presente al rene sinistro: la verticale non ricade sulla base,

e il cedimento può avvenire solo se c'è scorrimento del cuneo lungo il giunto preesistente.

Si consideri ora, per schematizzare ulteriormente il problema, un tunnel di sezione quadrata (6 metri per 6 metri) che si sviluppa all'interno di un ammasso stratificato, che presenta due famiglie di giunti tra loro ortogonali e oblique rispetto alla verticale, entrambi aventi spaziatura pari a un metro.

Si supponga di volere considerare la realizzazione di un tunnel più largo (quadrato di lato maggiore in figura, 12 metri per 12 metri) per, ad esempio, potere alloggiarvi attrezzature ingombranti. Nel caso del tunnel più piccolo il volume potenzialmente instabile è pari a circa 12 metri cubi per ogni metro lineare di avanzamento. Qualora si realizzasse il tunnel più grande, il volume instabile passerebbe da 12 metri cubi a circa 70 metri cubi per ogni metro lineare di avanzamento. Poiché i costi di supporto sono, in prima battuta, proporzionali al volume instabile, ne consegue che in termini di ordine di grandezza *i costi di supporto aumentano col quadrato della dimensione dello scavo*. Questa è una considerazione da non trascurare assolutamente nel momento in cui si vuole scegliere la dimensione dello scavo. Il problema può essere ulteriormente inasprito se all'aumento di sezione non fanno seguito procedure di smooth-blasting per preservare il paramento della galleria.

Se si vuole considerare, inoltre, l'influenza delle sollecitazioni in situ sulla giacitura sfavorevole dei giunti di discontinuità rispetto allo scavo, la problematica diviene assai più complessa. In particolare, laddove vengono realizzati diversi vuoti adiacenti, nei setti di divisione tra gli uni e gli altri possono verificarsi detensionamenti che rendono instabili cunei inizialmente stabili. Dato che potere predeterminare fenomeni di tal natura è piuttosto difficoltoso, è *buona norma ignorare i contributi tensionali alla stabilità e agire con supporti meccanici (bulloni, centine) solo in considerazione del fatto che la giacitura geometrica è sfavorevole*.

Facendo riferimento alla classificazione NGI, Barton¹⁰ ha stabilito una correlazione tra l'indice Q, l'ESR e la spaziatura massima di scavo privo di interventi di supporto:

$$Span = 2 \cdot ESR \cdot Q^{0,4}$$

Viceversa, l'equazione può essere risolta per Q, al fine di individuare il valore critico di ammasso per una data spaziatura priva di supporto. Se ad esempio il budget impedisce di utilizzare interventi più intensivi, occorre verificare in quali tipi di ammasso ci si può permettere di operare:

$$Q = \left(\frac{Span}{2 \cdot ESR} \right)^{2,5}$$

Si è visto come a seconda delle condizioni dell'ammasso si possa rendere necessaria o no l'installazione di sistemi di supporto. Essi possono, cioè, essere del tutto evitati per ammassi in ottime condizioni, o installati con intensità crescente al diminuire delle caratteristiche dell'ammasso. E' tuttavia vero che, indipendentemente dalle condizioni dell'ammasso roccioso, si richiedono standard di sicurezza sempre più elevati e l'uso sistematico di sistemi di supporto è ormai praticamente obbligatorio per quelle aree soggette all'accesso del personale. L'impiego sistematico di bulloni e rete elettrosaldata risulta piuttosto lento e per di più interrompe le altre fasi relative all'avanzamento del fronte.

Più di una parola andrebbe spesa per rivestimenti a spruzzo, come lo spritz-beton o il poliuretano, che offrono vantaggi rilevanti in termini di tempistica. Per quello che riguarda lavorazioni civili l'uso di spritz-beton e bulloni (con fibre o in alternativa rete elettrosaldata) è ormai sistematico e richiesto come rivestimento di prima fase (o priverivestimento) dai capitolati

di costruzione. Per quanto riguarda lo spritz-beton, esso è – nell'industria mineraria - associato all'uso di bulloni e rete elettrosaldata nel caso di volate di produzione, qualora le deformazioni registrate risultassero inaccettabili.

Il rivestimento polimerico è costituito da liquidi bicomponenti, che creano una membrana continua che aderisce fermamente alla roccia. Fessure di piccola entità o piani di stratificazione vengono infiltrati efficacemente dalla resina polimerica che oltre riveste e lega l'ammasso roccioso. Il supporto è pertanto ottenuto dall'ottenimento di un maggior attrito lungo i piani di scorrimento. Si stima^{13,14} che uno spessore di 2 mm possa sopportare carichi fino a 7 t/m²; ulteriori calcoli circa la capacità di resistenza ai carichi di un rivestimento polimerico indicano come limite superiore un cuneo di 7 KN di peso, assunto che non ci sia sostanziale deformazione del cavo. Con una deformazione tollerata di 5 cm, tale capacità aumenta fino a 31 KN.

L'utilizzo addizionale di bulloni è generalmente raccomandato in galleria per spaziature superiori a 3,2 m o per qualità dell'ammasso non molto elevate ($Q' < 1$). Ciò che è importante notare è come, in alcuni casi, l'utilizzo integrativo di bulloni e rete elettrosaldata può essere ritardato di 3-4 volate, se non indefinitamente, svincolandolo di fatto il ciclo di lavorazione al fronte di scavo¹⁵.

2.2 Il “blasting”

La coltivazione di minerali di seconda categoria si deve confrontare prima di tutto con il basso prezzo di vendita del materiale estratto. La riduzione dei costi, o meglio l'ottimizzazione di essi, diventano pertanto un imperativo irrinunciabile per bene governare l'intero assetto tecnico e produttivo.

Tutte le attività – perforazione, sparo, smarino, valorizzazione - necessitano di una rigorosa indagine per capire quali caratteristiche di ognuna incidano sulle altre. I costi sono per loro natura interdipendenti, e minimizzare tutti i costi è di per sé impossibile.

Se, ad esempio, vogliamo ridurre al minimo i costi di perforazione e sparo ma ci scontriamo con problemi di frantumazione o di controllo delle pareti di scavo, facilmente ci troveremmo in una situazione in cui si è speso più di quanto necessario.

Il *blasting* è una delle attività più critiche di tutto il ciclo minerario, per quanto limitata possa essere l'incidenza che ha sul costo totale (generalmente tra il 5% e il 15% dei costi di produzione).

E' un dato di fatto¹⁶ che spesso il personale di cantiere non comprende come il *blasting* controlli, direttamente e indirettamente, i parametri di costo di tutte le altre attività. Pressati da problemi più urgenti ci si accontenta di risultati accettabili, ma non ottimali. Sta però nella caratteristica stessa del *blasting* di essere un'operazione ripetitiva, la capacità di determinare profitti significativi attraverso piccoli risparmi su ogni singolo ciclo di lavoro.

Va da sé che l'impiego di personale qualificato nella ottimizzazione di questa attività non rappresenta un costo aggiuntivo, quanto piuttosto un investimento remunerativo. Lo sviluppo tecnologico, poi, ha reso possibili traguardi non immaginabili fino a pochi anni fa¹⁷. Il raggiungimento di questi non può che obbligarci a rivedere - sistematicamente e senza pause - le posizioni sulle quali con una certa pigrizia ci si è fossilizzati. In campo minerario più che altrove la tecnologia continua a spostare il processo da un arte a una scienza.

Perché questo si realizzi, però, occorre che il personale visioni continuamente l'intero processo di *blasting* e non si limiti all'acquisizione di dati consuntivi. L'osservazione critica del processo, e l'ottimizzazione che ne consegue, costituiscono cioè le basi di una metodologia scientifica nell'approccio al problema.

2.2.1 La perforazione

La perforazione è l'elemento base del *blasting* e, in termini economici e tecnici anche il più critico. Non è possibile comprendere l'economia degli abbattimenti se non si conoscono i fattori economici della perforazione, dove per fattori economici si intende il risultato economico di una serie di problematiche tecniche. La scelta degli esplosivi e del diametro e profondità di perforazione sono dettati dal costo della perforazione.

Per unificare l'insieme di problematiche economiche e tecniche relative alla perforazione si è sviluppato il concetto di perforabilità. Esso può essere distinto in 2 sottoinsiemi principali individuati dai termini inglesi:

- *drillability*, per fori da mina aventi diametro tra 25 mm e 500 mm
- *boreability*, per scavi meccanizzati aventi diametro superiore al metro

Nel nostro caso ci si limiterà alla “*drillability*”, utilizzando indifferentemente anche la dicitura italiana di perforabilità .

Le seguenti definizioni sono state introdotte dal Norway Institute of Technology di Trondheim, per opera di Selmer-Olsen¹⁸ .

La perforabilità è individuata da tre fattori

- 1) Velocità di penetrazione [m/min]
- 2) Consumo dell’utensile (Bit Wear) – inteso come lunghezza di perforazione conseguibile tra due consecutive frantumazioni dell’utensile [$\mu\text{m}/\text{m}$]
- 3) Vita dell’utensile – lunghezza totale perforata prima di una sostituzione [m]

E’ evidente che questi parametri non dipendono solo dall’attrezzatura di perforazione, ma sono in larga parte determinati dalle caratteristiche dell’ammasso roccioso in cui si opera.

Relativamente a tali caratteristiche, esistono una serie di grandezze misurabili tramite test di laboratorio, che definiscono univocamente i parametri di perforabilità.

Swedish Brittleness Test – Sievers Test

Un campione roccioso viene frantumato in un cilindro di volume noto per mezzo di un pistone di peso pari a 14 kg fatto cadere a gravità da un’altezza di 25 cm per 20 volte, e quindi vagliato. Si vaglia il materiale in ingresso e si manda al cilindro il materiale passante al vaglio 16mm e trattenuto al

vaglio 11,2 mm. Si definisce S (brittleness value) la percentuale di passante al vaglio 11,2 mm calcolata sul peso del materiale mandato al cilindro.

Il Sievers test prevede la misurazione della penetrazione in un campione roccioso di una punta in carburo di tungsteno posta a rotazione a una opportuna velocità angolare. Il valore J è uguale alla penetrazione (in decimi di mm) dopo 200 rotazioni del campione.

Il valore DRI (Drilling Rate Index) è definito mediante una funzione lineare crescente di S con J parametro. A sua volta il valore DRI ha una correlazione lineare con il valore DRM, che è il valore della velocità di penetrazione misurata in cantiere per utensili di diametro di 33 mm con perforatrici pneumatiche. Per utensili aventi diametro superiore tale velocità cala, mentre la generazione di perforatrici idrauliche consente risultati molto migliori. In tutti i casi ci si può ricondurre a valori attendibili mediante un opportuno coefficiente numerico.

Il consumo dell'utensile è il risultato dell'azione abrasiva della matrice rocciosa. Maggiore è il contenuto di particelle dure maggiore è l'abrasività della roccia. In particolare, il contenuto di quarzite e la velocità di penetrazione aumentano il consumo dell'utensile e ne diminuiscono la vita.

Esiste un test di abrasività, con il quale si misura la perdita di peso di un campione di carburo di tungsteno sottoposto all'azione abrasiva di un disco alimentato da polvere di roccia. Il valore che si ottiene (AV, valore di abrasione) è una funzione log-lineare dell'indice di consumo dell'utensile (BWI, bit wear index) con DRI come parametro. Esiste infine una correlazione tra il consumo dell'utensile misurato in consuntivi di cantiere e il BWI.

I parametri Bit Wear e Bit Life sono matematicamente correlati. La vita reale (e attesa) dell'utensile, tuttavia, è immediatamente più comprensibile rispetto al più scientifico parametro di consumo dell'utensile, anche se oltre alla stretta correlazione matematica si aggiunge un fattore discrezionale dell'operatore. Per questi motivi si farà riferimento a tale parametro nel seguito.

Lo Stamp test

Lo Stamp Test è stato introdotto dall'Atlas Copco, grazie a Wijk¹⁹. A differenza dei metodi precedenti, che sebbene datati sono – con opportuni accorgimenti - tuttora alla base degli studi sulla perforazione, esso è più recente e nasce per essere utilizzato tramite un codice informatico. Si determinano in laboratorio parametri sull'ammasso roccioso e tutte le informazioni di cantiere disponibili, per poi analizzarli tramite un codice di calcolo che fa riferimento a teorie sulle onde di sollecitazione e dati empirici. In base a questi si ottiene una previsione di quella che sarà la velocità di penetrazione in funzione di parametri relativi all'attrezzatura di perforazione. E' un test importante anche per stabilire quale tipo di perforazione è più adatto al tipo di roccia incontrato.

Per rocce duttili, difatti, è molto più efficace una perforazione a rotazione che a percussione, e i parametri del materiale roccioso determinano chiaramente a quale tipologia di attrezzatura sono correlabili determinati risultati.

Per perforazioni a percussione, l'attrezzatura è identificata attraverso i seguenti parametri:

- geometria e massa del pistone
- velocità e frequenza d'urto del pistone
- diametro utensile
- geometria della batteria di perforazione
- velocità di rotazione
- forza di spinta
- tipologia di evacuazione

Siano quindi:

a = raggio di un bottone dell'utensile

F = la forza applicata al bottone

F_s = la forza che determina rottura del materiale roccioso

Si definisce allora l'indice dello Stamp Test

$$\sigma_{ST} = \frac{F_S}{\pi a^2}$$

Al valore di F pari ad F_S , appaiono fratture dovute a trazione intorno all'area sollecitata. La roccia sotto l'area sollecitata (detta francobollo, "stamp" in inglese) si frantuma e si forma un cratere. L'area sollecitata, alla forza F_S , subirà una deformazione pari a x_S . Tale valore ci dà informazioni sulla lunghezza necessaria per perforazioni percussione. Il volume del cratere che si è formato, detto V , dà invece informazioni sulla velocità di penetrazione.

In simboli, si ha cioè:

$$\sigma_{ST}, x_S, V \rightarrow \text{sistema di perforazione}$$

Variando i parametri di perforazione, varia la velocità di penetrazione.

Si supponga di avere una perforatrice dotata di un pistone cilindrico avente sezione A , pari alla sezione della batteria di perforazione sulla quale incide con una velocità v alla frequenza f .

I colpi del pistone generano, nell'acciaio della perforatrice, onde di compressione aventi ampiezza pari a:

$$\sigma_0 = \frac{vE}{2c}$$

Dove

E = modulo di Young dell'acciaio

c = velocità dell'onda di sollecitazione

A questa sollecitazione corrisponde una deformazione Δ della batteria nella direzione del colpo del pistone:

$$\Delta = \varepsilon L = \frac{vL}{c}$$

con L lunghezza del pistone.

La massa del pistone viene banalmente definita da $m = \rho AL$, con ρ densità dell'acciaio.

La velocità di propagazione dell'onda di sollecitazione è correlata alle caratteristiche dell'acciaio tramite la seguente:

$$c = \sqrt{\frac{E}{\rho}}$$

La forza dinamica nell'acciaio della perforatrice è data da:

$$F_0 = \sigma_0 A$$

Supposto che l'utensile sia dotato di N bottoni, ognuno dei quali esercita un contatto circolare con la roccia avente raggio pari ad a , perché l'utensile possa perforare la roccia deve essere dotato di una forza dinamica pari a

$$F_0 = NF_s.$$

E' inoltre necessario che la penetrazione sia sufficiente e cioè che la deformazione della batteria superi quella della roccia:

$$\Delta \geq x_s$$

che si traduce, viste le precedenti, nella

$$L \geq \frac{cx_s}{v}$$

che è una prima prescrizione sull'attrezzatura determinata dal litotipo.

Per la qual cosa:

- data una certa roccia (σ_{ST})
- un certo consumo del bottone (cioè un certo raggio a e pertanto un certo F_S)
- un certo utensile e una certa batteria (N, A)

→ la velocità di impatto appropriata è data da

$$v = \frac{2cN\pi a^2 \sigma_{ST}}{EA}$$

L'energia necessaria al pistone, nota la v , è data banalmente da

$$W = \frac{1}{2}mv^2$$

che è ora facilmente determinabile tramite la $m = \rho AL$ e la prescrizione sul parametro L .

Un prima approssimazione della velocità di penetrazione (D_r) è data dalla:

$$D_r = \frac{4NVf}{\pi D^2}$$

con D diametro di perforazione.

Questa trattazione²⁰, per quanto semplice, rimane tuttora piuttosto accurata se si garantisce un valore L ragionevolmente superiore al valore minimo della prescrizione di cui sopra.

Nuovi parametri – il lavoro di distruzione

Riassumendo quanto visto fino ad ora, si può sintetizzare che il termine perforabilità descrive l'influenza di un numero di parametri sulla velocità di penetrazione e sul consumo dell'utensile di una data attrezzatura.

Influiscono pertanto sulla perforabilità 3 insiemi di variabili:

1. parametri geologici (ammasso roccioso e caratteristiche meccaniche della roccia)
2. parametri meccanici dell'attrezzatura di perforazione
3. processo lavorativo

Per ciò che riguarda gli scavi sotterranei, lo standard di perforazione è l'utilizzo di un sistema rotopercussivo. Pertanto la variabilità dei parametri è relativa a specifiche sul martello percussivo, sul sistema di evacuazione e sull'utensile di perforazione.

Nuove tecniche di fotografia ad alta velocità hanno permesso di identificare il meccanismo di distruzione della roccia per mezzo dell'utensile.

Intorno alla zona di contatto tra un bottone dell'utensile e la roccia, si induce in quest'ultima un nuovo sistema di sollecitazione, all'interno del quale si possono distinguere quattro meccanismi di distruzione.

- 1) Immediatamente sotto il bottone si forma una polvere sottile di roccia (relativa all'impatto)
- 2) A partire dalla zona di polvere di frantumazione si sviluppano una serie di fessure radiali (sollecitazione di trazione indotta)
- 3) Quando il livello di sollecitazione è sufficientemente elevato, vengono rimossi pezzi di roccia di dimensioni superiori negli interstizi tra bottoni (ciò si verifica se le fessure indotte dai diversi bottoni si intersecano, rendendo i nuovi frammenti facilmente

rimuovibili da sollecitazioni di taglio dovute alla rotazione dell'utensile)

4) Lo stress, oltre al meccanismo visto, è indotto periodicamente.

E' evidente che la risposta all'azione dello strumento di perforazione è fortemente dipendente dal modulo di elasticità del materiale roccioso. Inoltre, l'utensile si trova *sempre* ad operare attraverso materiale precedentemente fessurato e in presenza di una zona già frantumata costituita da polvere rocciosa. Le caratteristiche della roccia *prima* dell'interazione con l'utensile, cioè, sono solo una parte delle caratteristiche che influenzano la perforazione. Si rende pertanto necessaria la definizione di un nuovo parametro che descriva sia le caratteristiche intrinseche della roccia e la quantità di energia necessaria a creare nuove fessure nella roccia stessa.

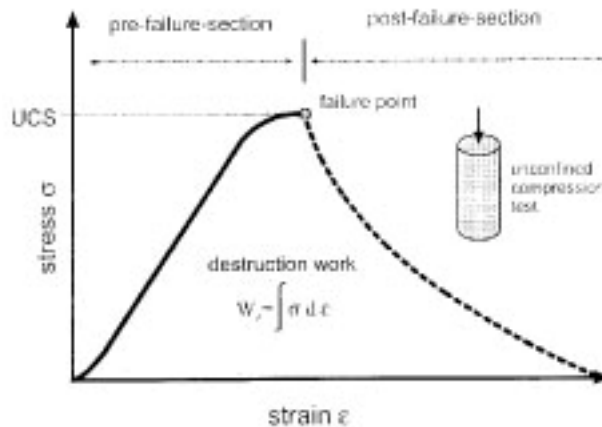
A conforto di questa scelta stanno gli scarsi risultati ottenuti nei vari tentativi di correlazione della velocità di penetrazione con caratteristiche intrinseche della roccia come la resistenza a compressione monoassiale o il modulo di Young. La durezza, caratteristica intrinseca derivata (rapporto tra resistenza a compressione e resistenza a trazione), ha evidenziato una correlazione ancora minore (praticamente inesistente). Si può asserire, cioè, che non esiste correlazione tra dette grandezze e la velocità di penetrazione, ma che esse sono semplicemente parametri significativi ai fini della perforabilità.

Si consideri un campione roccioso che dopo il primo carico di sollecitazione non è completamente frantumato e può essere successivamente caricato diverse volte con ulteriore deformazione. Ad ogni ciclo di carico corrisponde un punto di cedimento sempre minore. Se si considera l'involuppo della curva di carico del primo ciclo e dei punti di cedimento dei cicli successivi, l'area sottesa (cioè l'integrale) è dimensionalmente un'energia (o un lavoro) relativa a un volume specifico.

Si definisce pertanto *lavoro di distruzione specifico*²¹ la seguente grandezza:

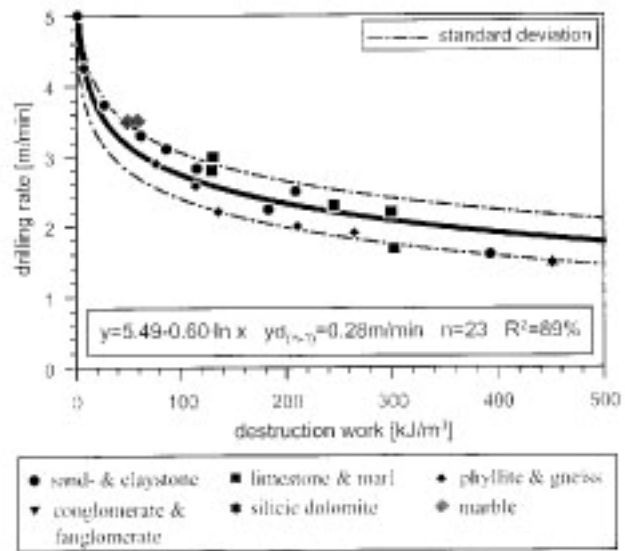
$$W_Z = \int \sigma d\varepsilon \text{ [KJ/m}^3\text{]}$$

che rappresenta il lavoro necessario alla “alterazione morfologica” del campione.

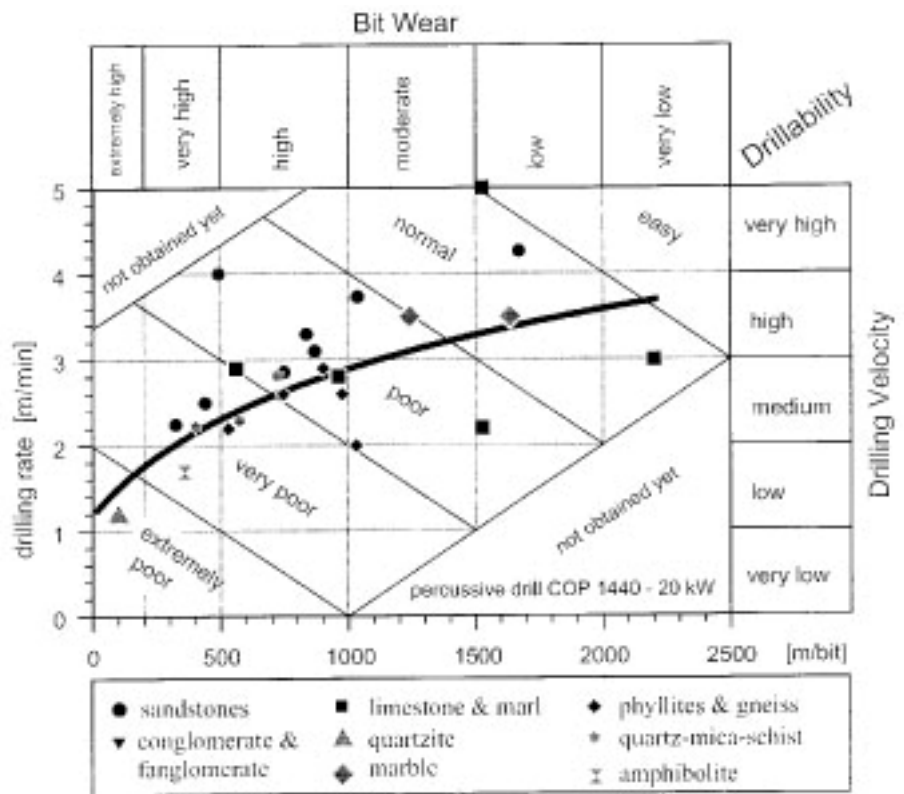


Sono stati correlati risultati di laboratorio sulla determinazione di W_Z e velocità di penetrazione ottenute con perforatrici COP 1440 di 20 KW su fronti di scavo in 23 diversi litotipi e si è ottenuta una correlazione molto superiore rispetto ai casi precedenti. Per un confronto, il quadrato del coefficiente di correlazione (R^2) varia così a seconda dei casi:

- D_r e $\sigma_c \rightarrow R^2 = 63\%$
- D_r e $\sigma_t \rightarrow R^2 = 63\%$
- D_r ed $E \rightarrow R^2 = 26\%$
- D_r e $\sigma_c/\sigma_t \rightarrow R^2 = 2,5\%$
- D_r e $W_Z \rightarrow R^2 = 89\%$



Correlazione tra lavoro di distruzione e velocità di penetrazione



Parametri della perforabilità

Parametri di usura dell'utensile

Non esiste, ad oggi, una univoca grandezza fisica che descriva il grado di abrasività della roccia. Sono stati oggetto di discussione²² diversi parametri petrografici come la tessitura della roccia e composizione mineralogica, per la previsione del comportamento di usura dell'utensile. Si tratta tuttavia di metodi molto lunghi e costosi, che per forza di cose non vengono utilizzati nella pratica.

E' chiaro che l'abrasività è determinata dalla quantità di minerali presenti nella roccia aventi durezza superiore a quella dell'acciaio (durezza Mohs ca. 5,5). Il minerale abrasivo più diffuso è il quarzo (durezza Mohs 7) e per tale motivo si è definito il contenuto equivalente in quarzo, come segue:

R_i = abrasività relativa Rosiwal, riferita al quarzo, essendo il quarzo 100%

A_i = quantità di minerale i-esimo

$$eQu = \sum_{i=1}^n A_i \cdot R_i$$

Esiste una buona correlazione lineare tra l'abrasività Rosiwal e la durezza Mohs, espressa dalla:

$$MH = 2,12 + 1,05 \ln R$$

($R^2=95\%$)

Esistono quindi una serie di grafici che correlano il contenuto equivalente in quarzo e la vita dell'utensile per i quali si rimanda alla bibliografia^{23,24,25}.

Un nuovo indice di usura dell'utensile è definito dal parametro RAI (Rock Abrasivity Index) introdotto da Plinninger, Thuro e Spaun^{23, 24, 25}. Esso è definito dal prodotto tra la resistenza a compressione monoassiale e il

contenuto equivalente di quarzo. Il contributo della resistenza uniassiale evidenzia l'importanza del legame tra i vari grani della roccia e del grado di "incatenamento" tra minerali. La correlazione, non particolarmente buona, con la vita dell'utensile (BL) è quindi espressa dalla seguente:

$$BL = e^{(RAI-52) \cdot 10^{-4}} - 148$$

($R^2=48\%$)

2.2.2 *L'esplosivo*

Per il calcolo delle volate in galleria si fa riferimento al metodo proposto da Holmberg²⁰, che prevede l'utilizzo di una rinora a fori paralleli, generalmente a quattro sezioni. Non ha senso di fatto, per gallerie minerarie, considerare rinore a V vista la limitata sezione, che imporrebbe sfondi piuttosto scarsi.

Il calcolo relativo alle volate di produzione fa riferimento al metodo di Langefors²⁶ e viene adattato per perforazioni a ventaglio e non parallele. Di fatto, l'adattamento consiste nel considerare la spalla e la spaziatura come parametri di fondo foro, per poi eventualmente "scaricare" (più precisamente "non caricare"), in base a considerazioni geometriche, buona parte del foro, laddove le spaziature sono minori.

Il dimensionamento della volata tramite Langefors dà di per sé informazioni implicite circa una "efficace" granulometria dell'abbattuto, ma è grazie a Cunningham^{27, 28} che si ha un modello per la previsione della distribuzione granulometrica.

E' un metodo empirico che lega la legge di distribuzione di della distribuzione granulometrica fatta da Rosin Rammler alla stima della dimensione media dovuta al blasting fornita da Kuznetsov²⁹. Il modello che ne segue, dal nome dei due autori, è il Kuz-Ram, implementato da Cunningham.

Secondo questo modello, la dimensione media del materiale abbattuto si ottiene dalla seguente equazione:

$$x_{50} = A \left(\frac{V}{Q} \right)^{0,8} \cdot Q^{0,167} \cdot \left(\frac{115}{E} \right)^{0,633}$$

Dove:

- x_{50} dimensione media abbattuto (passante 50%) [cm]
- A “rock factor” (funzione di densità, resistenza e discontinuità della roccia)
- V volume di roccia abbattuta per singola perforazione [m³]
- Q massa di esplosivo per ogni foro [kg]
- E strength relativo dell’esplosivo (ANFO=100)

Attraverso l’equazione di Rosin-Rammler si ha una stima dell’intera distribuzione granulometrica dei frammenti rocciosi:

$$R(x) = 1 - e^{-0,693 \left(\frac{x}{x_{50}} \right)^n}$$

Dove:

- $R(x)$ percentuale di materiale passante al vaglio di dimensione x
- x dimensione di vagliatura
- x_{50} dimensione media
- n indice di uniformità

L'indice di uniformità dipende dalle caratteristiche intrinseche della volata ed è espresso dalla seguente equazione:

$$n = \left(2,2 - \frac{14 \cdot B}{D} \right) \cdot \sqrt{1 + \frac{R-1}{2}} \cdot \left(1 - \frac{W}{B} \right) \cdot \frac{L}{H}$$

Dove:

<i>D</i>	diametro della carica [mm]
<i>B</i>	spalla [m]
<i>W</i>	deviazione standard dell'accuratezza della perforazione [m]
<i>R</i>	Rapporto spaziatura/spalla
<i>H</i>	Altezza del gradone da abbattere
<i>L</i>	Lunghezza caricata

Il modello si è rivelato essere piuttosto accurato nelle sue stime, in particolare per previsioni in rocce dure. Questo perché su rocce dure l'ulteriore comminuzione del materiale dovuta alla movimentazione è molto bassa. Essa è invece più elevata nel caso di rocce tenere. In ogni caso il modello tende a sottostimare la percentuale di materiale fine, ma per rocce dure si tratta di un valore trascurabile. E' più corretto dire, cioè, che il modello stima la granulometria immediatamente dopo la volata, ma non la granulometria con cui si passa ai processi di "downstream", cioè essenzialmente la granulometria della miniera (o della cava) a regime (ROM – Run of Mine). Sono stati proposti³⁰ modelli integrativi per rocce tenere (in particolare per il carbone), ma esulano dagli interessi di questa trattazione.

Nell'ambito di questo studio è stato sviluppato, grazie alla preziosa collaborazione dell'ing. Dacquino dell'APAT, un programma già precedentemente compilato al D.I.C.M.A. dell'Università di Bologna per opera dell' Ing. Freo e del Prof. Berry, che consente di eseguire il calcolo di volate sotterranee a ventaglio. Esso si basa sul metodo di Langefors e sul metodo Kuz-Ram; a una serie di dati input il programma restituisce dati consuntivi di produzione, quali la quantità di materiale abbattuto, la curva

granulometrica di tale materiale, la lunghezza totale di perforazione necessaria e il consumo di esplosivo. Si vedrà più avanti, in maniera più dettagliata, il funzionamento del programma.

2.3 Bibliografia

1. LAUFFER, H. Gebirgsklassifizierung für den Stollenbau. *Geologie und Bauwesen*, Volume 24, Number 1, 1958, pages 46-51
2. HOEK and BROWN. *Underground Excavations in Rock*. Institute on Mining and Metallurgy, London, England, 1980.
3. Deere, D.U. and Miller, R.P. Engineering classification and index properties for intact rock. *Technical Report No. AFNL-TR65-116, Air Force Weapons Laboratory*, New Mexico, 1966.
4. BARTON, N., LIEN, R., and LUNDE, J. Engineering classification for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*, Volume 6, No. 4, 1974, pages 189 – 236. Originally published as analysis of rock mass quality and support practice in tunnelling. *Norwegian Geotechnical Institute Report No. 54206*, June 1974, 74
5. Bieniawski, Z.T., Geomechanics classification of rock masses and its application to tunneling. *Proc. Third International Congress on Rock Mechanics*, ISRM, Denver Volume 11A, 1974, pages 27-32
6. Bieniawski, Z.T., Rock mass classification in rock engineering. *Proc. Symposium on Exploration for Rock Engineering*, Johannesburg, Volume 1, 1976, pages 97-106
7. Deere, D.U. Technical Description of rock cores for engineering purposes, *Rock Mechanics and Engineering Geology*. Volume 1, Number 1, 1964, pages 17 – 22
8. Merritt, A.H. Geologic Prediction for underground excavations. *Proc. First North American Rapid Excavation and Tunneling Conference*, AIME, New York, 1972, pages 601-622.
9. HOEK, E., BRAY, J.W. *Rock Slope Engineering*. Institution of Mining and Metallurgy, London, 2nd Edition, 1977, 402 pages.

10. BARTON, N. Recent experiences with the Q-system of tunnel support design. *Proceedings Symposium on Exploration for Rock Engineering*, Johannesburg, Volume 1, 1976, pages 107 – 117
11. Bieniawski, Z.T. *Engineering Rock Mass Classification*, John Wiley and Sons, 1989.
12. Hoek, E., P.K. Kaiser & W. Bawden, *Support of Underground Excavations in Hard Rock*. Balkema, 1995.
13. Archibald, J.F. 1999. Course Notes Mine 325. Department of Mining Engineering, Queen's University
14. Archibald, J.F., Espley, S.J., DEGAGNE, D.O., and BICKIS, U.I., 1999. Occupational Hazards of Spray-On Liner Applications in Underground Environments: Truths & Myths. CIM-AGM, Calgary, 12 pages
15. Espley, S.J., 1999 Thin Spray-On Liner Support & Implementation in Hardrock Mining Industry. Master of Applied Science Thesis, Laurentian University, February, 311 pages.
16. Konya C.J., *Shoot to Kill...Costs*, Rock Products article Jan1, 2002.
17. Freymuller J., *What's new in drilling and blasting*, Rock Products article, Jan 1999.
18. Selmer-Olsen, R., and Blindheim, O.T., 1970, On the Drillability of Rock by Percussive Drilling, *Proc. 2nd Congress Int. Soc. Rock Mechanics*, Belgrade.
19. Wijk, G., 1982, The Stamp Test for Rock Drillability Classification, *Swedish Detonic research Foundation*, Report DS 1982:1, Stockholm, Sweden.
20. Persson, P.A., Holmberg, R., Lee, J., *Rock Blasting and Explosives Engineering*, 1994 CRC Press LCC, Boca Raton, Florida, USA.
21. Thuro, K. & Spaun, G., *Introducing the 'destruction work' as a new rock property of toughness referring to drillability in conventional drill and blast tunneling*, offprint from Barla, G. (ed.): Eurock '96. Turin, Italy. Prediction and performance in rock mechanics and rock engineering. Vol. 2. – 1440 S., Rotterdam, Brookfield (Balkema), 707 – 713.

22. Howarth, D.F., Rowlands, J.C., Quantitative assessment of rock texture and correlation with drillability and strength properties. *Rock Mech. Rock Eng.* 20, 57-85, 1987.
23. Plinninger, R.J., Spaun, G., Thuro, K., Predicting tool wear in drill and blast. *Tunnels & Tunneling International* 4, 38-41, 2002.
24. Thuro, K Plinninger, R.J., *Hard rock tunnel boring, cutting, drilling and blasting: rock parameters for excavability* ISRM 2003 – Technology roadmap for rock mechanics, South African Institute of Mining and Metallurgy, 2003
25. Thuro, K., *Drillability prediction – geological influences in hard rock drill and blast tunneling* *Geol Rundsch* (1997) 86: 426 – 438, Vrije Universiteit Amsterdam February, 22nd – 24th 1996.
26. Langefors, U., and Kilström, B., 1963, *The Modern Technique of Rock Blasting*, John Wiley and Sons, Inc., New York and Almqvist & Wiksell, Stockholm
27. Cunningham, C.V.B., 1983. The Kuz-Ram Model for Prediction of Fragmentation from Blasting, in *Lulea Fragmentation Conference*, pp 439-454
28. Cunningham, C.V.B., 1987: Fragmentations estimations and the Kuz-Ram Model – Four Years On, in 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Keystone, Colorado, 475-487.
29. Kuznetsov, V.M. 1973: The mean diameter of fragments formed by blasting rock. *Soviet Mining Science*, Vol 9 (2), 144-188.
30. Thornton, D.M., Kanchibotla, S.S., Esterle, J.S., 2002, A fragmentation Model to Estimate ROM Size Distribution of Soft Rock Types, JKMRC paper.

3 1° Macroattività - Studio delle gallerie

3.1 Considerazioni generali

Le gallerie di preparazione costituiscono la voce di costo più rilevante per un'operazione di coltivazione, attestandosi a un valore mediamente vicino al 30% del costo totale. Una galleria ben studiata è di fondamentale importanza perché sta alla base di tutto il processo produttivo, assolvendo esse a diverse funzioni:

- accesso alle zone dell'ammasso che si sceglie di abbattere per l'estrazione
- luogo operativo dal quale avvengono le operazioni di perforazione e caricamento per l'abbattimento con esplosivo
- vie di trasporto del materiale abbattuto
- condotti per la ventilazione

Per la natura del progetto che si intende affrontare, i terreni nei quali si opera saranno di tipo roccioso, con elevate resistenze a compressione (dai calcari ai graniti tale grandezza varia tra i 600 e i 3000 kg/cm²). Si presuppone pertanto di utilizzare il metodo di perforazione e sparo per l'avanzamento. E' evidente che le dimensioni richieste per una galleria dipendono dagli ingombri dei macchinari che vi devono transitare e operare. Stabilite le dimensioni necessarie e sufficienti della galleria, il parametro fondamentale di riferimento per il controllo dei costi di preparazione è il costo per metro lineare di avanzamento. Se tuttavia le preparazioni si sviluppano all'interno di materiale roccioso utile e vendibile, come nel caso in esame, il costo reale per metro lineare è quello che si ottiene sottraendo ai costi sostenuti il ricavo che si ottiene vendendo il materiale utile. Ecco allora come più significativo del costo per metro lineare sia il costo per metro cubo di materiale abbattuto, considerazione di non poco conto nell'economia complessiva dell'operazione e nella scelta della geometria più adatta per la sezione da adottare.

Si consideri l'esempio riportato nella seguente tabella:

	Galleria tipo A	Galleria tipo B
Sezione	33 m ²	55 m ²
Costo per metro lineare	550 €/m	850 €/m
Costo per metro cubo	19,2 €/m ³	16,6 €/m ³
% materiale valorizzabile	60 %	70%
Prezzo materiale valorizzabile	14 €/m ³	14 €/m ³
Costo reale per metro cubo	$19,2 - 0,6 \cdot 14 = \mathbf{10,8 \text{ €m}^3}$	$16,6 - 0,7 \cdot 14 = \mathbf{6,8 \text{ €m}^3}$
Costo reale per metro lineare	$10,8 \cdot 33 = 357 \text{ €/m}$	$6,8 \cdot 55 = 374 \text{ €/m}$

E' evidente come in termini di produzione la soluzione B sia più vantaggiosa. E' altresì significativo il fatto che i costi reali per metro lineare siano molto più vicini rispetto ai costi operativi.

A questo punto la scelta tra le due soluzioni è influenzata anche da altre considerazioni:

- il materiale abbattuto valorizzabile potrà essere venduto solo a produzione incominciata; tale ricavo è quindi ritardato e non immediatamente "visibile" durante la fase di preparazione;
- l'avanzamento giornaliero delle gallerie differisce in funzione della sezione; maggiore è la sezione, minore è l'avanzamento giornaliero e di conseguenza si ritarda l'entrata in produzione;
- per i motivi appena elencati i costi iniziali di entrata in produzione sono considerevolmente più elevati

Si tornerà su questi aspetti in maniera più approfondita. Si analizzano, nel seguito, i parametri intrinseci alla realizzazione di una volata in galleria, al fine di individuare i criteri di ottimizzazione degli sfondi.

3.2 Rinora

La rinora, oltre a essere un requisito imprescindibile per un corretto uso dell'esplosivo in fase di avanzamento, ha un ruolo fondamentale per la determinazione dello sfondo conseguibile con una singola volata. Questo è importante per la valutazione del tempo necessario a completare un ciclo di lavoro: essendo questo costituito da tempi variabili (proporzionali al materiale abbattuto, ai metri di perforazione, quantità di esplosivo) e da tempi fissi (posizionamento del jumbo, trasporto dell'esplosivo al fronte, sfumo), la riduzione dei tempi fissi aumenta la produttività dell'avanzamento.

I vantaggi che si vogliono ottenere tramite un razionale disegno delle volate sono i seguenti:

- un elevato grado di meccanizzazione della perforazione
- un elevato valore della velocità di avanzamento del fronte
- una profondità dello sfondo elevata
- una buona frammentazione dell'abbattuto
- una geometria di perforazione che può essere lasciata invariata per diverse profondità di perforazione

Le rinore cilindriche sono state studiate per potere soddisfare questi requisiti.

Per tunnel aventi sezione inferiore ai 50 m² le rinore a fori paralleli danno avanzamenti superiori rispetto a quelli ottenuti con perforazioni inclinate, come la rinora a V che offre un avanzamento strettamente vincolato alla larghezza del fronte di scavo.

Il tipo di rinora che dà l'avanzamento maggiore è quella a doppia spirale, anche se ha una geometria di perforazione piuttosto complessa, problema che potrebbe essere superato se si utilizza un jumbo computerizzato¹.

Il tipo di rinora più utilizzato, che associa risultati soddisfacenti a semplicità esecutiva è la rinora a quattro sezioni. Essa può essere caratterizzata da uno o più fori vuoti di opportuno diametro, generalmente maggiore rispetto a

quello dei fori per le cariche ed è utilizzata anche nel metodo di calcolo di Holmberg, che sarà il metodo riferimento principale di questo studio.

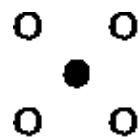
Rinora a foro singolo

Holmberg considera il primo quadrangolo di fori caricati agente su un foro centrale non caricato di opportuno diametro (generalmente maggiore rispetto al diametro utilizzato per le cariche).

Lo schema è il seguente:



Lo schema con 4 reamers invece è il seguente:



E' da notare come tutti i fori siano dello stesso diametro. Ovviamente, in questo caso, facendo riferimento a un singolo foro, la carica centrale agisce su un superficie libera minore rispetto al caso precedente e quindi la spalla da utilizzare è sensibilmente minore. La carica, tuttavia, agisce su 4 fori contemporaneamente e ciò crea un foro avente un diametro pari a 2 volte la spalla utilizzata in questo caso. Questo foro, con il diametro appena citato, viene considerato come il foro centrale dell'abbattimento secondo Holmberg; tutti i quadrangoli successivi si trovano secondo il metodo di Holmberg.

Secondo **Holmberg** il calcolo dell'avanzamento è funzione del diametro del fondo vuoto. Detto ϕ il diametro del foro vuoto, la profondità H ottenibile con tale diametro è data dalla relazione:

$$H=0,15+34,1 \phi -39,4 \phi^2$$

E l'avanzamento che ne consegue è pari al 95% della profondità del foro:

$$l=0,95H$$

Lautmann² propone invece una formula pratica secondo la quale la profondità conseguibile è pari a 0,9 m per ogni pollice di diametro del foro vuoto.

Secondo **Langefors**, infine, posta w la larghezza della galleria, lo sfondo è calcolabile in funzione del diametro del foro vuoto:

se $\phi=75\text{mm}$ sfondo pari a $0,7 w$ compreso tra 2 e 3 metri

se $\phi=125\text{mm}$ sfondo pari a $0,7w$ compreso tra 3 e 4,5 metri

Ad esempio per 6 m di larghezza si sceglie una perforazione di 4,4 m per uno sfondo pari a 4,2 m (è cioè $0,7 \cdot 6=4,2$).

Rinora a più fori

La rinora a più fori può essere ricondotta a una rinora a foro singolo: è sufficiente esprimere un diametro equivalente con la seguente relazione:

$$\Phi_{eq} = \phi \sqrt{n} \quad \text{dove } n \text{ è il numero di fori}$$

e quindi operare come se il foro singolo avesse le dimensioni del diametro equivalente.

Per il calcolo della rinora a quattro sezioni si è seguito principalmente il metodo di Holmberg.

Il calcolo della prima sezione (quadrangolo) richiede considerazioni principalmente geometriche, ossia deve esserci un sufficiente volume vuoto che possa accogliere la roccia frantumata e rigonfiata. Tenendo conto delle deviazioni si ha:

$$V_1 = 1,7\phi - D$$

Dove D è la deviazione esprimibile come somma tra una componente angolare e una di posizionamento, ossia:

$$\underline{D = \alpha H + \beta}$$

Benché il calcolo della prima sezione proposto da Holmberg non faccia considerazioni sull'esplosivo, è stato messo in evidenza da Langefors e Kihlström come un eccesso di carica possa risultare controproducente ai fini dell'abbattimento a causa del rigonfiamento e della plasticizzazione della roccia. Era questo il tipo di rinora da essi individuato come *burn-cut*. Tra le accortezze che si possono utilizzare, si ricorda l'utilizzo di un esplosivo più blando (ad esempio ANFO in luogo di uno slurry) o di cariche di diametro ridotto, in modo da conferire all'ammasso roccioso solo parte dell'energia liberata con la detonazione, grazie al disaccoppiamento tra carica e foro. Un approccio di questo tipo risulta essere efficace anche per scongiurare possibili episodi di *flash-over*, ossia di innesco involontario di cariche adiacenti, che possono inficiare in maniera determinante la successione dei ritardi e quindi la riuscita di tutta la volata.

Dal secondo quadrangolo in poi le variabili da considerare includono anche l'esplosivo interessato (in termini di *strength* e carica lineare) e il diametro dei fori da mina.

Una regola pratica, inoltre, per controllare il buon dimensionamento della rinora è che il lato del quadrangolo più esterno sia maggiore della radice quadrata dell'avanzamento teorico.

$$L_{\max} > \sqrt{I}$$

Sono state condotte una serie di simulazioni di volata effettuate per diversi tipi di esplosivo seguendo il metodo di Holmberg.

I tipi di esplosivo presi in considerazione sono principalmente 3:

- ANFO
- Slurry
- Gelatine

Si è reso necessario anche trovare un parametro che univocamente individuasse il tipo di esplosivo considerato, questo almeno in funzione di parametri significativi per il calcolo della rinora.

Ciò che differenzia un tipo di esplosivo da un altro, in termini di fenomeni fisici indotti sull'ammasso roccioso è lo *strength*, inteso come valore relativo a quello dell'ANFO. Esso è cioè una caratteristica intrinseca del tipo di esplosivo, espressa in termini relativi alla stessa caratteristica considerata sull'ANFO.

Inoltre, oltre allo strength dell'esplosivo scelto, è importante capire *quanto* esplosivo effettivamente agisce con la detonazione e quindi, a parità di volume delle cartucce (sono di dimensioni standardizzate), la massa specifica di esplosivo. Si può considerare, come comunemente avviene, la grandezza pratica della *massa lineare* di esplosivo, espressa come kg di esplosivo per ogni metro lineare di cartuccia che lo contiene. Questa grandezza risulta particolarmente comoda quando si vuole risalire alla quantità di esplosivo alloggiata in una perforazione, nota la lunghezza della perforazione stessa.

Complessivamente, un parametro intrinseco proporzionale alla quantità di energia che un tipo di esplosivo libera con la detonazione, può essere individuato attraverso il prodotto tra lo strength s e la carica lineare l . Dimensionalmente, essendo s un valore relativo e quindi un numero puro, il prodotto ha la dimensione della carica lineare $[\text{kg}\cdot\text{l}^{-1}]$.

Considerando i tre tipi di esplosivo sopra citati, si ha:

	<u>Strength</u>	<u>Carica lineare (ϕ40mm) [kg/m]</u>	<u>$s \cdot l$ [kg/m]</u>
<u>ANFO</u>	1	1	1
Slurry	1,14	1,51	1,72
Gelatina	1,4	1,82	2,55

Si vede subito come il prodotto $s \cdot l$ individui tre valori ben distinti a seconda dell'esplosivo utilizzato, sicuramente più marcatamente distinti di quelli individuati dalle grandezze s o l prese singolarmente. Esso individua anche implicitamente il diametro della cartuccia utilizzata, dato che, ovviamente, a parità di lunghezza a diametri minori di medesimo esplosivo corrispondono cariche minori.

Il prodotto $s \cdot l$, inoltre, è sistematicamente presente nelle formule di calcolo della volata proposte da Holmberg.

In funzione della sezione adottata si sceglie la classe della macchina (jumbo) da utilizzare.

Le perforatrici prevedono l'utilizzo per fori di diametro 35-127 mm . Il range di utilizzo su un jumbo, per la perforazione del fronte di scavo, è più limitato (la batteria di perforazione è sottoposta a flessione e diametri elevati richiedono utensili pesanti): fino a 64 mm.

Per la rinora, data la necessità di fori di diametro superiore, si accettano deviazioni di entità maggiore (che vengono considerate in fase di calcolo).

Dato che non vengono annoverati diametri di perforazione superiori ai 127 mm, d'ora in avanti si fa riferimento al diametro equivalente, ottenuto con 2 fori di minore diametro.

Una considerazione è da fare sui diametri di perforazione e delle cartucce, per quello che riguarda l'avanzamento in galleria. Gli esplosivi in commercio sono generalmente confezionati in cartucce di diametro di 40 mm. Al fine di ottenere un accoppiamento ottimale, si sceglie un diametro di perforazione pari a 45 mm, che rientra ampiamente nel range delle macchine in commercio.

Simulazione di volata per rinora a quattro sezioni

Consideriamo un diametro equivalente del foro vuoto pari a 160 mm, ottenibile nella pratica con due perforazioni di 113 mm ciascuna.

Con tale diametro l'avanzamento massimo teorico, secondo Holmberg, è di 4,37 m. Supponiamo di operare in modo cautelativo e di volere ottenere un avanzamento pari a 4,2 m.

Per avere un limite inferiore al lato della sezione più esterna si fa riferimento alla radice quadrata dell'avanzamento, pari a circa 2 m.

Il 1° **quadrangolo**, si è detto, è svincolato da considerazioni sull'esplosivo e la sua disposizione dipende solo da considerazioni geometriche, in base alle quali si ha:

$$L_1 = 30 \text{ cm}$$

Ora in funzione dell'esplosivo, applicando il metodo di calcolo di Holmberg si ottiene:

Diametro equivalente 160 mm (2 fori ϕ 113mm)			
	ANFO ϕ 40mm	SLURRY ϕ 40mm	GEL ϕ 40mm
Lato 2° quadrangolo	0,53 m	0,66 m	0,77
Lato 3° quadrangolo	0,89 m	1,28 m	1,68
Lato 4° quadrangolo	1,36 m	2,14 m	*
Lato 5° quadrangolo	1,92 m		

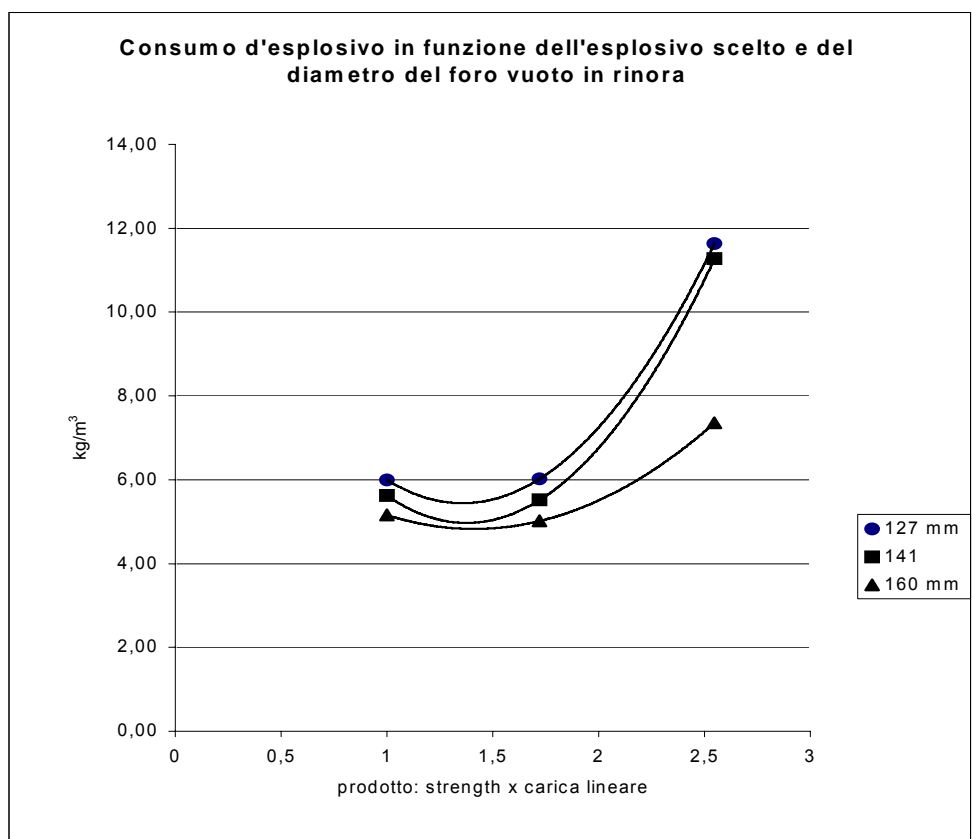
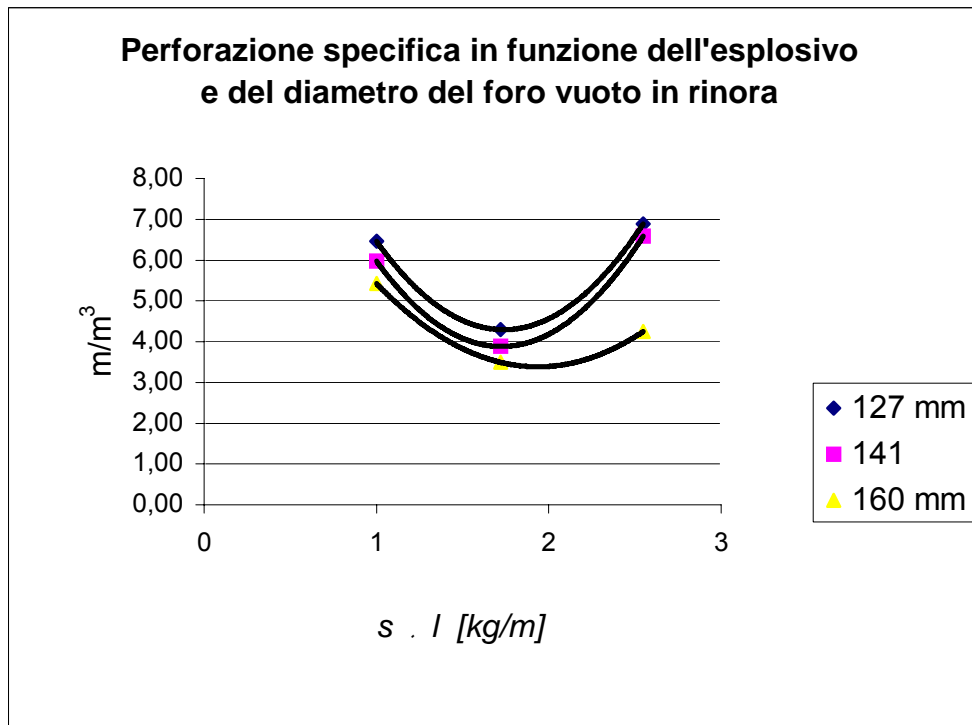
* La gelatina tende a dare valori di spalla eccessivi e non c'è abbastanza spazio per la roccia per rigonfiare, se si utilizza a pieno il valore della spalla.

Diametro equivalente 127 mm (2 fori ϕ 89mm)			
	ANFO ϕ 40mm	SLURRY ϕ 40mm	GEL ϕ 40mm
Lato 1° quadrangolo	0,22 m	0,22 m	0,22 m
Lato 2° quadrangolo	0,42 m	0,53 m	0,55 m
Lato 3° quadrangolo	0,76 m	1,11 m	1,32 m
Lato 4° quadrangolo	1,22 m	1,93 m	> 2m
Lato 5° quadrangolo	1,76 m	-	-

In questo caso il gel eccede il valore critico al 4° quadrangolo, mentre con ANFO si ha un valore prossimo a tale valore solo con la 5° sezione, come nel caso precedente. Il risultato dello slurry è accettabile al 4° quadrangolo.

Diametro equivalente 141 mm (2 fori ϕ 100mm)			
	ANFO ϕ 40mm	SLURRY ϕ 40mm	GEL ϕ 40mm
Lato 1° quadrangolo	0,25 m	0,25 m	0,25 m
Lato 2° quadrangolo	0,47 m	0,59 m	0,59 m
Lato 3° quadrangolo	0,89 m	1,19 m	1,35 m
Lato 4° quadrangolo	1,28 m	2,03 m	>> 2m
Lato 5° quadrangolo	1,83 m	-	-

I risultati ottenuti sono raggruppati nei grafici seguenti.



In questo caso si riportano i valori di perforazione specifica in funzione del tipo di esplosivo, identificato come detto dal prodotto $s \cdot l$. I dati così esposti vanno interpretati in funzione dell'approccio tenuto.

In tutti e tre i casi i grafici riportano che la perforazione specifica è minima in corrispondenza dello slurry. In realtà il gel darebbe valori minori, ma si è ritenuto significativo valutarlo, nei confronti dello slurry, fermandosi uno step prima e cioè alla terza sezione. Questo perchè il gel ha una massa specifica e uno strength superiori allo slurry, e un prezzo di mercato superiore. Lo stesso può dirsi per lo slurry nei confronti dell'ANFO. In altre parole, la scelta di un esplosivo rispetto a un altro è ritenuta favorevole se consente una diminuzione della perforazione complessiva e/o della quantità di esplosivo (in termini strettamente economici) utilizzata; per la qual cosa passando da un esplosivo blando a un esplosivo più potente (e più costoso) si è voluto valutare il comportamento con perforazioni complessive sempre decrescenti.

Per il gel, inoltre, resta valida la considerazione dell'eccesso di roccia che tende a liberare rispetto al volume predisposto ad accoglierla una volta rigonfiata. Esso inoltre può innescare fenomeni di flash over più facilmente rispetto ad altri esplosivi.

Complessivamente, comunque, si può dire che per il gel, con i diametri vuoti equivalenti indagati, il valore del lato della 3° sezione non è mai significativamente vicino al valore critico.

Anche nel caso del consumo specifico di esplosivo i dati sono da interpretare tenendo presente il medesimo approccio adottato con la perforazione specifica.

Ottimizzazione della rinora

Con i dati acquisiti si passa ora allo step successivo, ossia si tenta di ottimizzare la rinora in funzione di esplosivi e dello sfondo. Il criterio adottato per il calcolo è costituito dai passi seguenti:

1) Ottimizzazione dello sfondo

Se si sceglie di adottare esplosivo in cartucce lunghe 40 cm, le più diffuse in commercio, è bene che la lunghezza di foro caricata sia un multiplo di tale lunghezza.

Inoltre, occorre anche ottimizzare il borraggio in funzione del diametro di perforazione: per fori di 45 mm la lunghezza il borraggio si attesta circa a 40 cm.

Complessivamente, quindi, si cerca una profondità di perforazione pari a un multiplo di 40 cm.

Se si considerano due fori vuoti di 125 mm, si ottiene un diametro equivalente di 180 mm. Per tale valore del diametro si riscontrano i seguenti valori dello sfondo conseguibile:

- 4,76 m secondo Holmberg
- 5,20 m secondo Langefors

Considerando uno sfondo pari al 95% della lunghezza di perforazione, per fori di 4,8 m si ottiene un avanzamento pari a 4,6 m. Con tali valori contemporaneamente si soddisfano i requisiti citati:

- che la lunghezza di perforazione sia un multiplo della lunghezza delle cartucce
- che lo sfondo prefissato sia conseguibile secondo Holmberg (che è cautelativo rispetto a Langefors)

Ricapitolando i parametri sono i seguenti:

- 2 fori vuoti da 125 mm
- lunghezza della perforazione pari a 4,8 m
- avanzamento atteso di 4,6 m
- lunghezza di perforazione caricata 4,4 m
- borraggio 0,4 m
- lato esterno della rinora maggiore di 2,1 m

2) Calcolo della rinora

Come evidenziato in precedenza, al fine di evitare fenomeni di flash-over ed eccessi di carica sul primo quadrangolo, si sceglie di utilizzare uno slurry ϕ 35, in alternativa ad ANFO, anche per una più facile detonazione soprattutto in condizioni umide. Una mancata detonazione nella rinora compromette l'intero sfondo.

Caso 1: ANFO

1° quadrangolo

Slurry ϕ 35 – 11 cartucce per foro

2° quadrangolo

ANFO ϕ 40 mm – 11 cartucce per foro

$L_2 = 0,6$ m

3° quadrangolo

ANFO ϕ 40 mm – 11 cartucce per foro

$L_3 = 0,98$ m

4° quadrangolo

ANFO ϕ 40 mm – 11 cartucce per foro

$L_4 = 1,47$ m

5° quadrangolo

ANFO ϕ 40 mm – 11 cartucce per foro

$L_5 = 2,03$ m ($\approx 2,10$ m)

Caso 2: SLURRY

1° quadrangolo

Slurry ϕ 35 – 11 cartucce per foro

2° quadrangolo

SLURRY ϕ 40 mm – 11 cartucce per foro

$L_2 = 0,74$ m

3° quadrangolo

SLURRY ϕ 40 mm – 11 cartucce per foro

$L_3 = 1,40$ m

4° quadrangolo

SLURRY ϕ 40 mm – 11 cartucce per foro

$L_4 = 2,28$ m ($> 2,10$ m)

Caso 3: GEL

1° quadrangolo

Slurry ϕ 35 – 11 cartucce per foro

2° quadrangolo

GEL ϕ 40 mm – 11 cartucce per foro

$L_2 = 0,87$ m

3° quadrangolo

GEL ϕ 40 mm – 11 cartucce per foro

$L_3 = 1,81$ m

4° quadrangolo

GEL ϕ 40 mm – 11 cartucce per foro

$L_4 = 3,11$ m ($> 2,10$ m)

Caso 4: GEL ϕ 35

1° quadrangolo

Slurry ϕ 35 – 11 cartucce per foro

2° quadrangolo

GEL ϕ 35 mm – 11 cartucce per foro

$L_2 = 0,78$ m

3° quadrangolo

GEL ϕ 35 mm – 11 cartucce per foro

$L_3 = 1,53$ m

4° quadrangolo

GEL ϕ 35 mm – 11 cartucce per foro

$L_4 = 2,54$ m ($> 2,10$ m)

Tra le opzioni indagate, il caso 2 è quello che rappresenta il compromesso migliore. Sono sufficienti 4 sezioni per raggiungere il valore critico di lunghezza del lato esterno della rinora, cosa che avviene anche per i gel, che danno valori però eccessivamente superiori.

Si hanno, quindi, i seguenti parametri:

RINORA TIPO 2 – SLURRY ϕ 35 1° sezione + SLURRY ϕ 40 in 2°, 3° e 4° sezione

Numero di perforazioni: 18 (16 ϕ 40 + 2 ϕ 125)

Lunghezza totale di perforazione: 86,4 m (76,8 m + 9,6 m)

Quantità di esplosivo:

- 1° sezione: 20 kg
- 2°, 3°, 4° sezione: 26,4 kg ciascuna
- totale: 99,2 kg

Area della rinora: 5,2 m²

Volume di roccia interessato: 23,9 m³

Perforazione specifica: 3,6 m/m³

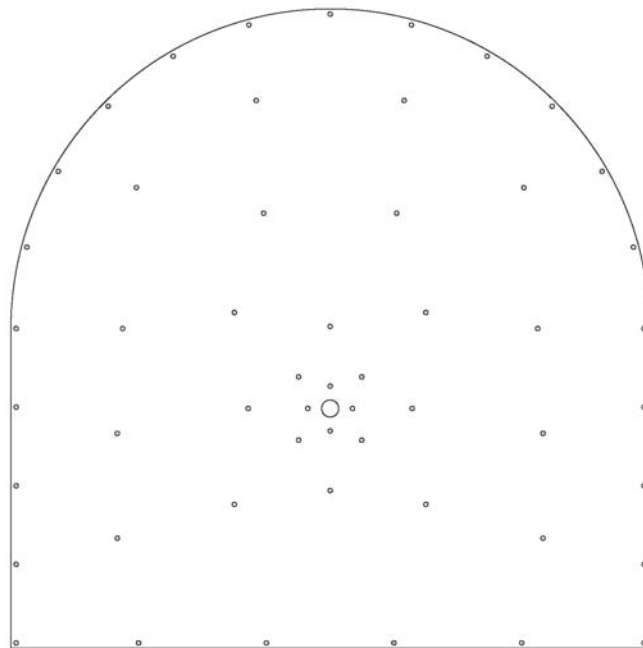
Carica specifica: 4,15 kg/m³

Si passa ora allo studio dell'intera volata di avanzamento, partendo con la rinora appena calcolata.

3.3 Studio delle volate di avanzamento

Mantenendo come riferimento il metodo di Holmberg, una volta creata la rinora, la distribuzione delle cariche sul fronte di scavo prevede diverse categorie:

- mine di rilevaggio
- mine di produzione laterale
- mine di produzione verticale
- mine di profilatura



In funzione dell'esplosivo utilizzato e del diametro di perforazione, il metodo prevede diversi valori della spalla e della spaziatura interforo a seconda della categoria di mine considerata.

Nella tabella seguente sono riportati tali valori, per un diametro di perforazione di 45 mm e cartucce di esplosivo di 40 mm.

	ANFO	SLURRY	GEL
<u>Rilevaggi</u>			
Spalla massima	1,08 m	1,4 m	1,7 m
Spalla Pratica	0,99 m	1,3 m	1,6 m
Spaziatura	0,93 m	1,3 m	1,6 m
<u>Produzione laterale</u>			
Spalla massima	0,96 m	1,26 m	1,53 m
Spalla Pratica	0,70 m	1,00 m	1,22 m
Spaziatura	0,90 m	1,25 m	1,35 m
<u>Produzione verticale</u>			
Spalla massima	1,05 m	1,4 m	1,7 m
Spalla Pratica	0,75 m	1,1 m	1,4 m
Spaziatura	0,93 m	1,3 m	1,6 m

Per i fori di profilatura si è invece seguito l'approccio seguente.

La determinazione della spalla da utilizzare per l'array di profilatura avviene sempre secondo il metodo proposto da Holmberg. E' da notare come tale metodo proponga due diversi calcoli per le mine di profilatura in chiave e quelle ai piedritti, presentando queste ultime valori della spalla e della distanza interforo maggiori rispetto alle prime. Questo perché si accetta una pezzatura maggiore per ciò che riguarda la profilatura del contorno laterale. Poiché nel nostro caso la roccia abbattuta dovrà essere inviata alla comminazione, una pezzatura elevata comporta maggiori oneri nella fase di valorizzazione. Al fine di ottenere una profilatura soddisfacente assieme alla necessità di contenere la granulometria si applica una spalla uguale a quella utilizzata in chiave.

Con i valori così ottenuti si passa ora al disegno vero e proprio della volata di avanzamento. A questo proposito, è bene fare le seguenti considerazioni. Generalmente, quando si procede allo scavo di una galleria, essa ha dimensioni note e imposte a priori, e queste sono le dimensioni minime che consentono un efficiente svolgimento delle fasi lavorative che in tale galleria devono avvenire. Questo è particolarmente vero in gallerie di tipo civile, ma anche in gallerie minerarie, in quanto in gran parte esse si sviluppano all'interno dello sterile.

Nel caso in questione invece, occorre considerare il fatto che le gallerie sono scavate all'interno del materiale da valorizzare. Per la qual cosa seguire il procedimento classico di disegno della volata significa sicuramente partire con una prospettiva fuorviante. Non abbiamo una dimensione del tunnel definita a priori, quanto piuttosto una dimensione *minima* definita a priori, che è determinata dall'ingombro dei mezzi e dei macchinari che vi devono operare. Non ha senso quindi cercare di ottimizzare la perforazione e l'esplosivo all'interno di una certa geometria; è molto più sensato, a parità di esplosivo e metri di perforazione, ottimizzare lo scavo in funzione dell'esplosivo e della perforazione, in altre parole potere ottenere il massimo volume di materiale valido per la valorizzazione. Questo approccio va ovviamente mantenuto all'interno del contesto generale delle preparazioni e della velocità prevista di avanzamento del fronte.

In pratica, ciò significa calcolare la volata nel modo di seguito illustrato.

Partendo dalla rinora , si applicano i valori della spalla (e spaziatura) procedendo verso il contorno esterno. Questo non significa utilizzare il valore *massimo* della spalla, ma utilizzare *l'intera spalla pratica*, che comunque è già un valore cautelativo rispetto alla spalla massima. Dovendo progettare la volata all'interno di una geometria nota, tale valore della spalla dovrebbe necessariamente adattarsi ai limiti imposti col risultato o di utilizzare una spalla troppo piccola, e quindi più onerosa, o troppo elevata, con possibili ripercussioni sulla buona riuscita della volata stessa.

Un'ulteriore cosa da verificare, nel disegnare la volata partendo dall'interno verso l'esterno, è se il rapporto tra altezza e larghezza della galleria è superiore o inferiore a 1. Come noto, difatti, la redistribuzione delle tensioni

nell'ammasso roccioso è molto più favorevole ai fini della stabilità nel caso in cui tale rapporto è superiore all'unità³.

In ogni caso, nella parte in chiave la roccia è generalmente sottoposta a scarico tensionale a trazione ed è buona norma ripristinare un carico tensionale mediante ancoraggi (bulloni). A parità di area della sezione, nel caso in cui la larghezza sia superiore all'altezza si dovrà considerare che il numero di bulloni necessario sarà più elevato.

Con l'approccio sopra illustrato il primo passo è stato quello di effettuare una serie di simulazioni per verificare l'andamento dei parametri di perforazione e carica specifica in funzione del tipo di esplosivo scelto. In particolare si sono visti i seguenti casi:

- 1) ANFO in rinora, produzione (2 array) e rilevaggi; cariche di profilatura al contorno;
- 2) ANFO in rinora, produzione (3 array) e rilevaggi; cariche di profilatura al contorno ($H/W < 1$);
- 3) ANFO in rinora, produzione (3 array) e rilevaggi; cariche di profilatura al contorno ($H/W > 1$);

La differenza tra il caso n° 2 e il n° 3 sta nel diverso disegno degli array di produzione, che determinano il rapporto finale tra altezza e larghezza della sezione di galleria.

I medesimi casi sono anche stati confrontati con un diverso tipo di rinora, caricata con slurry. Ai fini pratici del disegno della volata non cambia nulla, avendo entrambe le rinore lato esterno pari a 1,9 m circa. Cambiano la carica e la perforazione specifica totale, dato che la rinora con ANFO è a 5 sezioni e quella con slurry a 4. E' bene anche ricordare che uno slurry ha un prezzo di listino al kg che è circa doppio rispetto a quello dell'ANFO. Con questo confronto si può vedere quale influenza può avere la rinora sull'intera volata.

Riepilogando i casi citati quindi, si hanno i seguenti valori di produzione.

CASO 1

Rinora: a 5 sezioni, ANFO ϕ 40 (*) – a 4 sezioni, slurry ϕ 40 (**)

Produzione: ANFO ϕ 40

Rilevaggi: ANFO ϕ 40

Profilatura: Esplosivo di profilatura (no borraggio)

Altezza tunnel: 5,10 m

Larghezza: 6,10 m

H/V = 0,83

Area: 26,7 m²

Volume: 112 m³

Perforazione Specifica: 2,75 m/m³ (*) - 2,6 m/m³ (**)

Carica Specifica: 2,15 kg/m³ (*) – 2,3 kg/m³ (**)

CASO 2

Rinora: a 5 sezioni, ANFO ϕ 40 (*) – a 4 sezioni, slurry ϕ 40 (**)

Produzione: ANFO ϕ 40 – 2 array

Rilevaggi: ANFO ϕ 40

Profilatura: Esplosivo di profilatura (no borraggio)

Altezza tunnel: 5,80 m

Larghezza: 7,50 m

H/V = 0,77

Area: 37 m²

Volume: 155 m³

Perforazione Specifica: 2,55 m/m³ (*) - 2,43 m/m³ (**)

Carica Specifica: 2,05 kg/m³ (*) – 2,15 kg/m³ (**)

CASO 3

Rinora: a 5 sezioni, ANFO ϕ 40 (*) – a 4 sezioni, slurry ϕ 40 (**)

Produzione: ANFO ϕ 40

Rilevaggi: ANFO ϕ 40

Profilatura: Esplosivo di profilatura (no borraggio)

Altezza tunnel: 5,10 m

Larghezza: 6,10

H/V = 0,83

Area: 43,54 m²

Volume: 183 m³

Perforazione Specifica: 2,3 m/m³ (*) - 2,2 m/m³ (**)

Carica Specifica: 2,00 kg/m³ (*) – 2,1 kg/m³ (**)

Questi risultati consentono di fare alcune considerazioni:

- *All'aumentare dell'area della sezione, diminuisce il consumo di esplosivo e diminuisce la perforazione; questo è ovvio perchè l'incidenza della rinora, la cui area dipende dallo sfondo e non dall'area della sezione di galleria, è sempre minore; questo beneficio è temperato dall'aumento delle mine di profilatura.*
- *Aumentare gli array di produzione equivale ad aumentare l'area della sezione.*
- *L'utilizzo di slurry in rinora diminuisce l'incidenza di perforazione ed esplosivo; è anche bene ricordare che minore è il numero di ritardi usati, migliore è l'esito della volata e diminuire di una sezione in rinora significa guadagnare 2 ritardi, a beneficio della profilatura.*
- *Un rapporto $H/V > 1$ presenta consumi sensibilmente migliori rispetto a un rapporto inferiore all'unità; aumentare il rapporto, tuttavia, significa operare con aree e quindi volumi maggiori. Esso inoltre favorisce la mobilità all'interno del tunnel.*

Alla luce di quanto appena esposto, si passa al calcolo della volata partendo dalla rinora ottimizzata calcolata in precedenza. Come detto, essa è ottimizzata in funzione dello sfondo che si vuole conseguire e non dell'area o della geometria della sezione cercata.

Si studiano tre casi fondamentali, in funzione dell'esplosivo utilizzato:

- a) Con ANFO in produzione ed esplosivo di profilatura al contorno
- b) Con SLURRY in produzione ed esplosivo di profilatura al contorno
- c) Con GEL in produzione ed esplosivo di profilatura al contorno

Caso a)

	Lunghezza perforazione	Kg esplosivo
<i>Rinora</i> 16+2 fori	86,4 m	99 kg
<i>Produzione + rilevaggi</i> 24+8 fori	153,6 m	140,8 kg
<i>Profilatura</i> 20 fori	96 m	54 kg
Area:	32,71 m ²	
Sfondo:	4,6 m	
Volume:	150 m ³	
Perforazione Specifica:	2,24 m/m ³	
Carica Specifica:	1,96 kg/m ³	

Caso b')

	Lunghezza perforazione	Kg esplosivo
<i>Rinora</i> 16+2 fori	86,4 m	99 kg
<i>Produzione + rilevaggi</i> 48 fori	230,4 m	211 kg
<i>Profilatura</i> 22 fori	105,6 m	59 kg
<hr/>		
88 fori	416,4 m	369 kg

Area: 44 m²
Sfondo: 4,6 m
Volume: 202 m³

Perforazione Specifica: 2,1 m/m³
Carica Specifica: 1,82 kg/m³

Caso c)

	Lunghezza perforazione	Kg esplosivo
<i>Rinora</i> 16+2 fori	86,4 m	99 kg
<i>Produzione + rilevaggi</i> 23 fori	110,4 m	184 kg
<i>Profilatura</i> 25 fori	120 m	67 kg
-----	-----	-----
66 fori	316,8 m	360 kg

Area: 55 m²
Sfondo: 4,6 m
Volume: 256 m³

Perforazione Specifica: 1,23 m/m³
Carica Specifica: 1,4 kg/m³

Si nota subito come nel caso del gel, non dovendolo confinare all'interno di una geometria prestabilita, i valori diventano particolarmente vantaggiosi. Resta il fatto tuttavia, che per uno sfondo il volume di roccia da smarinare aumenta sensibilmente. Questo ha una sua particolare rilevanza sia da un punto di vista dei costi che soprattutto sulla durata del ciclo, che determina l'avanzamento giornaliero del fronte. Questa è fondamentale in termini di pianificazione dell'attività di estrazione. Il problema viene affrontato di seguito in modo dettagliato.

3.4 Il ciclo di lavorazione al fronte

Le fasi di che compongono il ciclo di lavoro al fronte di scavo sono le seguenti:

- perforazione
- caricamento
- sparo e sfumo
- smarino
- preparazione del fronte

ognuna delle quali è sequenziale all'altra. Per la qual cosa la durata del ciclo di lavoro è data semplicemente dalla somma delle durate di ognuna delle fasi in questione. Le simulazioni del ciclo di lavoro per ognuna delle sezioni di galleria viste in precedenza vanno pertanto affrontate con simulazioni specifiche di ogni fase.

Perforazione

Durata della fase

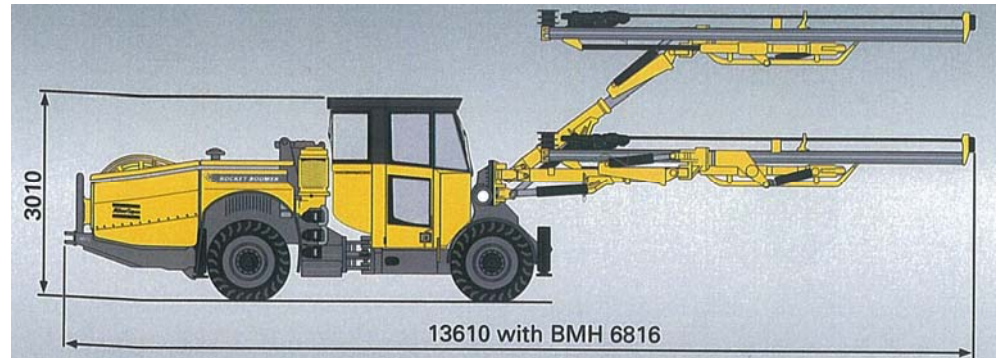
Si considerino i seguenti parametri:

DM = lunghezza totale di perforazione (DrillMeters) [m]

DR = velocità di perforazione (Drilling Rate) [m/min]

k = n° equivalente di bracci attivi*

* Ad esempio, considerando i tempi di manovra pari al 10%, un jumbo a due bracci ha 1,8 bracci attivi.



Si ha pertanto che la durata della fase di perforazione è data da

$$t_d = \frac{DM}{DR \cdot k} \quad [\text{min}]$$



Costi della perforazione

Dati i parametri:

OC = costo orario dell'operatore [€/h]

DR = velocità di perforazione (Drilling Rate) [m/min]

BC = costo dell'utensile (Bit Cost) [€]

BL = vita dell'utensile (Bit Life) [m]

PC = costo dell'energia (Power Cost) [€/KWh]

P = potenza richiesta [KW]

Sia inoltre la produttività di perforazione espressa come:

$$DP = DR \cdot k \cdot 60 \text{ [m/h]}$$

si ha che il costo per metro di perforazione è dato da

$$DC = \frac{OC}{DP} + \frac{BC}{BL} + \frac{PC}{DP} \cdot P \text{ [€/m]}$$

NB: si tratta di costi variabili nei quali non è incluso l'ammortamento delle attrezzature.

Caricamento del fronte

Durata della fase

Dati i parametri:

NO = numero di operatori

CR = velocità di caricamento (Charge up Rate) [m/min]

si ha che la velocità di caricamento è così espressa:

$$t_{charge} = \frac{DM}{NO \cdot CR} \quad [\text{min}]$$

Costo della fase di caricamento (CC)

Con simbologia già nota il costo è dato dal semplice costo della manodopera. Si trascurano gli eventuali costi operativi del carrello sollevatore.

$$CC = NO \cdot OC \cdot \frac{t_{charge}}{60} \quad [€/h]$$

Sparo e sfumo

Il tempo è fisso (circa 25 minuti). I costi da computare sono quelli dei materiali e di manodopera inattiva per la durata della fase (il sottosuolo deve essere evacuato).

I costi di materiale sono quelli da imputare a:

EC = costo dell'esplosivo [€/kg]

DC = costo dei detonatori [€/cad.]

WC = costo miccia (Wire) [€/m]

Smarino

Durata della fase di smarino

In questo caso si ipotizza che la sezione di galleria non sia sufficientemente larga per far sì che la LHD si possa affiancare al dumper per scaricare il marino. Questo impone che a distanze opportune vengano realizzate delle apposite piazzole per il carico.



E' chiaro che a mano a mano che il fronte si allontana dalla piazzola la durata della fase aumenta. Si fa riferimento alla durata media della fase considerando come distanza media la metà della interdistanza tra piazzole. La durata della fase è data da un numero finito di cicli della LHD, supposto che essa trovi sempre un dumper pronto per il carico, ossia non abbia tempi morti. Questa è solo una situazione ideale, che può essere riportata assimilabile a una situazione reale utilizzando valori cautelativi per quello che riguarda il carico e lo scarico del materiale.



Nello specifico, quindi, si considera il numero di cicli LHD necessari per liberare il fronte: esso è dato dal volume della roccia abbattuta, corretto con fattore di rigonfiamento, diviso la capacità della benna. Sia allora:

VT = volume teorico

FS = fattore fuori sagoma (generalmente 4%) [%]

VB = volume abbattuto (Volume Blasted) cioè

$$VB = VT \cdot \left(1 + \frac{FS}{100}\right) \text{ [m}^3\text{]}$$

SF = fattore di rigonfiamento (Swell Factor) [%]

SV = volume rigonfiato (Swell Volume) e cioè

$$SV = VB \cdot \left(1 + \frac{SF}{100}\right) \text{ [m}^3\text{]}$$

VH = volume rimosso con una bennata (Volume Hauled) [m³]

Quindi il numero di cicli LHD necessari è dato da

$$LHD = \frac{SV}{VH} \text{ [adimensionale]}$$

La durata del ciclo LHD è data da:

LT = tempo di carico (Load Time) [min]

DT = tempo di scarico (Dump Time) [min]

HT = tempo di trasporto (Haulage Time) [min]

$$t_{LHD} = LT + DT + HT \text{ [min]}$$

Dove il tempo di trasporto, poste

FD = distanza media tra punto di scarico e fronte (Face Distance) [m]

HV = velocità di trasporto carico (Haulage Velocity) [km/h]

è dato da

$$DT = \frac{FD}{HV \cdot 16.667} \text{ [min]}$$

Costi della fase di smarino

Mentre per la determinazione della durata della fase si può fare riferimento ai soli cicli di LHD, per la determinazione dei costi occorre chiaramente considerare anche il trasporto in superficie. Si comprende immediatamente che i costi vanno parametrizzati in funzione della distanza del fronte dall'imbocco della galleria. Il trasporto all'esterno va ottimizzato in funzione della pianificazione generale dell'attività. E' ovvio che tanto è più vicino il punto di scarico all'imbocco, tanto minore è il numero di dumper necessari a garantire la continuità di cicli di sgombero al fronte. Viceversa, a parità di dumper, una maggiore distanza del punto di scarico può implicare tempi morti al fronte. Le medesime considerazioni si possono fare sulla capacità del dumper. L'ipotesi di un sistema di sollevamento verticale

attraverso un pozzo è da considerarsi solo per volumi abbattuti molto elevati, e quindi relativamente all'attività di produzione.

Per il presente studio si fa riferimento alla distanza tra fronte e imbocco.

Prima di tutto occorre verificare quanti cicli dumper sono necessari per sgomberare il fronte.

Siano allora:

DC = capacità del dumper [t]

VB = volume abbattuto (Volume Blasted)

SW = peso specifico della roccia [t/m³]

nc_{dumper} = numero di cicli dumper necessari allo sgombero
cioè

$$nc_{dumper} = \text{int} \left[\frac{VB \cdot SW}{DC} \right] + 1$$

Sia inoltre

FC_{dumper} = il consumo di carburante del dumper [l/h]

FP = prezzo del carburante [€/l]

OC = costo orario dell'operatore [€/h]

HV = velocità di trasporto carico - in questo caso per il dumper (Haulage Velocity) [km/h]

FD = distanza tra fronte e imbocco (Face Distance) [m]

Il costo di trasporto per un singolo sfondo è dato da

$$HC_{advance} = 2 \left(\frac{FD/1000}{HV} \right) \cdot nc_{dumper} \cdot (FC \cdot FP + OC) \quad [€]$$

a tale valore occorrerebbe aggiungere il costo dell'operatore per la durata dei perditempo, che però possono venire inglobati nell'espressione se si utilizzano dei valori cautelativi la per velocità di trasporto. E' inoltre opportuno sottolineare come essa *sia funzione della pendenza media della galleria*. Un dumper su una salita al 10% avrà una velocità media inferiore rispetto a un dumper che si muove in piano.

Il calcolo dei costi relativi alle operazioni al fronte (LHD) si ottengono come segue.

Siano:

t_{LHD} il tempo totale operativo della fase (minuti)

t_{LHD} i perditempo della medesima fase (minuti)

si ha che il costo è dato da

$$C_{LHD} = \frac{FC \cdot FP}{60} \cdot T_{LHD} + \frac{(T_{LHD} + P_{LHD}) \cdot OC}{60} \quad [€]$$

Per la qual cosa si ha che i costi diretti totali (MC = Mucking Cost), esclusi gli ammortamenti macchine e attrezzature, sono dati da:

$$MC = HC_{adv} + C_{LHD} \quad [€]$$

Si tratta, come visto, di costi per ogni singolo sfondo.

Preparazione del fronte

Per preparazione del fronte si intende l'insieme delle operazioni necessarie al proseguimento delle operazioni di scavo. Si tratta, in definitiva, di interventi di sostegno e messa in sicurezza del cavo, secondo due metodologie principali:

- bulloni e rete elettrosaldata
- resine polimeriche

Si vuole far notare che sebbene l'utilizzo di soli bulloni può, per la tipologia di rocce oggetto del presente studio, risultare più che sufficiente, la posa in opera di rete elettrosaldata è sempre più frequentemente prescritta per motivi di sicurezza sul lavoro.

Si fa riferimento, pertanto, allo studio di Archibald⁴ in relazione a:

- velocità di applicazione
- manodopera necessaria
- costo dei materiali

adattando opportunamente le voci al mercato italiano.

Bulloni e rete elettrosaldata

Velocità di applicazione: 0,11 – 0,15 m²/min

Costo del materiale: 5,5 – 10,4 €/m² dove la forbice tra costo minimo e massimo è determinata dal numero di bulloni da utilizzare e quindi, in definitiva, dalla qualità della roccia.

In specifico si ha:

VA_{bw} = velocità di applicazione bulloni + rete (Bolts + Weldmesh)
[m²/min]

CM_{bw} = costo dei materiali [€/m²]

NO = numero di operatori

SA = area che necessita di interventi di supporto [m²]

Si ha pertanto che i costi totali (SC – support cost) per ogni sfondo sono dati da:

$$SC_{bw} = (CM_{bw} \cdot SA) + \left(\frac{SA}{VA_{bw}} \cdot NO \cdot \frac{OC}{60} \right) \quad [€]$$

Resine Polimeriche

Per le resine polimeriche il metodo di calcolo dei costi è il medesimo. Cambiano, chiaramente il valore dei costi di materiale e durata dell'applicazione.

VA_p = velocità di applicazione resina polimerica [m^2/min]

CM_p = costo dei materiali [$€/m^2$]

$$SC_p = (CM_p \cdot SA) + \left(\frac{SA}{VA_p} \cdot NO \cdot \frac{OC}{60} \right) \text{ [€]}$$

A fronte di costi sensibilmente maggiori si hanno velocità considerevolmente inferiori. La convenienza di un'applicazione rispetto all'altra va verificata in un'ottica complessiva di organizzazione del lavoro.

3.5 Simulazione del ciclo di avanzamento al fronte di scavo

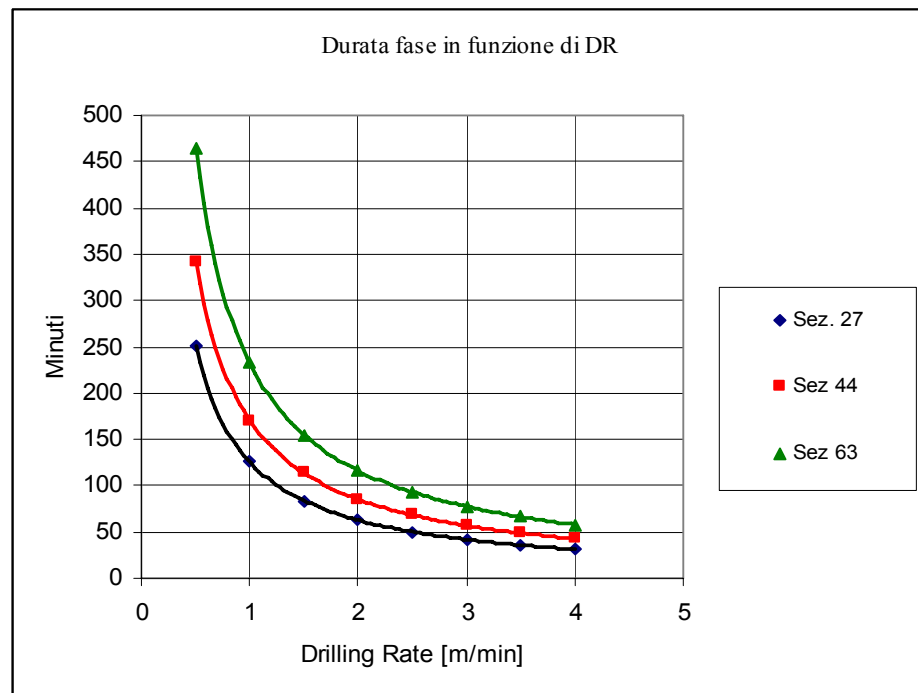
Per ognuna delle sezioni tipologiche viene effettuata due simulazioni del ciclo di avanzamento, e cioè per sfondi pari a 3,4 m e 4,6 m.

Dato l'elevato numero di parametri che possono influenzare in modo significativo le fasi di lavorazione è necessario, in primo luogo, mettere in evidenza tali interdipendenze.

Velocità di perforazione

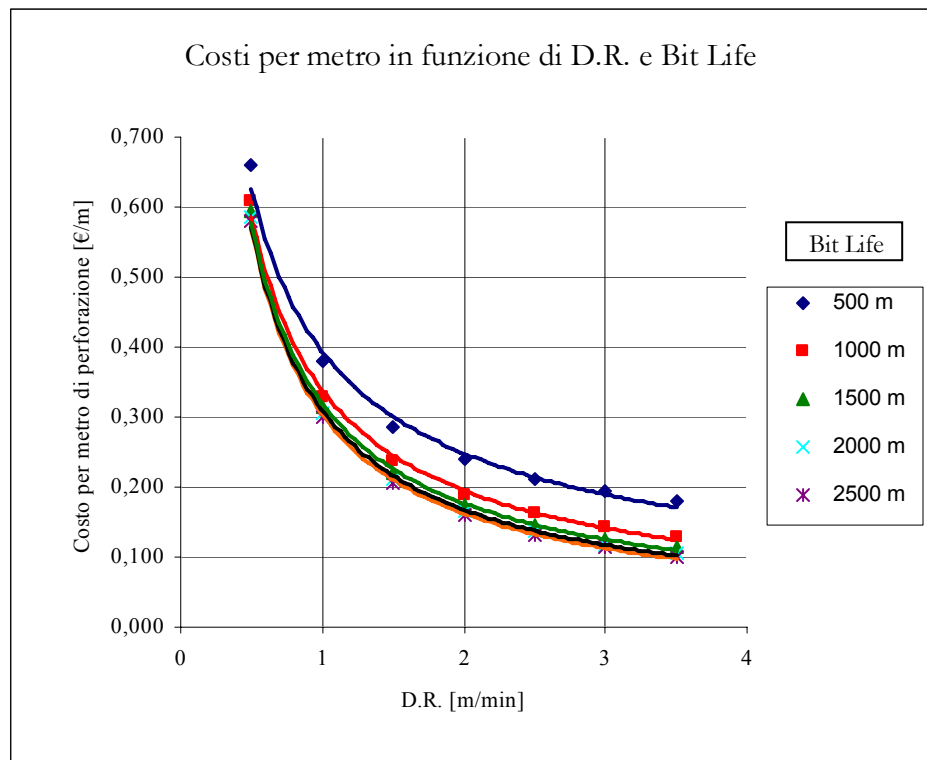
La velocità di penetrazione dell'utensile (DR) determina direttamente la durata della fase di perforazione. A seconda della tipologia di roccia essa può variare tra 0,5 m/min e 3,5 m/min.

E' chiaro che tanto maggiore è la sezione tanto più è elevata la lunghezza totale di perforazione necessaria (a patto che si utilizzi il medesimo esplosivo) e tanto maggiore è la durata complessiva del ciclo. Nel seguente grafico tabella viene evidenziato come, per diverse sezioni, la velocità di penetrazione influenza la durata della fase.



E' evidente come all'aumentare della velocità di penetrazione il differenziale di durata diminuisca. Per elevate velocità di penetrazione, inoltre, le durate delle fasi di perforazione delle diverse tipologie di sezione sono molto vicine.

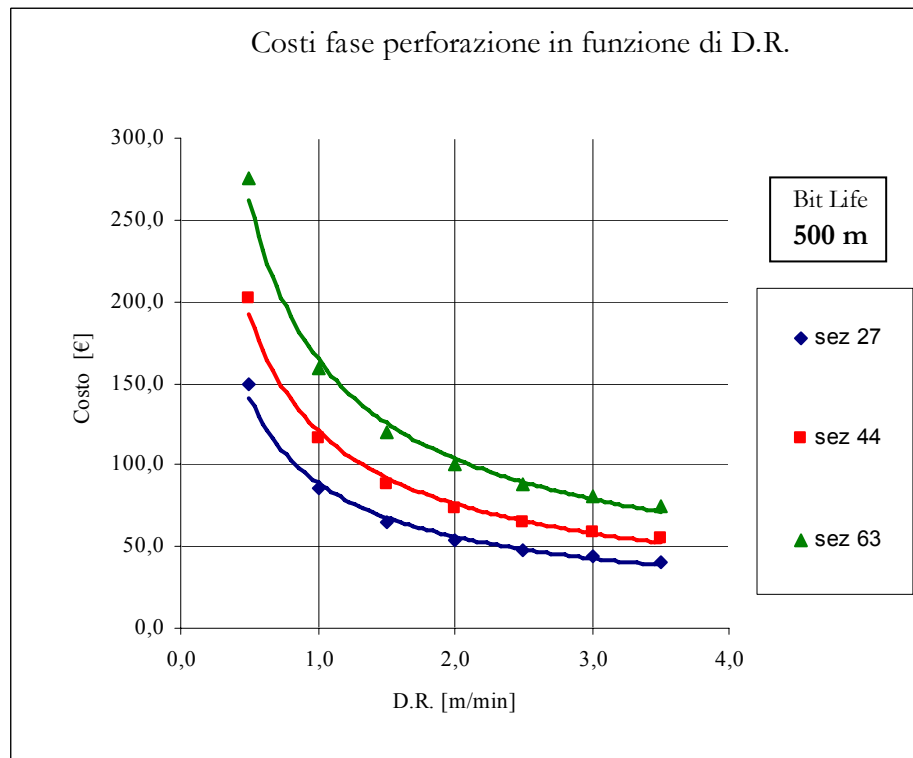
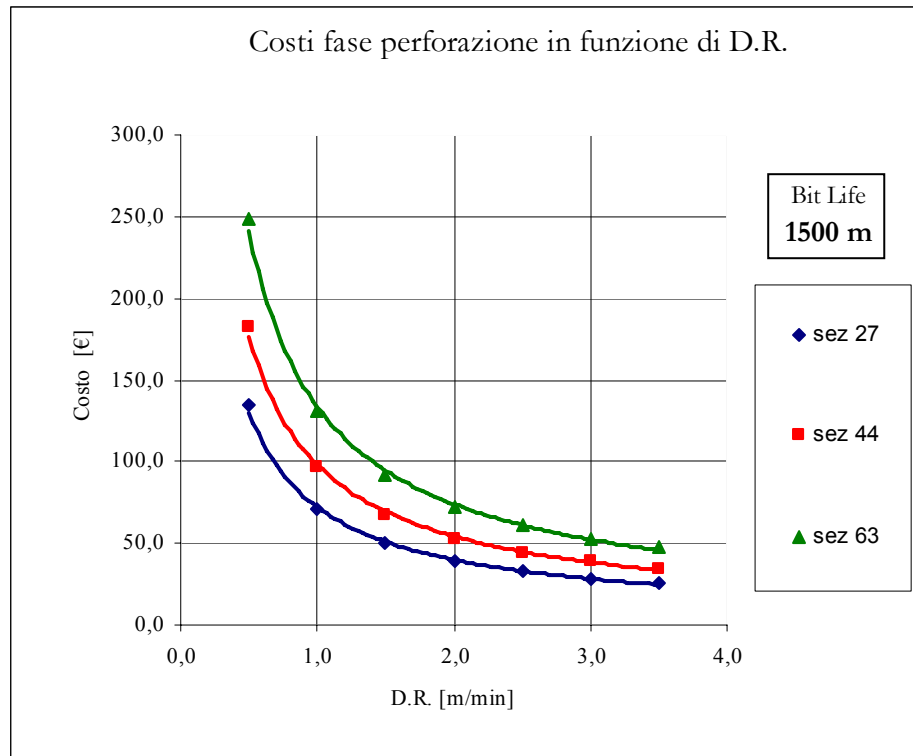
L'andamento dei costi per metro lineare di perforazione è chiaramente decrescente all'aumentare della velocità di penetrazione. La vita media dell'utensile ha una incidenza marcata solo per valori piuttosto bassi (usure elevate).



Questo tipo di andamento si riscontra anche sul costo generale della fase di perforazione, come si può vedere nei grafici seguenti, per i quali è stata assegnata una vita dell'utensile pari a 1500 m e 500 m rispettivamente.

Si può notare come per un valore basso di Bit Life le differenze di comportamento tra le sezioni siano più marcate anche per elevati valori di D.R..

Si rammenta che non vengono computati, per ora, gli ammortamenti delle attrezzature (in questo caso del jumbo).

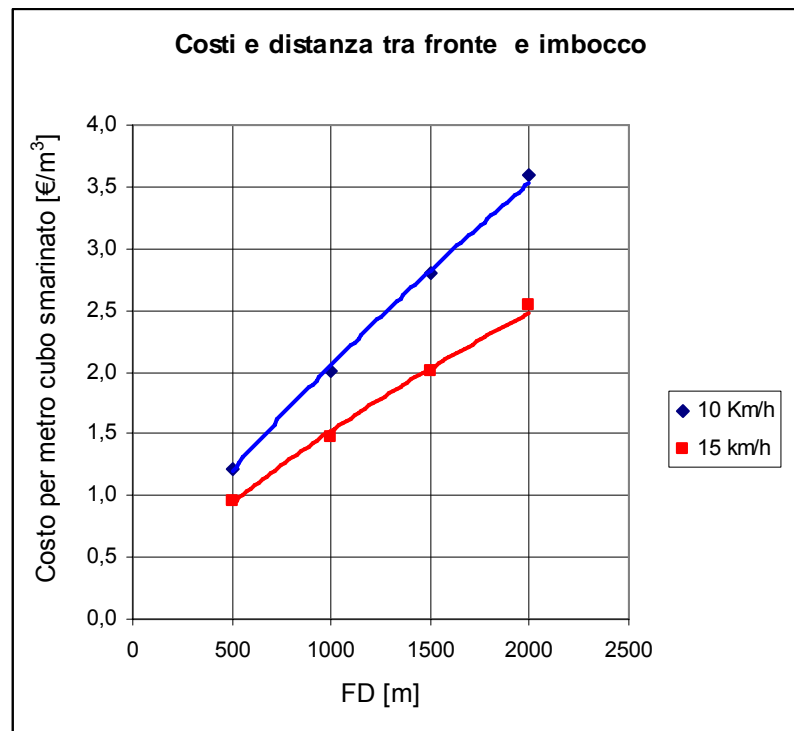


Distanza tra fronte di scavo e imbocco galleria

La distanza tra il fronte del tunnel e il punto di scarico dello smarino è da considerarsi variabile; mano a mano che la galleria procede la distanza chiaramente aumenta e così aumentano i costi di trasporto del materiale smarinato. Non è detto che aumenti la durata della fase, poiché se c'è sempre disponibile un dumper al fronte di scavo la durata medesima è determinata solamente dall'efficienza della LHD, che è indipendente da tale distanza tra fronte e imbocco. E' vero tuttavia che per garantire la piena efficienza della LHD, e quindi non subordinare la durata della fase di smarino alla distanza tra fronte e scavo, si rende necessario un numero sempre crescente di dumper, cosa che determina delle inefficienze, essendo tale numero intero e finito e non l'ottimale calcolabile. Nella migliore delle ipotesi, a parte per quei pochi metri in cui il numero di dumper necessario coincide con quello calcolato, ci si trova sistematicamente ad avere un dumper di troppo o uno in meno. E' impossibile stabilire a priori quale comportamento seguire se non si ha a disposizione un Gantt che inserisca tutte le attrezzature e macchine nella globalità delle operazioni.

Una ulteriore variabile che influenza i costi è la pendenza media della galleria. Essa incide direttamente sulla velocità con cui il dumper arriva al punto in cui può scaricare il materiale.

Si riporta l'andamento dei costi di smarino, in funzione di detta distanza e per due diverse velocità di trasporto dei dumper. Il costo è riportato significativamente per metro cubo (anche in questo caso non si calcola l'ammortamento della macchina).

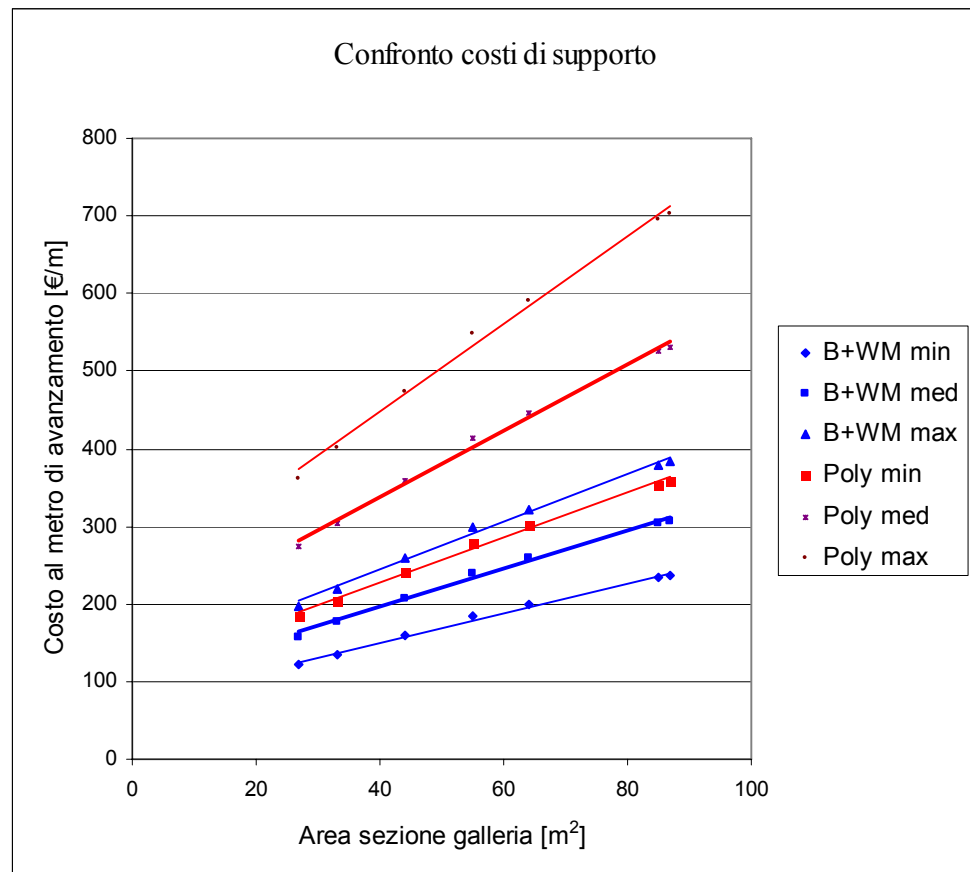


E' da notare come incida la velocità di trasporto (pendenza galleria) sui costi, mano a mano che la distanza aumenta. Con una distanza di 1 km si ha una differenza del 25% tra 10 km/h e 15km/h.

Un altro elemento da tenere fortemente in considerazione è il costo del gasolio. Un aumento del 10% del costo del carburante determina un costo aggiuntivo totale per ogni metro cubo del 7% circa.

Qualità dell'ammasso roccioso

Essa determina, in primis, l'entità degli interventi di supporto del cavo. Per ciò che si è visto sullo studio di Archibald, è di seguito riportato un grafico che sintetizza l'entità dei costi in funzione della entità e tipologia di intervento (bulloni + rete ES o polimeri).



Sezioni considerate per le simulazioni

Le simulazioni del ciclo di avanzamento al fronte vengono effettuate su tre diversi gruppi di sezione. I gruppi sono individuati dal tipo di esplosivo utilizzato nelle mine di produzione, in particolare ANFO, Slurry, Gel. Per ognuno dei gruppi citati si considerano sezioni aventi uno, due o più array di produzione. Inoltre si considerano, per ogni singola tipologia di sezione, due diversi valori dello sfondo pari a 3,4 m e 4,6 m. Tali valori sono stati scelti perché compatibili con i criteri di ottimizzazione dello sfondo visti in precedenza, e perché rappresentativi del valore dello sfondo in condizioni geomeccaniche rispettivamente medie e buone.

La seguente tabella riepiloga le sezioni considerate e i loro parametri principali.

	Nome	Area	Volume Abbattuto	Perforazione totale	Perforazione Specifica	N. di fori
1	1 Array Slurry 3,4	27 m ²	95,5 m ³	166 m	1.74 m/m ³	45 + 2
2	1 Array Slurry 4,6	27 m ²	129 m ³	216 m	1.67 m/m ³	45+2
3	2 Array Slurry 3,4	44 m ²	155,6 m ³	241,2 m	1,55 m/m ³	65+2
4	2 Array Slurry 4,6	44 m ²	210,5 m ³	321 m	1,53 m/m ³	65+2
5	3 Array Slurry 3,4	64 m ²	226 m ³	313,2 m	1,38 m/m ³	85+2
6	3 Array Slurry 4,6	64 m ²	306 m ³	417,6 m	1.36 m/m ³	85+2
7	1 Array Gel 3,4	33 m ²	117 m ³	241 m	1,44 m/m ³	45+2
8	1 Array Gel 4,6	33 m ²	158 m ³	225,6 m	1,43 m/m ³	45+2
9	2 Array Gel 3,4	55 m ²	194,5 m ³	237,6 m	1,22 m/m ³	64+2
10	2 Array Gel 4,6	55 m ²	263 m ³	317 m	1,20 m/m ³	64+2
11	3 Array Gel 3,4	84 m ²	297 m ³	313 m	1,05 m/m ³	85+2
12	3 Array Gel 4,6	84 m ²	402 m ³	418 m	1,04 m/m ³	85+2

Ognuna di queste 12 simulazioni va eseguita considerando un certo numero finito di valori dei “parametri sensibili” sopra indicati, ossia vanno scelti valori rappresentativi di tali parametri per verificare come il ciclo di lavorazione si comporta per ognuna delle sezioni applicate.

Per la qual cosa ognuna delle sezioni viene valutata per:

- DR = 0,5 m/min – 1,5 m/min – 2,5 m/min
- BL = 500 m – 1500 m
- FD = 500 m - 1000 m

Per BL = 500 m sono applicabili solo DR 0,5 – 1,5 m/min

Per BL = 1500 m sono applicabili solo DR 1,5 – 2,5 m/min

Si noti come il valore di DR = 0,5 m/min ha scarso significato reale, essendo esso un valore praticamente mai raggiunto. Lo si considera a livello dimostrativo come limite inferiore. Si utilizza come valore massimo DR = 2,5 m/min - anche se di fatto si registrano frequentemente valori superiori⁵ - perché come visto precedentemente oltre tale valore non risultano esserci significativi decrementi sui tempi di fase.

Di seguito sono riportati i risultati delle simulazioni.

3.6 Analisi delle simulazioni

All'aumentare della sezione aumenta, ovviamente, anche la durata del ciclo di lavoro. Le sezioni che prevedono l'uso di gelatine implicano generalmente cicli più brevi rispetto agli slurry, grazie a una minore incidenza della perforazione. E' sempre da ricordare che l'uso di gelatine in sottosuolo è problematico per via della elevato potere irritabile dei gas si detonazione. Si ricorda che si è considerato l'utilizzo della medesima benna (LHD) indipendentemente dalla sezione.

Il costo per metro lineare è crescente all'aumentare della sezione. La curva ha un asintoto verticale ed è interpolabile con una potenza o un'esponenziale (è convessa).

A parità di sezione, i valori per sfondi di 4,6 m sono più bassi rispetto a quelli per 3,4m. Tale differenza aumenta all'aumentare della sezione.

Il costo per metro cubo diminuisce all'aumentare della sezione. Il differenziale di risparmio è sempre minore all'aumentare della sezione. Dall'analisi dei dati emerge, difatti, che il beneficio che si ottiene da una minore perforazione specifica e dal minore consumo specifico di esplosivo viene mano a mano contrastato dall'aumento del costo dello smarino (al quale si potrebbe ovviare con mezzi più capienti, aumentando però il livello di investimento) e soprattutto dal costo degli interventi di supporto. E' interessante notare come si sovrappongano la curva per sezioni slurry e sfondo pari a 4,6 e sezioni gel con sfondo pari a 3,4. E' come dire che il beneficio dell'utilizzo di un gel invece che uno slurry è lo stesso che si avrebbe portando lo sfondo da 3,4 a 4,6 metri sulla medesima sezione slurry..

Nel complesso si può dire che scavando gallerie all'interno di materiale utile si hanno benefici in termini di costi, ai quali però occorre associare cicli di lavoro via via più gravosi. Il beneficio in termini di costi è via via minore e l'aumento della sezione di scavo richiede livelli di investimento via via maggiori (più manodopera, jumbo a 3 bracci, carroponete, pala gommata al posto di LHD, dumper più capienti). Il maggiore livello di investimenti, inoltre, trova un forte ostacolo – in termini economici e di tempistica – nell'aumento dei costi di supporto. Con ammassi rocciosi aventi caratteristiche via via più scadenti, poi, l'incidenza dei costi di supporto aumenta in modo sostanziale. Ad esso occorre associare la necessità di eseguire sfondi ridotti, che in termini economici, sono più gravosi.

L'utilizzo di sfondi ridotti, ha il vantaggio di comportare tempi di fase più brevi, che meglio si addicono alla organizzazione in relazione alle risorse.

Tempi lunghi di fase implicano una maggiore probabilità di

contemporaneità tra fasi che possono richiedere lo stesso tipo di risorse, con il conseguente aumento delle risorse o rallentamento della esecuzione. Questo è ancora più evidente su lavorazioni non continue (sui 2 turni), perché le interruzioni altro non sono che vincoli aggiuntivi alla elasticità dell'organizzazione.

Le indicazioni di questo tipo di studio sono solo parziali quindi da applicare nell'organizzazione generale del cantiere e nella programmazione lavori (diagrammi di Gantt).

La 1° fase dell'attività è quella dell'esecuzione delle gallerie di pertinenza di un singolo camerone. Generalmente si opera con una galleria di base da cui si esegue l'undercut, più due gallerie di livello. Pertanto perché il camerone possa entrare in produzione è necessario che sia prima stato completato lo scavo delle 3 gallerie di pertinenza.

Si può, in prima analisi, ricondurre lo studio all'avanzamento per turno lavorativo: questo dà una indicazione tecnico-economica sulla bontà dell'organizzazione del cantiere; tuttavia occorre anche riferirsi al giorno solare, per un'analisi finanziaria dell'investimento: lavorare su due o quattro turni comporta una differenza non da poco su quando il camerone può entrare in produzione e cioè quando si possono avere i primi ritorni sull'investimento.

Per la definizione dei cicli lavorativi si utilizzano le durate standard delle fasi così come definite per le simulazioni di massima. Poiché si cerca di portare avanti contemporaneamente 3 fronti di scavo è necessario verificare come i 3 cantieri si influenzino reciprocamente.

Occorre anche **vincolare la volata (o le volate) alla fine del turno** per non dovere interrompere tutte le attività in sotterraneo. Questo vincolo generalmente crea potenziali tempi morti, durante i quali addetti e attrezzature vanno spostati su gallerie diverse rispetto a quella già pronta per la volata. Dovendo quindi tarare gli interventi in un certo lasso di tempo -

ovvero da inizio lavorazione a fine turno – la durata delle fasi può essere calibrata, in particolare laddove questa è proporzionale al numero di addetti. Se, ad esempio, la volata è attesa per la fine turno alle 14, e la perforazione è già eseguita per le 8, forse è opportuno assegnare 2 addetti invece che 4 al caricamento, raddoppiando sì la durata di detta fase e finendo alle 12 invece che alle 10, comunque in tempo per la fine del turno.

Di fatto **le attività sulle quali si può tarare** - entro certi limiti - **la durata, sono quelle che dipendono dal numero di addetti (caricamento) e/o mezzi** (più in generale proporzionali alle risorse), come il n° di dumper (per lo smarino). In tutte le simulazioni che seguono si esclude, di fatto, di potere smarinare più di una galleria alla volta, per problemi di mobilità in sotterraneo.

Per motivi di sicurezza, inoltre si considera di non potere interrompere l'attività di caricamento; l'obbligo di evacuazione del sotterraneo durante le volate imporrebbe pertanto di lasciare incustodito un fronte in parte caricato: va da sé che o si ritarda la volata o si pospone l'inizio del caricamento.

Si considerano le diverse sezioni, nei diversi contesti geomeccanici, su 2 turni (6-14 e 14-22) o tre turni (6-14, 14-22, 22-6). Il “quarto turno” viene valutato come i 3 turni, aggiungendo semplicemente 2 giorni (sabato e domenica) alla produzione. Questo è un po' impreciso, ma conservativo, perché la non interruzione delle lavorazioni il venerdì riduce i vincoli e potenzialmente aumenta la produzione. I costi, che si vedranno in seconda battuta, sono tuttavia diversi (il 4° turno è più costoso). Si considera di avere a disposizione, per ogni camerone, 1 solo jumbo e un solo LHD.

Sezione 27 m² – sfondo 3,4 m (due turni 6-14 e 14-22)

Dall'analisi Gantt del ciclo di lavoro sono emerse le seguenti considerazioni e i seguenti vincoli.

- 1) Lavorando su due turni giornalieri (dalle 6.00 alle 22.00) si ha un avanzamento pari a **3,4 m giornalieri** su ognuna delle 3 gallerie di un camerone
- 2) Le volate si eseguono a fine turno (è possibile realizzarle al cambio delle 14 contemporaneamente)
- 3) La perforazione può essere realizzata durante il 1° turno (con un solo boomer)
- 4) E' possibile evitare del tutto la contemporaneità di fasi uguali su diversi tunnel. Questo consente di ottimizzare le risorse a disposizione
- 5) Il vincolo dello smarino (capacità massima di smarinare di un LHD) e della preparazione del fronte determinano di fatto la produttività del ciclo. Un eventuale boomer in più e più squadre di minatori non aumenterebbero – mantenendo lo stesso orario di lavoro - l'avanzamento giornaliero, ma solo le spese.

Sezione 27 m² – sfondo 3,4 m (tre turni 0-24)

Valgono le seguenti considerazioni:

- 1) Si ha un avanzamento di tre sfondi da 3,4 m in due giorni per ogni tunnel, vale a dire un avanzamento medio di **5,1 metri al giorno**.
- 2) Le volate si eseguono a fine turno (6,14, 22)
- 3) La perforazione è distribuita su tutti i turni
- 4) E' possibile evitare la contemporaneità di fasi uguali su diversi tunnel e limitare la contemporaneità di fasi richiedenti stesse risorse. L'aumento proporzionale di risorse richiesto è limitato (soprattutto personale, non attrezzature).
- 5) Il costo specifico aumenta, data la sovrapposizione – benché limitata – di risorse e l'impiego di un turno notturno, che determina condizioni contrattuali più onerose. In linea puramente indicativa, passando da 2 a 3 turni e cioè aumentando del 50% il tempo di lavoro in un giorno, si ha un avanzamento giornaliero che aumenta del 50% e costi che aumentano più del 50%.

Sezione 27 m² – sfondo 4,6 m (due turni 6-14 e 14-22)

Valgono le seguenti considerazioni

- 1) Si ha un avanzamento di tre sfondi in 3 giorni e mezzo (7 turni) per ogni tunnel, vale a dire un avanzamento medio di **3,95 m al giorno**
- 2) Le volate si eseguono a fine turno
- 3) La perforazione è distribuita su tutti i turni
- 4) E' necessario rendere contemporanea almeno l'attività di preparazione del fronte su più gallerie; ciò significa che è necessario un aumento di risorse
- 5) Rispetto alla sezione con sfondo pari a 3,4 m si ha un guadagno ridotto in termini di avanzamento del fronte (mezzo metro al giorno), ma si si rendono necessari maggiori investimenti;

Sezione 27 m² – sfondo 4,6 m (tre turni 0-24)

Valgono le seguenti considerazioni

- 1) Si ha un avanzamento di tre sfondi in 2 giorni e mezzo (7 turni) per ogni tunnel, vale a dire un avanzamento medio di **5,4 m al giorno**
- 2) Le volate si eseguono a fine turno
- 3) La perforazione è distribuita su tutti i turni
- 4) E' necessario rendere contemporanea almeno l'attività di preparazione del fronte su più gallerie; ciò significa che è necessario un aumento di risorse
- 5) Rispetto alla sezione con sfondo pari a 3,4 m su tre turni si ha un guadagno ridotto in termini di avanzamento del fronte (30 cm al giorno); in generale, l'aumento dello sfondo allunga i tempi di fase (in particolare la preparazione del fronte) determinando interferenze e vincoli con altre lavorazioni.

NB: Sia su 3 turni che su 2 occorrono 7 turni lavorativi per completare tre cicli di lavoro su ognuna delle 3 gallerie di pertinenza di un camerone. Nel caso si lavori su 2 turni però, l'avanzamento giornaliero è di 3,95 m al giorno, mentre sale a 5,4 su tre (o quattro) turni. Se ognuna delle 3 gallerie è lunga 200 metri si delineano i seguenti scenari:

- 2 turni, 5 giorni/settimana: 10 settimane (+ lo slot) per entrare in produzione
- 3 turni, 5 giorni/settimana: 7-8 settimane (+ lo slot) per entrare in produzione
- 3 turni, 7 giorni/settimana: 5-6 settimane (+ lo slot) per entrare in produzione

Sezione 33 m² – sfondo 3,4 m (due turni 6-14 14-22)

Valgono le seguenti considerazioni

- 1) Si ha un avanzamento di tre sfondi in 3 giorni o poco più (quasi 7 turni) per ogni tunnel, vale a dire un avanzamento medio di quasi **3,4 m al giorno**
- 2) Le volate si eseguono a fine turno
- 3) La perforazione è distribuita su tutti i turni
- 4) E' necessario rendere contemporanea almeno l'attività di preparazione del fronte su più gallerie; ciò significa che è necessario un aumento di risorse
- 5) Rispetto alla sezione di area 27 m² con pari sfondo si ha lo stesso avanzamento giornaliero. I costi diretti sono minori, per il fatto che il costo per metro cubo cala con la sezione (in questo caso più di 2 € al metro cubo). Tuttavia in questo caso, rispetto alla sezione di 27 m², si è resa necessaria la contemporaneità di alcune fasi.

Sezione 33 m² – sfondo 3,4 m (3 turni)

Valgono le seguenti considerazioni, del tutto analoghe al caso precedente

- 1) Si ha un avanzamento di tre sfondi in 2 giorni o poco più (poco più di 6 turni) per ogni tunnel, vale a dire un avanzamento medio di quasi **5,1 m al giorno**
- 2) Le volate si eseguono a fine turno
- 3) La perforazione è distribuita su tutti i turni
- 4) E' necessario rendere contemporanea almeno l'attività di preparazione del fronte su più gallerie; ciò significa che è necessario un aumento di risorse
- 5) Rispetto alla sezione di area 27 m² con pari sfondo (su 3 turni) si ha lo stesso avanzamento giornaliero. I costi diretti sono minori, per il fatto che il costo per metro cubo cala con la sezione (in questo caso più di 2 € al metro cubo). Tuttavia in questo caso, rispetto alla sezione di 27 m², si è resa necessaria la contemporaneità di alcune fasi.

Sezione 33 m² – sfondo 4,6 m (due turni 6-14 14-22)

Valgono le seguenti considerazioni

- 1) Si ha un avanzamento di tre sfondi per ogni tunnel in 3 e mezzo medi per ogni tunnel, vale a dire un avanzamento medio di meno di **4 m al giorno**
- 2) Le volate si eseguono a fine turno
- 3) La perforazione è distribuita su tutti i turni
- 4) E' necessario rendere contemporanea almeno l'attività di preparazione del fronte su più gallerie; ciò significa che è necessario un aumento di risorse
- 5) Rispetto alla sezione di area 33 m² con sfondo pari a 3,4 si ha un avanzamento giornaliero poco superiore. I costi diretti sono minori, per il fatto che il costo per metro cubo cala con la sezione (in questo caso più di 2 € al metro cubo).

Sezione 33 m² – sfondo 4,6 m (tre turni 0-24)

Valgono le seguenti considerazioni

- 1) Si ha un avanzamento di tre sfondi per ogni tunnel in 2 giorni o poco più (7 turni per 9 cicli completi), vale a dire un avanzamento medio di circa **6,5 m al giorno**
- 2) Le volate si eseguono a fine turno
- 3) La perforazione è distribuita su tutti i turni
- 4) E' necessario rendere contemporanea almeno l'attività di preparazione del fronte su più gallerie; ciò significa che è necessario un aumento di risorse

Rispetto alla sezione di area 33 m² con sfondo pari a 3,4 su 2 turni, si ha un aumento proporzionale della produzione (giornaliera (a fronte del 50% in più del tempo di lavoro si produce il 60% in più).

Sezione 44 m² – sfondo 3,4 m (due turni 6-14 14-22)

Valgono le seguenti considerazioni

- 1) Si ha un avanzamento di tre sfondi per ogni tunnel in 3 giorni o poco più (7 turni per 9 cicli completi), vale a dire un avanzamento medio di circa **3,2 m al giorno**
- 2) Le volate si eseguono a fine turno
- 3) La perforazione è distribuita su tutti i turni
- 4) E' necessario rendere contemporanea almeno l'attività di preparazione del fronte su più gallerie; ciò significa che è necessario un aumento di risorse

Sezione 44 m² – sfondo 3,4 m (tre turni)

Valgono le seguenti considerazioni

- 1) Si ha un avanzamento di tre sfondi per ogni tunnel in 2 giorni o poco più (7 turni li completi), vale a dire un avanzamento medio di circa **4,5 m al giorno**
- 2) Le volate si eseguono a fine turno
- 3) La perforazione è distribuita su tutti i turni
- 4) E' necessario rendere contemporanea almeno l'attività di preparazione del fronte su più gallerie; ciò significa che è necessario un aumento di risorse

Sezione 44 m² – sfondo 4,6 m (due turni 6-14 14-22)

Valgono le seguenti considerazioni

- 1) Si ha un avanzamento di tre sfondi per ogni tunnel in 4 giorni o poco più (8-9 turni completi), vale a dire un avanzamento medio di circa **3,4 m al giorno**
- 2) Le volate si eseguono a fine turno
- 3) La perforazione è distribuita su tutti i turni

E' necessario rendere contemporanea almeno l'attività di preparazione del fronte su più gallerie; ciò significa che è necessario un aumento di risorse; La durata più lunga delle fasi, in particolare preparazione del fronte e smarino, assieme ai vincoli di chiusura alle 22 creano rallentamenti della produzione ovviabili solo con aumenti decisi delle risorse.

Sezione 44 m² – sfondo 4,6 m (tre turni)

Valgono le seguenti considerazioni

- 4) Si ha un avanzamento di tre sfondi per ogni tunnel in 2,6 giorni o poco più (8 turni li completi), vale a dire un avanzamento medio di circa **5,2 m al giorno**
- 5) Le volate si eseguono a fine turno
- 6) La perforazione è distribuita su tutti i turni

E' necessario rendere contemporanea almeno l'attività di preparazione del fronte su più gallerie; ciò significa che è necessario un aumento di risorse

Sezione 55 m² – sfondo 3,4 m (due turni 6-14 14-22)

Valgono le seguenti considerazioni

- 1) Si ha un avanzamento di tre sfondi per ogni tunnel in 3 giorni e mezzo (più di 7 turni completi), vale a dire un avanzamento medio di circa **2,9 m al giorno**
- 2) Le volate si eseguono a fine turno
- 3) La perforazione è distribuita su tutti i turni

La durata più lunga delle fasi, in particolare preparazione del fronte e smarino, assieme ai vincoli di chiusura alle 22 creano rallentamenti della produzione ovviabili solo con aumenti decisi delle risorse.

Sezione 55 m² – sfondo 3,4 m (tre turni)

Valgono le seguenti considerazioni

- 1) Si ha un avanzamento di tre sfondi per ogni tunnel in poco più di 2 giorni (quasi 7 turni), vale a dire un avanzamento medio di circa **3,9 m al giorno;**
- 2) Le volate si eseguono a fine turno
- 3) La perforazione è distribuita su tutti i turni

Sezione 55 m² – sfondo 4,6 m (due turni 6-14 14-22)

Valgono le seguenti considerazioni

- 1) Si ha un avanzamento di tre sfondi per ogni tunnel in poco più di 4 giorni (quasi 9 turni), vale a dire un avanzamento medio di circa **3,2 m al giorno;**
- 2) Le volate si eseguono a fine turno
- 3) Tutte le fasi sono distribuite su tutti i turni

Sezione 55 m² – sfondo 4,6 m (tre turni)

Valgono le seguenti considerazioni

- 4) Si ha un avanzamento di tre sfondi per ogni tunnel in quasi 3 giorni (quasi 9 turni), vale a dire un avanzamento medio di circa **5,2 m al giorno;**
- 5) Le volate si eseguono a fine turno
- 6) La perforazione è distribuita su tutti i turni

Conclusioni su simulazioni (contesto B)

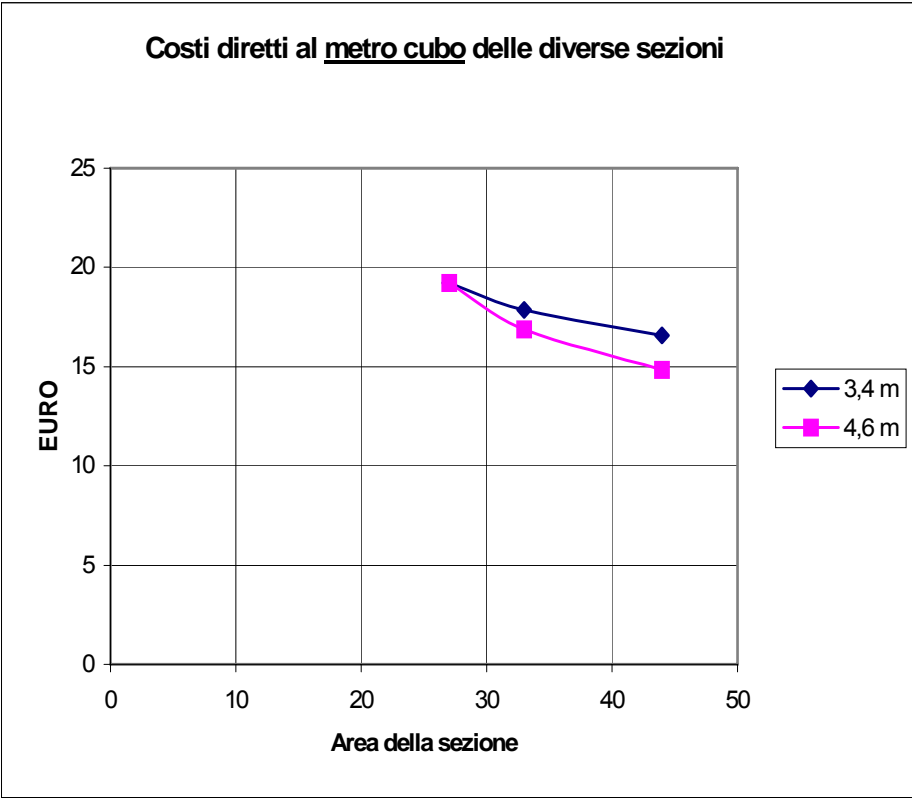
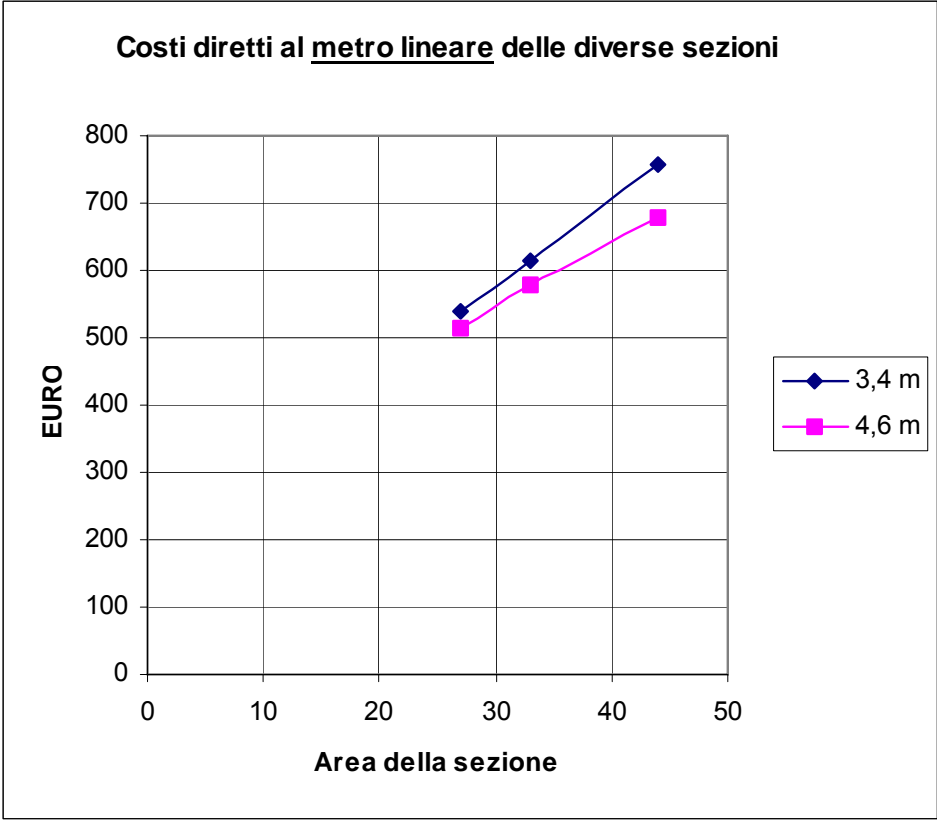
Si evidenziano subito due famiglie di dati, individuate dal numero di turni su cui si organizza la produzione (due turni o a ciclo continuo). Le due famiglie, difatti, non si intersecano, ma rimangono ben distinte.

Questo significa che il possibile aumento di produzione che si ottiene all'aumentare dello sfondo non è comunque confrontabile con l'aumento di un turno giornaliero.

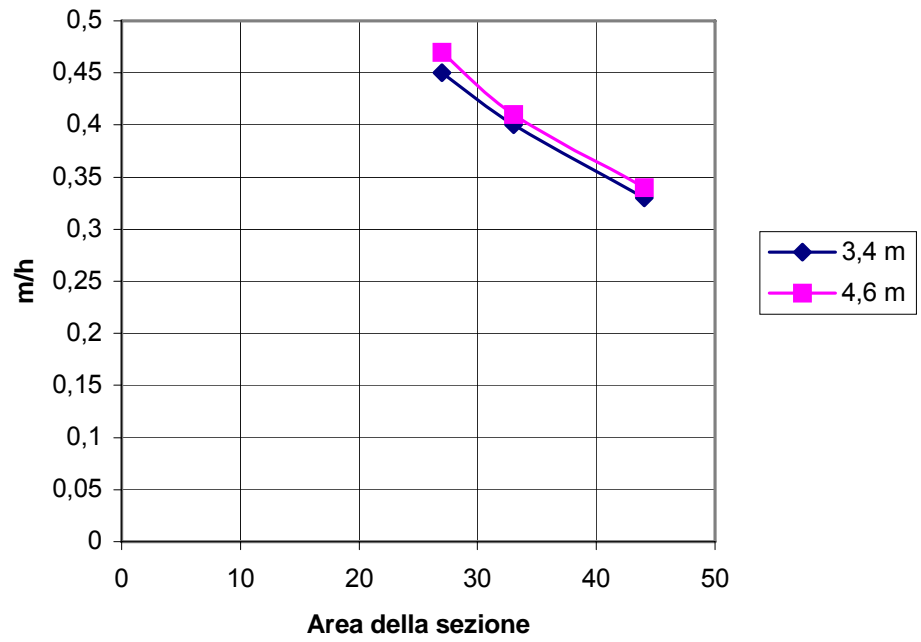
All'aumentare della sezione, la forbice tra la produzione con sfondo 4,6 e 3,4 aumenta in modo sensibile per cicli organizzati su 3 turni, cosa che non accade per cicli organizzati su due turni.

Ciò significa che il beneficio dello sfondo maggiore è apprezzabile sul ciclo continuo, mentre sui due turni è comunque limitato dalla necessità di interrompere le lavorazioni alla fine di ogni giornata.

Significa inoltre che potere conseguire uno sfondo elevato, su una organizzazione di tre turni, è garanzia di buona produzione, mentre fasi più brevi (conseguenti a uno sfondo limitato) consentono una maggiore elasticità sui due turni; significa altresì che se si vuole operare su sezioni grandi è opportuno lavorare su tre turni e con sfondi elevati.



Velocità di avanzamento del fronte di scavo



3.7 Bibliografia

1. Langefors, U., and Kilström, B., 1963, The Modern Technique of Rock Blasting, John Wiley and Sons, Inc., New York and Almqvist & Wiksell, Stockholm
2. Lautmann, Hard Rock Mining Mining Rules of Thumb, www.mcintoshengineering.com
3. HOEK and BROWN. Underground Excavations in Rock. Institute on Mining and Metallurgy, London, England, 1980.
4. Archibald, J.F. 1999. Course Notes Mine 325. Department of Mining Engineering, Queen's University
5. Thuro, K. & Spaun, G., *Introducing the 'destruction work' as a new rock property of toughness referring to drillability in conventional drill and blast tunneling*, offprint from Barla, G. (ed.): Eurock '96. Turin, Italy. Prediction and performance in rock mechanics and rock engineering. Vol. 2. – 1440 S., Rotterdam, Brookfield (Balkema), 707 – 713.

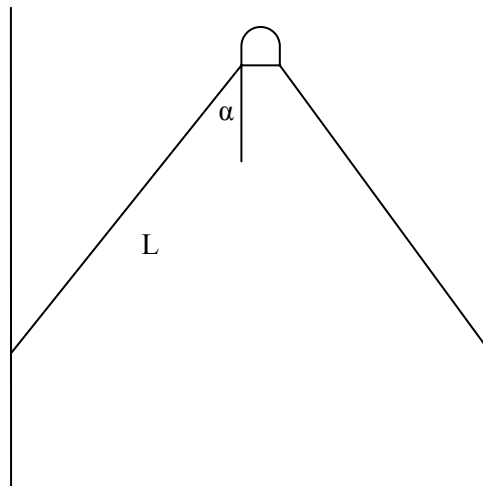
4 2° Macroattività - Produzione

4.1 Camerone di coltivazione: considerazioni geometriche

Si sceglie di adottare un metodo di coltivazione per *sublevel stoping*, cioè lasciando a seguito dell'estrazione di materiale dei camerone sotterranei stabili.

La prima considerazione da fare è quali dimensioni detti camerone debbano avere. Essendo tutto il materiale utile, non c'è una dimensione imposta a priori, ma va determinata in modo arbitrario. In altre parole, ci si chiede quali limiti è necessario porre alla geometria di perforazione.

La dimensione del camerone di coltivazione è determinata dal foro più lungo e dalla sua inclinazione rispetto alla verticale



In particolare si deve determinare:

- angolo massimo rispetto alla verticale
- lunghezza di perforazione massima (L) accettabile in termini di deviazione a fondo foro

Per ciò che riguarda L , essa è determinata dall'attrezzatura di perforazione (in relazione alle caratteristiche dell'ammasso), problemi di stabilità ed eventualmente a limiti non strettamente tecnici, quali vincoli autorizzativi (ad esempio non viene dato il permesso per realizzare cameroni troppo grandi). Si tralasciano, per questa trattazione, questi due ultimi aspetti.

Il criterio guida è quello che impone che l'area interessata dalla produzione relativa a una galleria sia massima. Questo perché la galleria è, nel suo complesso, un costo necessario alla produzione e si rende necessario di fatto recuperare il massimo volume di materiale da valorizzare da una galleria.

Facendo riferimento alla figura e ragionando, per motivi di simmetria, su metà camerone si ha che l'area totale A è funzione dell'angolo α rispetto alla verticale, dato che la lunghezza L è un valore noto (parametro tecnico intrinseco dell'attrezzatura) e della larghezza della galleria di livello (larghezza $2w$), che è un parametro noto.

Si tratta quindi di risolvere l'area, funzione di α :

$$A = L^2 \sin \alpha \cdot \cos \alpha + w \cdot L \cos \alpha$$

Si cerca il massimo di A per $0 \leq \alpha \leq 90^\circ$.

Occorre quindi verificare per quale valore di α si annulla la derivata prima.

Si ha cioè:

$$\frac{dA}{d\alpha} = 0$$

cioè

$$L^2 \cos 2\alpha - wL \sin \alpha = 0$$

$$L^2 (\cos^2 \alpha - \sin^2 \alpha) - wL \sin \alpha = 0$$

$$L^2 (1 - 2 \sin^2 \alpha) - wL \sin \alpha = 0$$

quindi

$$2L^2 \sin^2 \alpha + wL \sin \alpha - L^2 = 0$$

La soluzione reale del polinomio di 2° grado nella variabile $\sin \alpha$ è:

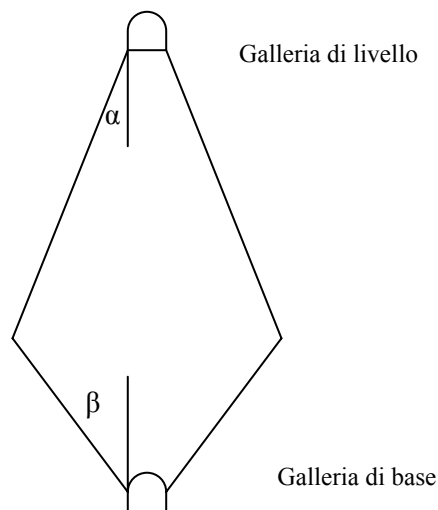
$$\sin \alpha = \frac{-wL + \sqrt{w^2 L^2 + 8L^4}}{4L^2}$$

Per la qual cosa il valore di α (con $0 \leq \alpha \leq 90^\circ$) è dato da:

$$\alpha = \arcsin \frac{-wL + \sqrt{w^2 L^2 + 8L^4}}{4L^2}$$

Fissati L e w , si ha che per tale valore di α l'area di competenza della galleria di livello è massima.

Una volta individuata la geometria dei *downholes*, si rende necessario verificare se è compatibile con il relativo undercut. Esso difatti, oltre a limitazioni sulla lunghezza di perforazione intrinseche dell'attrezzatura, non può avere pareti non sufficientemente ripide, pena la scarsa scorrevolezza del materiale abbattuto e il conseguente intasamento del camerone con perdita di materiale recuperato.

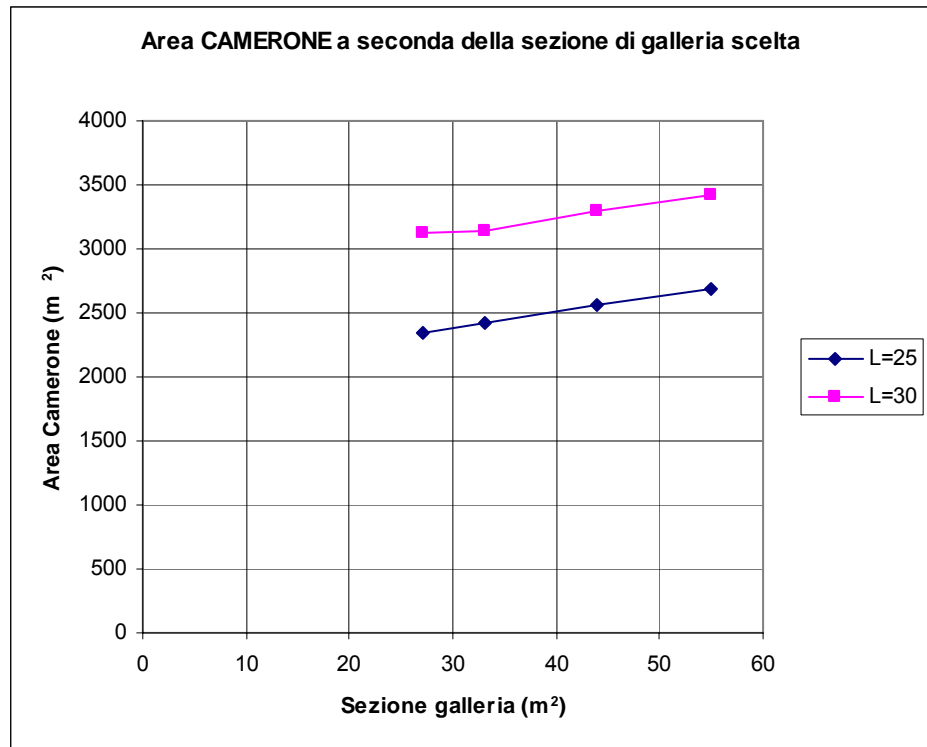


Si sono scelte alcune lunghezze caratteristiche di L , relativamente alla classe di macchina per perforazioni a ventaglio. La lunghezza massima di perforazione, che nell'ultimo decennio si era assestata intorno ai 30 metri circa, ha recentemente visto una impennata fino a 50 metri e più grazie ad attrezzature di ultima generazione, dotate di percussori a fondo foro (ITH – In The Hole). Anche il diametro dell'utensile di perforazione, che per attrezzature tradizionali "top hammer" si attestava a valori massimi di circa 76-80 mm, raggiunge i 120 mm per attrezzature DTH. Evidentemente perforazioni di tale lunghezza comportano scavi e vuoti sotterranei di dimensioni ingenti. Laddove si è ipotizzato di utilizzare attrezzature aventi la capacità di perforare fino a 50 m si è scelto di utilizzare un solo livello di produzione più l'undercut.

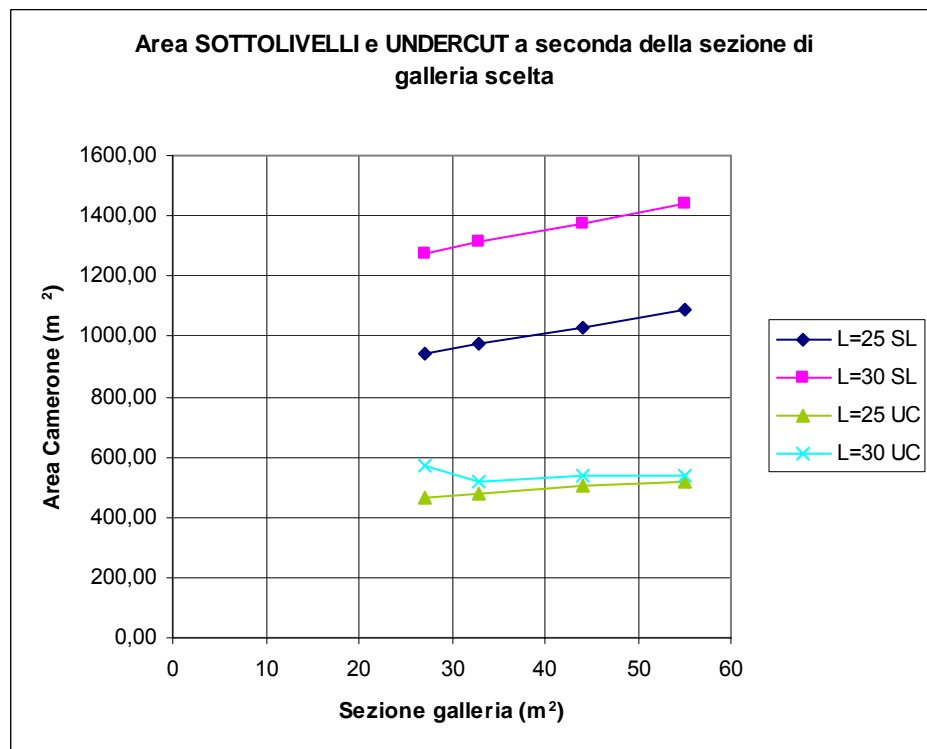
Le simulazioni hanno pertanto rispettato i seguenti criteri:

- $L = 25, 30$ m e due livelli di produzione più undercut
- $L = 45, 50$ m e un livello di produzione più undercut

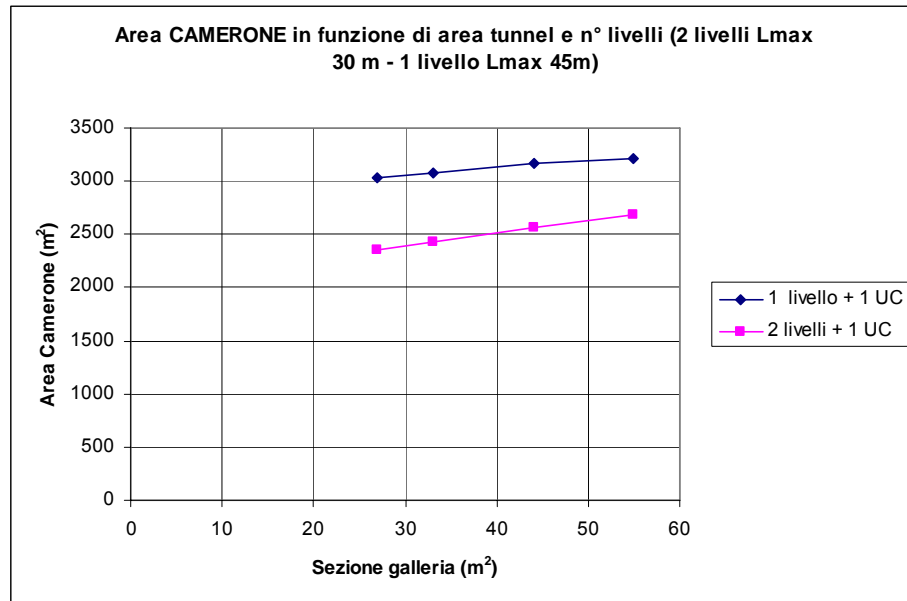
Si riportano di seguito i grafici relativi alle simulazioni geometriche.



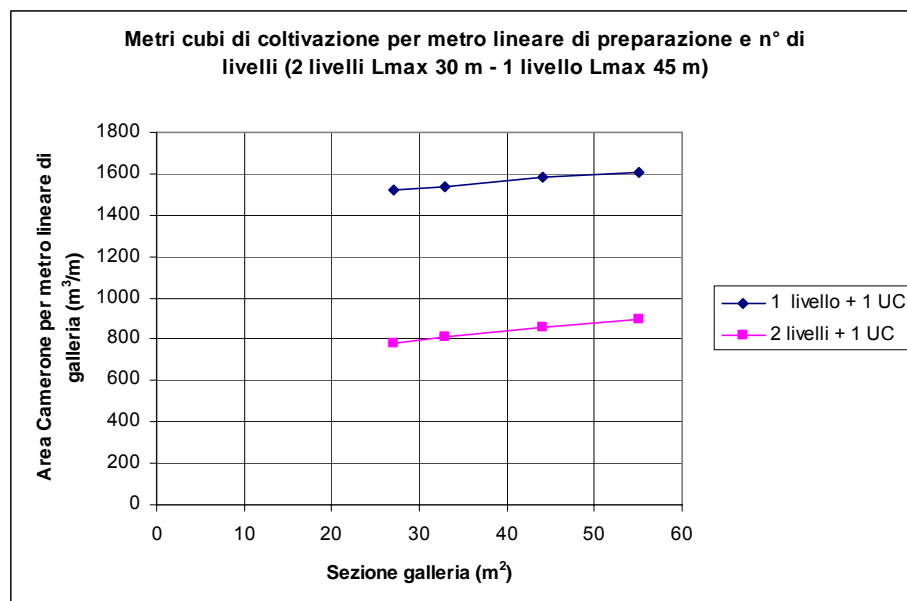
E' interessante notare come a un incremento di soli 5 metri sulla perforazione (pari a circa il 20%) si ottengano aumenti di produzione pari circa al 40%.



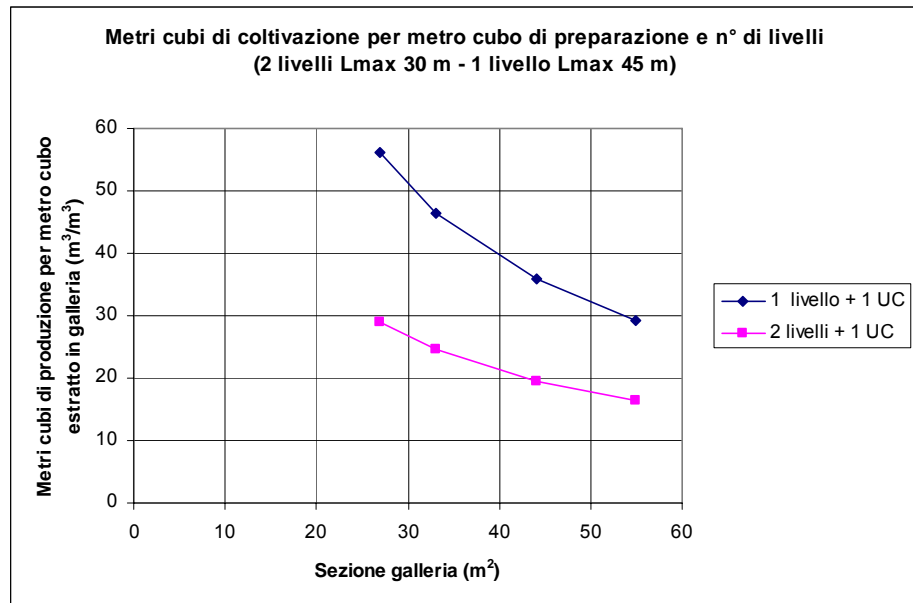
Si noti come l'undercut abbia uno scarso beneficio dall'aumento di L.



In questo caso, con $L = (30, 45)$ si ha una volumetria superiore per il caso a un solo livello



Se si riferisce la produttività alla quantità di preparazioni il vantaggio dell'opzione a un solo livello è praticamente doppio.



Anche in questo caso, riferendosi al metro cubo estratto, il rapporto è circa 2:1.

Geometria dei camerone in funzione delle sezioni applicate e delle lunghezze massime (L_{max}) di perforazione													
27 m ²	$L_{max}= 25,00$	30											
Larghezza tunnel (m)	5,60												
Altezza tunnel (m)	5,40												
Numero livelli	2	2											2
Larghezza camerone (m)	39,81	46,66											48,66
Altezza livelli (m)	23,63	27,28											29,60
Angolo undercut (°)	34,8	35,0											42,3
Altezza undercut (m)	20,53	24,58											22,20
Altezza camerone + UC	67,79	79,13											81,39
Area sottolivelli (m ²)	940,82	1272,63											1440,29
Area undercut (m ²)	466,24	573,40											540,09
Area camerone (m²)	2348	3119											3421
27 m ²	$L_{max}= 50$	45											45
Larghezza tunnel (m)	5,60	5,60											8,30
Altezza tunnel (m)	5,40	5,40											7,40
Numero livelli	1	1											1
Larghezza camerone (m)	57,04	57,04											59,74
Altezza livelli (m)	42,88	36,93											36,93
Angolo undercut (°)	40,0	42,0											42,0
Altezza undercut (m)	30,65	29,74											29,74
Altezza camerone + UC	73,53	66,66											66,66
Area sottolivelli (m ²)	2445,73	2106,22											2205,92
Area undercut (m ²)	959,99	931,32											1011,61
Area camerone (m²)	3406	3038											3218
27 m ²	$L_{max}= 25,00$	30,00											30
Larghezza tunnel (m)	7,50												8,30
Altezza tunnel (m)	6,50												7,40
Numero livelli	2	2											2
Larghezza camerone (m)	41,33	48,10											48,66
Altezza livelli (m)	24,91	28,59											29,60
Angolo undercut (°)	34,3	41,6											42,3
Altezza undercut (m)	20,66	22,44											22,20
Altezza camerone + UC	70,47	79,62											81,39
Area sottolivelli (m ²)	1029,48	1375,09											1440,29
Area undercut (m ²)	504,33	539,67											540,09
Area camerone (m²)	2563	3290											3421
27 m ²	$L_{max}= 50$	45											45
Larghezza tunnel (m)	7,50	7,50											8,30
Altezza tunnel (m)	6,50	6,50											7,40
Numero livelli	1	1											1
Larghezza camerone (m)	58,94	58,94											59,74
Altezza livelli (m)	42,88	36,93											36,93
Angolo undercut (°)	40,0	42,0											42,0
Altezza undercut (m)	30,65	29,74											29,74
Altezza camerone + UC	73,53	66,66											66,66
Area sottolivelli (m ²)	2527,20	2176,38											2205,92
Area undercut (m ²)	1018,22	987,82											1011,61
Area camerone (m²)	3545	3164											3218

Riepilogando emergono i seguenti dati:

Area del camerone in funzione del n° di sottolivelli e del tipo di sezione

Numero sottolivelli	Area sezione				
	27	33	44	55	
1	3038	3071	3164	3218	L= 45
2	2348	2427	2563	2692	L= 25

Metri cubi di coltivazione per metro lineare di galleria

1	1518,773	1535,438	1582,101	1608,765
2	782,6274	809,1535	854,4304	897,3915

Metri cubi di coltivazione per metro cubo di galleria

1	56,25084	46,52842	35,95683	29,25028
2	28,9862	24,5198	19,41887	16,31621

Come si può notare la cubatura complessiva, nel caso si possano conseguire perforazioni elevate, è comparabile o superiore alla soluzione con più livelli. Solo nel caso si utilizzi L = 30 m si hanno cubature lievemente inferiori per l'opzione a un solo livello (L=45).

Ciò che è ancora più interessante notare è come variano i metri cubi prodotti per ogni metro di galleria. Nel caso si adoperi un solo tunnel di livello piuttosto che due, il valore praticamente raddoppia.

4.2 Calcolo delle volate di produzione

4.2.1 Il programma "Volate"

Il programma Volate calcola l'abbattimento sotterraneo tramite la simulazione di un camerone sotterraneo costituito da una galleria di base, dalla quale si sviluppa l'undercut, e da uno o più gallerie di livello.

Per il calcolo della volata sono richiesti i seguenti dati input:

- tipologia della roccia
- tipologia di esplosivo
- diametro di perforazione
- numero livelli
- altezze sottolivelli
- diametro massimo del materiale abbattuto

Viene restituito, come primo risultato, il valore della spalla, calcolato come valore medio tra quello ottenibile con il metodo di Langefors e quello pratico di Berta e quello della spaziatura a fondo foro (si mantiene $E/V=1,25$). Questi valori della spalla vengono comunque riportati assieme al valore medio.

A questo punto, è possibile modificare, a discrezione dell'operatore, il valore della spalla e procedere al calcolo della volata. In questo modo è possibile adattare il calcolo alle esigenze di produzione, in particolare per variare la granulometria dell'abbattuto.

I valori che vengono restituiti, difatti, sono i seguenti

- geometria della perforazione (coordinate, lunghezza e inclinazione di ogni singolo foro)
- lunghezza di caricamento di ogni foro
- quantità di esplosivo
- volume abbattuto
- curva granulometrica del materiale abbattuto

E' pertanto immediato risalire ai dati di perforazione specifica e consumo specifico di esplosivo.

Il calcolo della volata, ottenuta tramite perforazioni a ventaglio, si basa sul metodo di Langefors e quello di Berta per fori paralleli e con considerazioni geometriche e analitiche sulla distribuzione di esplosivo, determina la lunghezza di perforazione. Esso determina, inoltre, una zonazione del volume interessato dall'abbattimento, calcolando per ognuna di queste zone – e integrando sul volume totale – la granulometria dell'abbattuto con il metodo Kuz-Ram.

4.2.2 Simulazione delle volate

Per ognuno degli scenari geometrici ottenuti con il processo di ottimizzazione visti in precedenza, sono state condotte una serie di simulazioni di volata.

In particolare si è agito con il seguente criterio:

1. Scenario geometrico individuato dalla sezione di galleria
2. Due tipi di litologia (calcari e graniti)
3. Due lunghezze massime di perforazione considerate ($L = 25\text{m}$ e $L = 45\text{ m}$); per $L = 25\text{ m}$ si ipotizzano implicitamente 2 livelli di produzione e per $L = 45\text{ m}$ uno solo, più ovviamente l'undercut.
4. Le due classi di lunghezza massima individuano due famiglie ben distinte di attrezzature, rispettivamente le Top Hammer (per $L = 25\text{m}$) e le ITH (per $L = 45\text{ m}$) e i relativi diametri di perforazione sono stati posti pari a 76 mm e 115 mm.
5. Due tipologie di esplosivo diverso, ANFO e SLURRY (si è trascurato il GEL per i noti problemi in sotterraneo circa la respirabilità dei gas di detonazione).
6. Valore della spalla (Langefors, medio, Berta)

Relativamente a questa ultima voce si è scelto il valore medio, dato che nei casi specifici in questione risultavano valori molto vicini per i due metodi.

Pertanto, ogni simulazione di volata viene individuata con la seguente sigla:

Litotipo	Sezione galleria	L_{\max}	Esplosivo	Spalla
CAL	44	25	ANFO	med

Per il caso in esempio, si riportano i dati della volata così come ottenuti dal programma.

CAL44_25ANF0med

Dati Input

Rocce incassanti	calcari
Densità (kg/dm ³)	2,60
Velocità sonica (m/s)	4000,00
Energia di frantumazione (Kj/m ²)	1,47

Dati input	
Diametro perforazione (mm)	76
Rapporto spaziatura/spalla	1,25
Angolo attrito roccia (°)	55
Max dimensione abbattuto (cm)	80

Esplosivo	anfo77
Densità (kg/dm ³)	1,10
Velocità di detonazione (m/s)	2600,00
Energia specifica (Mj/kg)	3,11
sNGL	70

Parametri geometrici della Volata	
Spalla (m)	3,82
Spaziatura (m)	4,78
Larghezza camera (m)	41,33
Altezza camera (m)	81,82
Altezza undercut (m)	32,
Numero sottolivelli	2
Altezza sottolivelli (m)	24,91
Spessore soletta (m)	1,91

Dati output

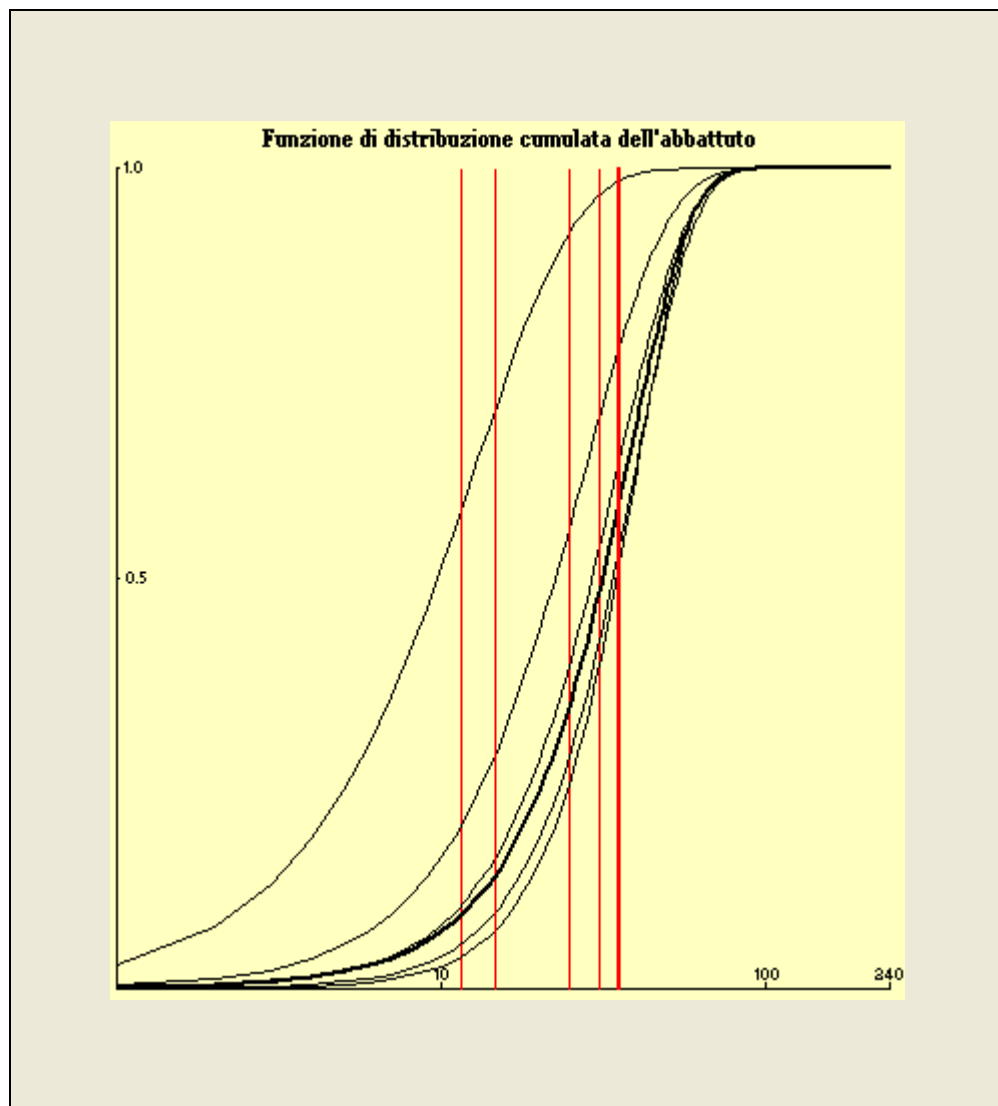
Lunghezza totale caricata per sottolivello (m)	295,23
--	--------

Fori di fondo	X0	Y0	X1	Y1	Lunghezza
1	-2,50	4,98	-20,67	23,00	25,59
2	-10,42	15,79	-16,07	23,00	9,16
3	-3,15	8,12	-11,48	23,00	17,05
4	-3,69	13,49	-6,89	23,00	10,03
5	-,28	5,00	-2,30	23,00	18,11
6	,28	5,00	2,30	23,00	18,11
7	3,69	13,49	6,89	23,00	10,03
8	3,15	8,12	11,48	23,00	17,05
9	10,42	15,79	16,07	23,00	9,16
10	2,50	4,98	20,67	23,00	25,59
Totale					159,89

Lunghezza totale caricata (m)	590,47
-------------------------------	--------

Fori laterali	X0	Y0	X1	Y1	Lunghezza
1	-9,30	8,70	-20,67	16,27	13,66
2	-2,50	3,47	-20,67	10,53	19,49
3	-5,95	3,34	-20,67	5,40	14,86
4	-6,51	1,89	-20,67	,58	14,22
5	-2,50	1,69	-7,69	,00	5,45
6	9,30	8,70	20,67	16,27	13,66
7	2,50	3,47	20,67	10,53	19,49
8	5,95	3,34	20,67	5,40	14,86
9	6,51	1,89	20,67	,58	14,22
10	2,50	1,69	7,69	,00	5,45
Totale					135,34

Viene inoltre riportata la funzione di distribuzione dell'abbattuto



Infine vengono riepilogati i dati di consuntivo sia per l'undercut che per i livelli di produzione.

UNDERCUT

CAL44_25ANFOmed

Larghezza tunnel		7,50
Larghezza camerone		40,33
Altezza		20,66
Area Undercut		494,08
Spalla		3,52
Distanza fondo calcolata		4,4
N° fori		10,00
Distanza fondo foro utilizzata		4,03
Perforazione specifica	0,101	m/m ³
Consumo esplosivo	0,33	kg/m ³

LIVELLO Spalla:	3,82	m
Area	925,54	m ²
Volume	3537,84	m ³
Perforazione	379,08	m
Esplosivo	1473,25	kg
Lunghezza caricata	273,35	m
Perforazione specifica	0,107	m/m ³
Consumo specifico esplosivo	0,42	kg/m ³

Area TOTALE calcolo 2345
Area TOTALE TEORICA 2058,96
 NB Per Simulazioni Gantt mantenere Perf. Spec. E
 Consumo specifico e riportarli su Area teorica perché il
 programma di calcolo non tiene conto della larghezza
 del
 tunnel di livello

Esempio: per ogni livello

PS 0,107 *PF* 0,42

Area Teorica Livello (m ²)	1015	
Perforazione totale = ATL*Spalla*PF		415
Esplosivo =PF*ATL*Spalla		1615

Si riporta di seguito il riepilogo delle simulazioni, con i dati sensibili della
 produzione.

Camerone a 2 livelli + undercut											
<i>Perforazione.</i>											
<i>livello (downholes) 76mm; undercut (upholes) 70mm</i>											
Sezione Tipo	Area (m ²)	L _{max} = 25	ANFO	Perforazione: totale per anello [m]		Specifica [m/m ³]		Consumo Esplosivo: totale per anello [kg]		Specifico [kg/m ³]	
				Livello	Undercut	Livello	Undercut	Livello	Undercut	Livello	Undercut
Calcairi - spalla downholes 3,82m - spalla upholes 3,52 m											
27	2348			361	168	0,101	0,102	1390	541	0,39	0,33
33	2427			385	175	0,103	0,104	1520	568	0,41	0,34
44	2563			415	176	0,107	0,101	1615	573	0,42	0,33
55	2692			437	196	0,105	0,107	1702	577	0,41	0,32
ANFO											
27	2348			400	174	0,115	0,110	1557	573	0,45	0,36
33	2427			-	-	-	-	-	-	-	-
44	2563			424	194	0,111	0,110	1661	579	0,44	0,33
55	2692			440	197	0,109	0,111	1728	587	0,43	0,33
SLURRY											
Calcairi - spalla downholes: 4,56 m; spalla upholes 4,20 m											
27	2348			-	-	-	-	-	-	-	-
33	2427			-	-	-	-	-	-	-	-
44	2563			332	158	0,072	0,076	1625	594	0,35	0,29
55	2692			349	159	0,070	0,077	1715	603	0,35	0,29
SLURRY											
Graniti - spalla downholes: 4,48 m; spalla upholes 4,13 m											
27	2348			-	-	-	-	-	-	-	-
33	2427			-	-	-	-	-	-	-	-
44	2563			338	141	0,073	0,091	1659	720	0,36	0,33
55	2692			351	160	0,072	0,09	1730	609	0,36	0,34
Camerone a 1 livello + undercut											
<i>Downholes 115mm; upholes 102mm</i>											
SLURRY											
27	3038			-	-	-	-	-	-	-	-
33	3071			498	245	0,035	0,043	5454	1881	0,38	0,33
44	3164			538	247	0,041	0,042	5555	1916	0,42	0,32
55	3218			-	-	-	-	-	-	-	-
SLURRY											
Calcairi - spalla downholes: ; spalla upholes											
27	3038			-	-	-	-	-	-	-	-
33	3071			-	-	-	-	-	-	-	-
44	3164			-	-	-	-	-	-	-	-
55	3218			-	-	-	-	-	-	-	-

La prima considerazione che si può fare è come a parità di condizioni sia preferibile utilizzare un esplosivo di tipo Slurry piuttosto che un ANFO. Per quanto il primo sia più costoso, con consumi specifici molto vicini a quelli dell'ANFO si ha un evidente beneficio sulla perforazione necessaria, che grazie al maggiore strength dello slurry cala sensibilmente.

Lo slurry ha inoltre il pregio di non essere sensibile all'umidità come l'ANFO, cosa che può compromettere la detonazione di quest'ultimo, a maggior ragione per perforazioni così lunghe.

Rispetto ai calcari, come era lecito attendersi, il granito presenta consumi maggiori anche se in misura molto contenuta.

E' importante notare come all'aumentare della sezione (e quindi della tipologia di camerone), i valori di consumo specifico di esplosivo si mantengono pressoché costanti, mentre migliorano quelli relativi alla perforazione specifica.

Relativamente all'esplosivo, questo è vero anche se si considera il caso a un solo livello, con perforazioni downholes fino a 45 metri. Migliora nettamente il valore di perforazione specifica ma va detto che per perforazioni di 25 m sono sufficienti fori di diametro pari a 76 mm mentre per fori di 45 m si utilizza un diametro di 115 mm, assai più oneroso. Essa è tuttavia una conferma, se ancora ce ne fosse stato bisogno, di come il parametro guida è sempre la distribuzione dell'esplosivo all'interno dell'ammasso.

Per ciò che riguarda la valutazione dei costi di perforazione le equazioni sono le stesse utilizzate nel caso dell'avanzamento in galleria, alle quali applicare valori caratteristici di questo tipo di attrezzatura.

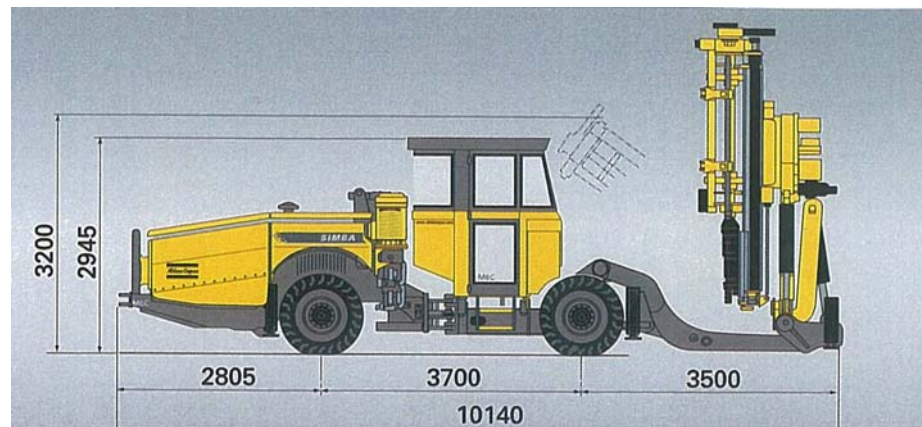
Organizzazione del lavoro – parametri influenti

Come si può immediatamente riscontrare nei dati ottenuti dalle simulazioni di volata, il valore rilevante di lunghezza di **perforazione** incide considerevolmente sulla durata del ciclo di lavoro ed è il parametro che condiziona la durata delle altre fasi.

Difatti, la durata della fase di caricamento è proporzionale alla lunghezza caricata, ed è un valore calcolato. Esso, sì, varia con il variare della litologia ma non in misura particolarmente rilevante.

La durata della fase di smarino dipende dal volume abbattuto per ogni ciclo di lavorazione. Essa ha un valore minimo che è quello determinato dal numero di cicli necessari dalla LHD, supponendo cioè che ci sia sempre un dumper disponibile per il carico e non ci siano tempi morti. A sua volta, il numero di dumper è scelto in base alla produttività attesa della LHD e la *output rate* richiesta in prima battuta dal processo di valorizzazione e più in generale dal punto di vista commerciale.

La fase di perforazione, pertanto, scandisce i tempi delle successive. E' sicuramente vero, pertanto, che laddove le fasi di caricamento e smarino hanno durate ottimali, sta alla fase di perforazione dare i risultati richiesti.



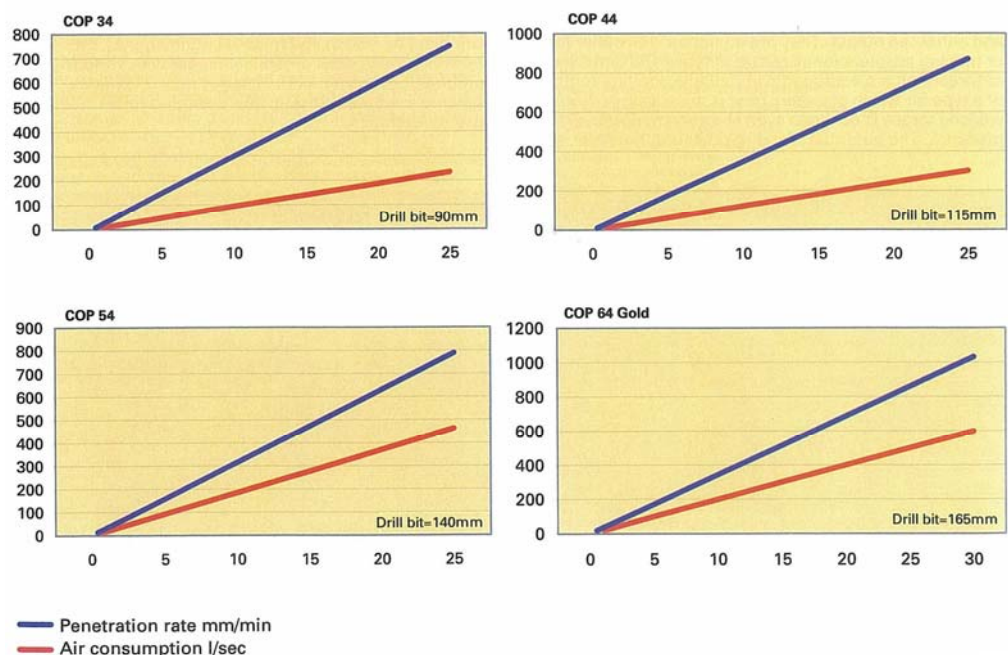
Macchina per perforatrici a ventaglio (Simba)

Essa tuttavia, dipende non solo da scelte organizzative ma anche e fortemente dalla litologia in sito. La velocità di penetrazione dell'utensile, come già visto nel caso della perforazione per l'avanzamento in galleria, è correlabile con grandezze e parametri litologici. In questi ultimi anni,

tuttavia, la messa a punto di attrezzature di perforazione con motore a fondo foro (ITH – *In The Hole*) ha in parte sciolto questa stretta correlazione tra velocità di penetrazione e litologia. Ciò che è in prima battuta strettamente correlabile alla velocità di penetrazione è la pressione di esercizio del martello di perforazione. E' da mettere in evidenza come perforatrici più potenti (e diametri di perforazione maggiori) richiedano un deciso incremento del consumo di aria.

Secoroc ITH-hammer specifications				
Hammer	COP 34	COP 44	COP 54	COP 64 Gold
Length excl. thread, mm (in)	954 (37,6)	958 (37,7)	1069 (42,1)	1163 (45,8)
External diameter, mm (in)	83,5 (3,3)	98 (3,9)	120 (4,7)	142 (5,6)
External diameter HD, mm (in)	-	-	126 (4,9)	146 (5,8)
Hammer weight, kg (lbs)	27 (60)	38 (84)	57 (126)	96 (212)
Hammer weight HD, kg (lbs)	-	-	67 (148)	109 (241)
Recommended bit size, mm (in)	92-105 (3,6-4,1)	110-125 (4,3-4,9)	134-152 (5,3-6,0)	156-178 (6,1-7,0)
Recommended bit HD size, mm (in)	-	-	140-152 (5,5-6,0)	165-178 (6,5-7,0)
Bit shank	COP 34	IR 340	IR 350	IR QL60
Piston diameter, mm (in)	68 (2,7)	78 (3,1)	100 (3,9)	120 (4,7)
Piston weight, kg (lbs)	4,8 (10,7)	7,1 (16,0)	12,5 (28,0)	20,5 (45,0)
Top sub thread	2 ³ / ₈ " API Reg	2 ³ / ₈ " API Reg	2 ³ / ₈ " API Reg 3 ¹ / ₂ " API Reg	3 ¹ / ₂ " API Reg 3 ¹ / ₂ " API IF
Wrench flat, mm (in)	65 (2,6)	65 (2,6)	65 (2,6) 95 (3,7) 102 (4,0)	102 (4,0)
Feed force, kN (normal)	3-12 (6)	5-15 (10)	6-17 (12)	7-20 (14)
Working pressure, bar (psi)	6-25 (87-360)	6-25 (87-360)	6-25 (87-360)	12-30 (174-430)
Rotation speed, r/min	30-90	25-80	20-70	25-60

Caratteristiche tecniche di diverse perforatrici

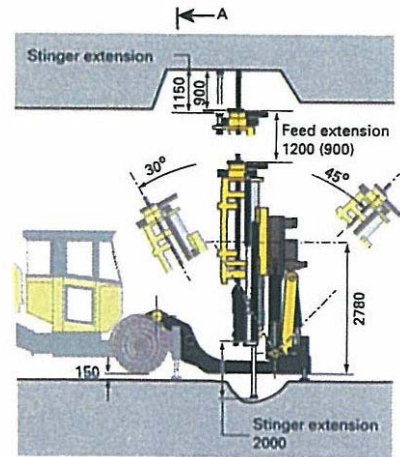
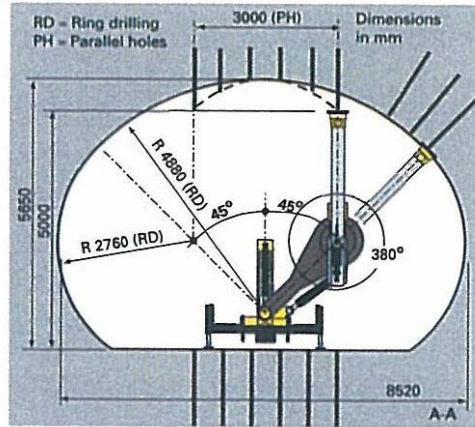


In generale, in fase di pianificazione, è lecito attendersi velocità di penetrazione comprese tra 0,5 m/min e 0,8 m/min; produzioni di 1 m/min o superiori si possono riscontrare con sempre maggiore frequenza, in particolare in rocce calcaree.

La complessità delle informazioni necessarie per l'ottimizzazione di un'attrezzatura di perforazione necessita di software dedicati. I produttori delle attrezzature generalmente forniscono questo tipo di servizio in corso d'opera; è il caso di menzionare il software Diarot dell'Atlas Copco, che raccoglie dati di cantiere (in particolare pressione di percussione, velocità di rotazione, velocità di penetrazione e consumo dell'utensile) e li elabora mandando informazioni al cantiere sui parametri da "aggiustare"; con una serie di cicli iterativi di feed-back si ottengono notevoli miglioramenti in corso d'opera. E' lecito attendersi, seppur con un certo margine cautelativo, questi miglioramenti anche in fase preliminare di programmazione.

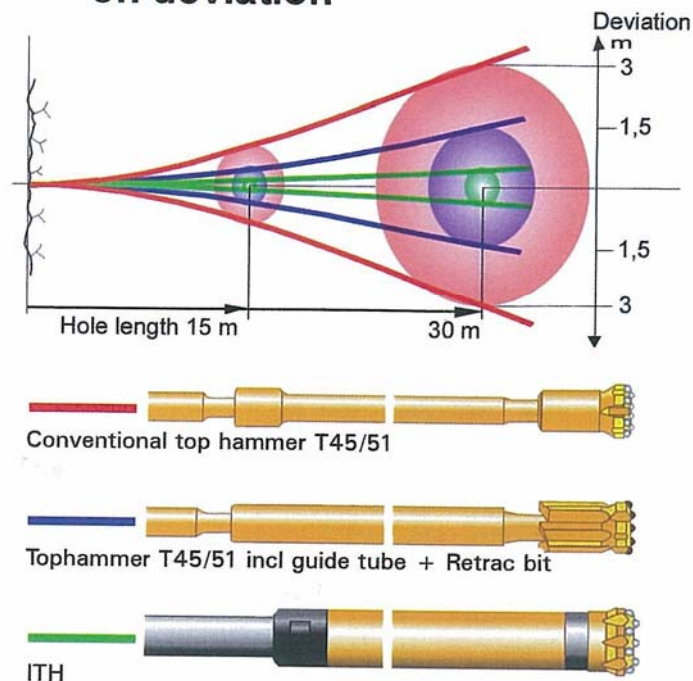
Va detto che le attuali attrezzature per la perforazione a ventaglio hanno un sempre minore bisogno di manodopera, potendo esse essere operate a distanza. L'elevato grado di automazione e controllo elettronico permette all'operatore di seguire più macchine contemporaneamente. Inoltre, la disponibilità dell'attrezzatura, ossia la capacità di minimizzare i tempi di manutenzione, è prossima al 95% e se opportunamente inserita nei cicli lavorativi può essere assunta prossima al 100%.

Una ulteriore considerazione va fatta sulla capacità delle perforatrici a ventaglio di potere operare a 360° e quindi rendere disponibile alla produzione il volume di ammasso che si trova *sopra* la galleria di livello.



La perforazione verso l'alto di solito ha qualche problema di accuratezza, in parte dovuta alla flessione delle aste sotto l'azione del peso proprio. Minore è la lunghezza minore è il problema. E' tuttavia vero che con i dispositivi ITH questo problema è ormai sorpassato e che anzi la perforazione verso l'alto può giovare di una evacuazione dei detriti dal foro (flushing) facilitata dalla gravità, mentre verso il basso si rende necessaria una circolazione di fluidi elevata.

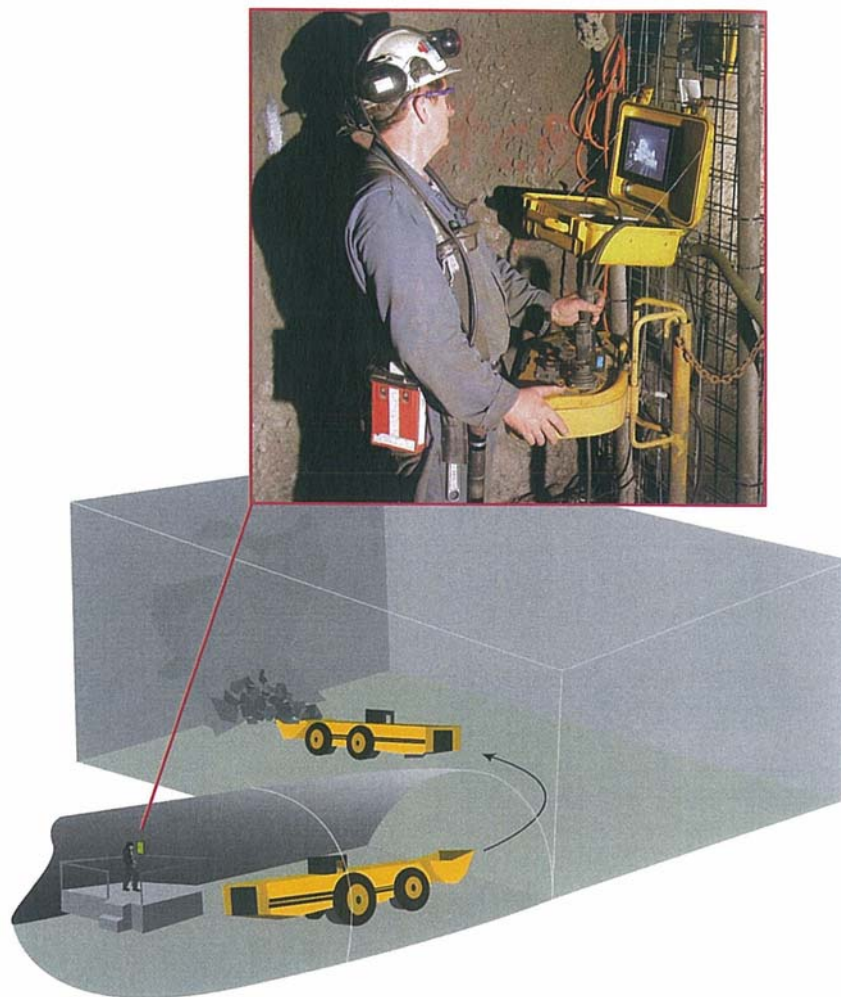
Drilling methods influence on deviation



In sotterraneo, inoltre, è sempre necessario utilizzare acqua per abbattere le polveri. Pertanto, oltre all'attrezzatura di perforazione, è anche necessario portare al cantiere acqua, aria compressa ed energia elettrica. Ci sono attrezzature alimentate solamente a motore diesel, ma hanno ad oggi performance inferiori rispetto a quelle che si stanno considerando per questo studio.

Il reale problema con le perforazioni verso l'alto rimane, a questo punto, quello del **caricamento** di esplosivo. Con un dispositivo pneumatico di caricamento, ampiamente usato in tutto il mondo, si ottengono ottimi risultati.. Esso tuttavia è proibito in Italia, fatta eccezione per le Regioni a Statuto Speciale. Rimane il caricamento manuale che è particolarmente faticoso, soprattutto per perforazioni molto lunghe che, sia per la stessa lunghezza che per il maggiore diametro, richiedono cariche di esplosivo più grandi, e quindi più pesanti.

Per ciò che riguardalo **smarino**, si deve tenere presente che la macchina LHD accede al vuoto creato con la coltivazione, che è di per sé potenzialmente instabile e presenta possibili rilasci di materiale. Non è pertanto accessibile dall'operatore, che dovrà utilizzare un comando remoto. Con operatori sufficientemente preparati non si ha una significativa perdita di produttività, in particolare se questi è sufficientemente vicino al materiale da recuperare per vedere a occhio nudo sia la bennata che la manovra della macchina. Viceversa si è verificato più volte che se l'operazione remota avviene con il solo ausilio di un set di telecamere (l'operatore è in una cabina di controllo) si verificano sia un aumento del tempo di durata del ciclo che una diminuzione di recupero di materiale per ogni bennata. E' lecito cautelarsi attendendosi una diminuzione della produttività nell'ordine del 20%.





Dumper Atlas Copco MT5000 all'imbocco della miniera Pillara – Western Metals Lennard Shelf Operations – Western Australia

5 Relazione e dipendenze tra macroattività

5.1 Simulazione di processo di scelte per un progetto

Una volta determinato un insieme di possibili scenari per ciascuna macroattività, si intende ora rappresentare le relazioni di mutua influenza che tra esse sussistono e in base ad esse quali criteri si adottano per operare scelte organizzative.

Si supponga, ad esempio, di trovarsi in un contesto per cui è richiesta la produzione di un quantitativo di calcare pari a 50.000 m³ per 15 anni. Esso può rappresentare la prosecuzione in sotterraneo di una cava a cielo aperto esistente.

Per semplicità si supponga di diminuire il numero di variabili in gioco, imponendo che condizioni sociali locali (ad esempio la vicinanza del sito estrattivo a un abitato) richiedano di organizzare il lavoro su un massimo di due turni giornalieri esclusi i week-end.

Si sceglie di impostare la produzione sotterranea per cameroni coltivati per sublevel stoping.

Tralasciando, per i nostri scopi, tutte le lavorazioni di inizio cantiere, il primo problema con cui ci si confronta è la scelta della sezione di applicazione.

Scelta della sezione di galleria

Scopo

Realizzazione, in prima battuta, di due o tre gallerie di opportuna lunghezza, per la realizzazione di un camerone.

Vincoli

1. Da verifiche geologiche e geomeccaniche si è stabilito che è possibile realizzare cameroni di lunghezza fino a 80 metri.

2. Necessario estrarre 50.000 m^3 all'anno per 15 anni per un totale di 750.000 m^3
3. La giacitura della stratificazione, inoltre, sconsiglia perforazioni molto lunghe. Ci si attesta pertanto, per le perforazioni di produzione, a lunghezze di 25 m.
4. Per motivi sempre riconducibili alla giacitura dell'ammasso, anche la perforazione per avanzamento in galleria non è particolarmente precisa oltre i 4 m

Scelte

1. Per il sussistere dei vincoli n° 1 e 2 è necessaria la realizzazione di 4 cameroni
2. Per il sussistere del vincolo 3 è necessario predisporre 3 gallerie di preparazione per ogni camerone
3. Per il sussistere del vincolo 4 si sceglie di realizzare sfondi di 3,4 m.

Da notare come certe condizioni, imposte su un parametri sensibili della produzione, influenzano l'attività di preparazione.

A questo punto è necessario verificare entro quanto tempo si ritiene opportuno entrare in produzione, e cioè qual è il livello di esposizione finanziaria che si intende avere nelle fasi iniziali.

Utilizzando una sezione di 55 m^2 , organizzata su due turni, ho un avanzamento giornaliero atteso pari a 2,9 m al giorno per ognuno dei tre fronti di scavo (si veda il capitolo 3, anche in relazione al contesto geologico). Tale valore aumenta a 3,2 m/giorno per una sezione di 44 m^2 e 3,4 m/giorno per una sezione di 33 m^2 .

Si sceglie di entrare in produzione il prima possibile, vista anche l'organizzazione imposta su due turni, alla quale meglio si adatta una sezione piccola con cicli di lavorazione brevi.

Pertanto si adotta una sezione di 33 m^2 .

Scelta del camerone di produzione

Operata questa scelta, e viste le scelte forzate dai vincoli (la n° 1 e la n° 2 viste sopra) ci si ritrova con il seguente scenario (vedere capitolo 4):

CAMERONE di COLTIVAZIONE con 2 livelli + undercut

Area del Camerone: 2427 m² circa

Altezza del camerone: 69,1 m

Lunghezza camerone: 80 m

Volume estratto dal camerone: 194.000 m³

Larghezza del camerone: 40,2 m

Altezza dell'undercut: 20,53 m

Altezza livelli: 24,29 m

Il tempo di preparazione del primo camerone è da considerarsi come segue:

Tunnel di accesso (33 m², 50 m e avanzamento giornaliero 6,5 m): 10 giorni lavorativi

Gallerie di preparazione: 24 giorni lavorativi

Esecuzione slot (5 metri di spessore): 5 giorni lavorativi

Totale: 39 giorni lavorativi, vale a dire circa 2 mesi.

Costi attesi.

Per le gallerie:

80 metri per 3 gallerie: 240 metri

50 metri per 1 galleria

Costo per metro lineare: 575 €

Totale costi: 166750 €

Per lo slot:

12150 m³ circa @ 16 €/m³ (valore ottenuto da ricerche di mercato)

Totale costi: 194.000 €

Metri cubi prodotti:

Gallerie

$$290 * 33 = 9570 \text{ m}^3$$

$$\text{Quantità valorizzabile (70\%)} = 6700 \text{ m}^3$$

Slot

$$12150 \text{ m}^3; \text{ recupero } 90\% = 10935 \text{ m}^3$$

Totale metri cubi prodotti **17635 m³**

Costi di valorizzazione: 1,6 €/m³ per un totale di 28.216

Prezzo di vendita: 18 €/m³

Costo delle preparazioni: 166.750 + 194.000 + 28.200 = 389.000 € circa

Ricavo dal materiale valorizzato: 317.000 € circa

Totale netto costo preparazione 1° camerone: 142.000 €

Si supponga inoltre che, visti i dati di consumo specifico dell'esplosivo e di perforazione specifica, la produzione di ogni camerone avvenga con un costo di circa 9,5 €/m³ (dato compatibile con ricerche di mercato) e la valorizzazione sia pari a circa 0,6 €/m³.

A fronte di un prezzo medio di vendita di 18 €/m³ il margine operativo è circa di 7,9 €/m³ per ogni camerone.

Il volume che resta da estrarre, dopo lo slot, è pari a $2427 * 75 = 182.000 \text{ m}^3$

Che con un margine operativo di circa 7,9 €/m³ dà un **margine attivo sul singolo camerone pari a circa 1.438.000 €**

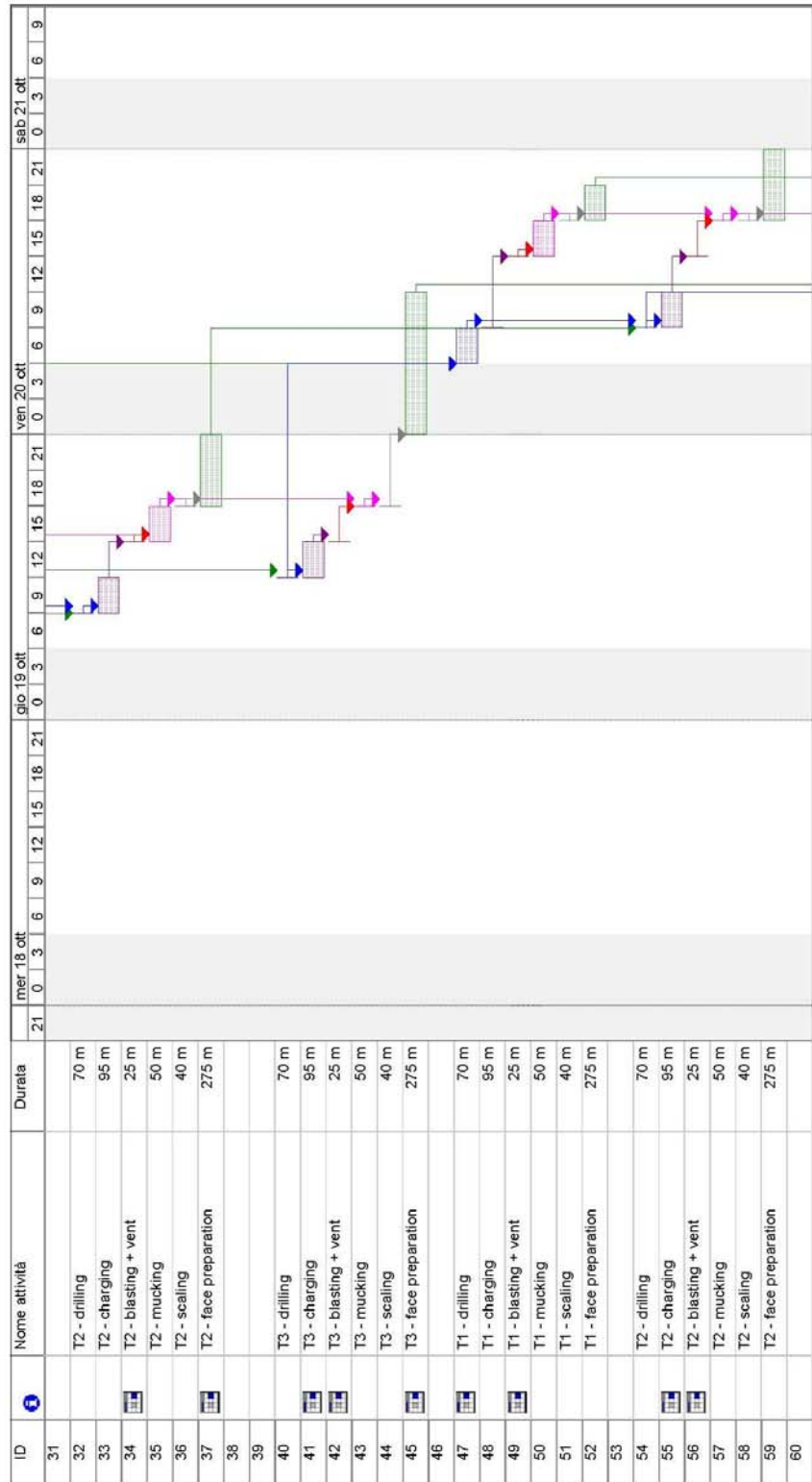
Considerando 220 giorni lavorativi l'anno ci si attesta su una produzione di circa 228 m³/giorno. Essa equivale a circa 360 m³ sciolti e sono pertanto necessari $360/5 = 72$ cicli LHD per movimentare il materiale richiesto.

Anche abbassando del 20% la produttività della LHD per problematiche relative al controllo remoto si hanno $72 \cdot 1,2 = 86$ cicli LHD. Lavorando su due turni per ogni ciclo LHD si hanno a disposizione 11 minuti per ciclo.

Dato che il ciclo di carico LHD – Mine Truck è da considerarsi nell'ordine dei 2 minuti, restano 9 minuti di inutilizzazione della LHD.

Ciò detto, conviene forse dotarsi di una seconda LHD e portare con tali macchine lo smarino all'imbocco (o a una eventuale camera di frantumazione), piuttosto che dotarsi di Mine Trucks. Ovvio che questa scelta, si ripercuote, a ritroso sulla durata delle preparazioni, perché le operazioni di smarino risultano rallentate e rallentano la velocità di avanzamento. Sono richiesti difatti 36 cicli di LHD per l'evacuazione del fronte, per una durata della fase che, con una LHD al fronte ogni 6 minuti si dilata a 180 minuti rispetto ai 55 – 60 ottimali previsti (LHD al fronte e dumper sempre presente per il carico). Se tale rallentamento non dovesse essere compatibile con la tempistica attesa, piuttosto che aumentare gli investimenti, è il caso di servirsi di un contractor esterno. A maggior ragione, in questo caso, è bene scegliere una sezione di galleria ridotta.

Si riporta di seguito il diagramma di Gantt relativo all'avanzamento contemporaneo di 3 gallerie.



Progetto: 33-3-4-b2turni_2

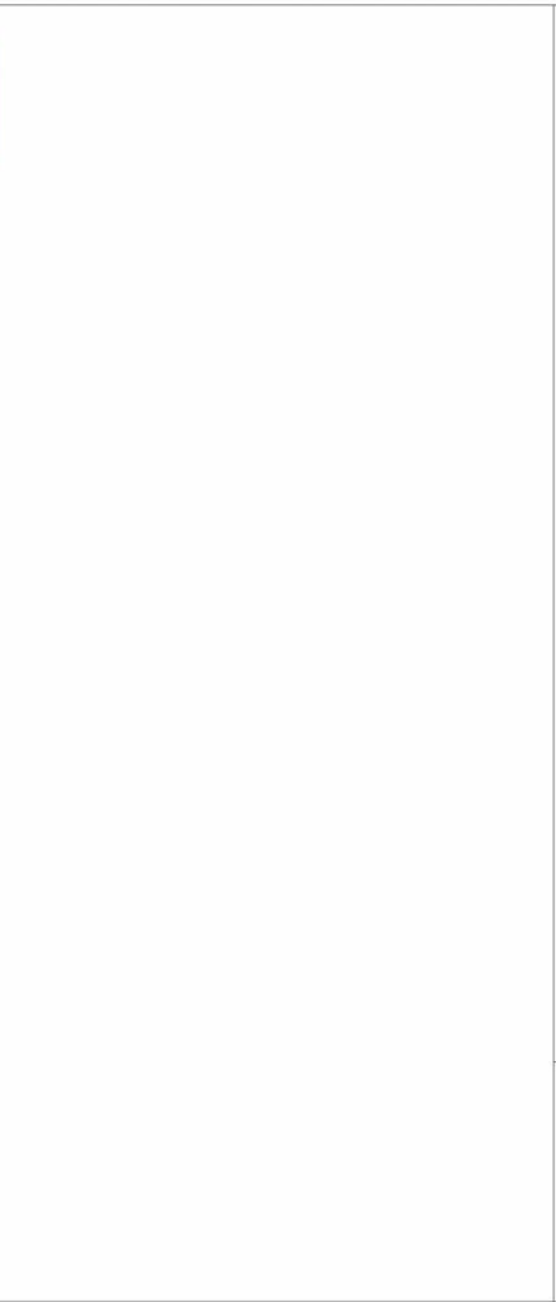
Attività Cardine Attività esterne

 Divisione Riepliego Cardine esterno

 Avanzamento Riepliego progetto Scadenza

Pagina 2

ID	Nome attività	Durata	mer 18 ott			gio 19 ott			ven 20 ott			sab 21 ott												
			21	0	3	6	9	12	15	18	21	0	3	6	9	12	15	18	21	0	3	6	9	
61																								
62	T3 - drilling	70 m																						
63	T3 - charging	95 m																						
64	T3 - blasting + vent	25 m																						
65	T3 - mucking	50 m																						
66	T3 - scaling	40 m																						
67	T3 - face preparation	275 m																						



Progetto: 33-3,4-b2turni_2

Attività	Cardine	Attività esterne
Divisione	Riepiogo	Cardine esterno
Avanzamento	Riepiogo progetto	Scadenza

Pagina 3

La perforazione è ampiamente assorbita da una singola macchina (tipo Simba) che ha un costo di circa 600.000 Euro.

Resta da aggiungere il costo di un jumbo a due braccia, che per attrezzature compatibili con queste simulazioni è pari a circa 850.000 Euro, e di un mezzo mobile con piattaforma per il caricamento pari circa a 30.000 €.

Per quello che riguarda le perforazioni a ventaglio, per ogni livello sono previsti 385 m di perforazione con spalla pari a 3,8 m e consumo di ANFO di 1.364 kg, per un volume abbattuto di 3.345 m³. Sono pertanto necessarie 15 volate in un anno per soddisfare la produzione. Con un numero così ridotto non ci sono nemmeno particolari vincoli legati alla velocità di penetrazione (da attendersi comunque compresa tra 0,5 – 0,8 m/min) e una macchina per perforazioni a ventaglio (tipo Simba), anche considerando che sono necessari due cicli di volate sulla galleria di base – che hanno una spalla di 3,5 m rispetto a 3,8 m delle volate di produzione - prima di mettere in produzione i livelli sovrastanti.

Complessivamente gli investimenti in attrezzature sono i seguenti:

1 Jumbo	700.000 €
1 Piattaforma mobile	25.000 €
2 LHD	1.000.000 €
1 Simba	600.000 €
Totale	2.325.000 €

Si ha pertanto che il costo degli investimenti viene assorbito dall'utile operativo sui cameroni, e il punto di pareggio si ottiene a circa 294.000 m³, cioè durante la produzione del secondo camerone.

Complessivamente, con un margine operativo di circa 1.438.000 € per ogni camerone si ha un totale di $1.438.000 \cdot 4 = 5.752.000$ €, che tolti i costi delle attrezzature sono pari a 3.427.000 € di attivo dell'attività.

Le scelte operate per il primo camerone non è detto debbano essere seguite per quelli successivi. Questo perché cambiano – o possono cambiare -

alcuni dei vincoli imposti sul primo. Un secondo camerone, difatti potrebbe essere orientato in modo diverso, con giaciture più o meno favorevoli rispetto a quella del camerone iniziale. Questo può determinare entità dello sfondo maggiori. Per di più le preparazioni per il secondo camerone avvengono mentre il primo è già in produzione. Non c'è pertanto la necessità di anticipare la fine delle preparazioni e si può adottare una sezione maggiore per le gallerie, più lenta ma in fin dei conti meno onerosa. Per di più, il rientro economico dovuto alla vendita del materiale estratto dalle gallerie sarebbe immediatamente apprezzabile per via della produzione già in corso, e quindi l'immediata disponibilità alla vendita.

E' evidente che l'esempio sopra riportato è di fatto un esercizio per il quale si è ipotizzata, una produzione piuttosto modesta, pari a 50.000 m³ anno. Con un pareggio conseguito a 300.000 € ritarda gli utili di 6 anni rispetto agli investimenti. Con un investimento globale da stimarsi in 2.500.000 si ha un utile di 3.400.000 € pari al 36% dell'investimento.

Una delle realtà presenti in Italia è la Cava di Costiolo¹ della Unicalce S.p.A. Essa si trova nel Comune di Ubiale Clanezzo (BG) in Val Brembana, dove si estrae calcare per calce.

Il metodo di coltivazione è per sublevel stoping con camere e diaframmi in traverso banco; le camere hanno un'altezza pari a 115 m, larghezza pari a 30 m e lunghezza di 180 m. I pilastri tra le camere hanno spessore di 40 m.

L'abbattimento avviene con ventagli a 360° in camera 1, da 3 gallerie centrali più una di base con undercut, e ventagli a 180° da camera 2 da 6 gallerie laterali più galleria di base e undercut.

Lo smarino avviene dalle gallerie di base a una galleria di servizio, mediante crosscuts ogni 25 m fino a un frantoio semimobile. Da lì si prosegue con nastro trasportatore.

La dimensione produttiva è di circa 2000 t/giorno da camera 1 e 4000 t/giorno in camera 2.

Gli investimenti sostenuti sono di seguito elencati:

Gallerie, rampe, fornelli	4.000.000 €
Camera di frantumazione sotterranea	2.500.000 €
Macchine e attrezzature	3.200.000 €
Infrastrutture	400.000 €
Totale investimenti	10.100.000 €

Con una produzione pari circa a 1.000.000 t/anno, con ammortamento in 10 anni, si ha una incidenza di circa 1 €/t.

Con una incidenza delle gallerie pari a 2.200 m e un costo di circa 1.000 €/m si ha un costo per le gallerie pari a circa 2.200.000 €; il costo di realizzazione dello slot è pari a circa 350.000 € per un totale delle preparazioni di circa 2.550.000 €. L'incidenza delle preparazioni è pertanto pari a 2 €/t. L'abbattimento di produzione ha un costo paragonabile a quello a cielo aperto (2 €/t) e pertanto si ha un sovrapprezzo dovuto a tracciamenti e ammortamenti pari a 3 €/t. Il costo totale quindi è di 5 €/t che è pienamente accettabile dato che consente il funzionamento di impianti vicini, che viceversa necessiterebbero l'approvvigionamento di calcare da cave distanti più di 40 km, con un sovrapprezzo di solo trasporto di circa 3 €/t.

1. Dati disponibili sulla pubblicazione *Attività Estrattiva in Sottterraneo: Costi, Ammortamenti, Incertezza Autorizzativa* a cura di Pierantonio Cian e Luca Zammarian, nell'ambito della Convention Mineraria "I minerali per l'Industria" – Torino 9-10 Giugno 2003

5.2 Conclusioni

L'esercizio riportato nel paragrafo precedente ha evidenziato come la conoscenza a priori di parametri sensibili per ciascuna macroattività è uno strumento imprescindibile per le scelte progettuali.

Riferendosi sempre all'esempio, è evidente come le condizioni al contorno determinano **vincoli** ben definiti restringendo il campo discrezionale da parte del progettista. Nel caso di coltivazioni sotterranee di minerali di seconda categoria, dove, si ribadisce, ci si muove sempre all'interno del materiale utile, questo campo discrezionale si dilata in maniera a volte nemmeno immaginabile, soprattutto se si è mentalmente assuefatti alla coltivazione sotterranea di minerali di 1° categoria. Per essi difatti la mineralizzazione deve essere scovata e seguita, lungo una faglia o un filone. Benché le tecniche siano le stesse, la logica con cui si utilizzano è, nel caso in esame, completamente ribaltata. Si può avere l'impressione (spesso ingannevole) di potere operare senza vincoli.

A volte si tratta di vincoli nemmeno immaginabili per una coltivazione di minerali di 1° categoria, perché per le sue caratteristiche essa non dà loro nemmeno lo spazio di manifestarsi. Si pensi alla lunghezza massima di perforazione per downholes, nell'ambito della geometria ottimizzata per un camerone di coltivazione. Se, per esempio, il minerale da estrarre è rame concentrato in lenti con giacitura suborizzontale, il problema della lunghezza della perforazione, così come quello della sagoma ottima del camerone di produzione, non si pone neppure.

I vincoli, come visto e come è ovvio, esistono, anche se sono molto più blandi. Paradossalmente, sorge persino la necessità di individuarli, per potere dare una direzione alla progettazione.

E' proprio caratteristica intrinseca di una coltivazione di minerali di seconda categoria che tali vincoli possano essere individuati e previsti, ed è opportuno farlo con il maggior dettaglio e la maggiore accuratezza possibili. Questo perché è solo dalla loro conoscenza e dalla loro interdipendenza che si possono formulare i criteri di progettazione.

Questo è il secondo elemento fondamentale del processo di ottimizzazione. La definizione, e quindi la disponibilità, di **criteri di scelta progettuale**.

In un panorama vasto come quello ipotizzato, se i vincoli rappresentano i punti cardinali, i criteri di scelta progettuale sono la bussola che ci conduce. Esiste tuttavia un vincolo superiore che in qualche modo sottende tutti gli altri: *l'impossibilità di simulare a priori un progetto minerario nella sua completezza*. Perché anche se cambiano le condizioni al contorno, è sempre un progetto minerario estrarre materiale lapideo per valorizzarlo.

La domanda principale che mette in dubbio la fattibilità di una cava sotterranea è sempre la solita: “quanto costa”?

Questo per via di prezzi di vendita contenuti, e magari fluttuanti nel corso del tempo.

L'indicazione che è scaturita da questo studio è che i margini di guadagno ci sono, anche se più stringati rispetto a minerali di 1° categoria. E' emerso anche che se si riescono ad ammortizzare sufficientemente i costi delle preparazioni, il costo di produzione è paragonabile a quello di una cava a cielo aperto. Un basso margine di guadagno sul singolo metro cubo estratto impone generalmente produzioni elevate per rientrare sugli investimenti e conseguire il punto di pareggio e, in seguito, il guadagno. Va da sé che si rendono necessari volumi elevati e durate più lunghe dei progetti. Si fa leva cioè sul fattore scala.

Ma se da un lato il basso margine di guadagno potrebbe disincentivare il progetto, proprio le caratteristiche di queste coltivazioni impongono di renderlo il migliore possibile, perché in questi casi molto più che in altri si può pianificare la produzione e minimizzare i rischi economici. E proprio perché la pianificazione ha la possibilità di spingersi a livelli di dettaglio più avanzati, è bene valutare a fondo se intraprendere la strada della produzione prima di liquidare sbrigativamente l'opportunità in nome dei costi elevati.

Riguardo agli elementi sviluppati nell'ambito di questo studio, si può dire che nel complesso nessuno dei parametri ottenuti, né alcun insieme di essi, dà una risposta definitiva su quale è il progetto ottimo. Né è detto che il progetto ottimo, assunto che esista, sia di per sé remunerativo.

Ciò che si è dimostrato essere possibile, è definire chiari criteri mediante i quali operare scelte operative consapevoli delle interdipendenze che esistono all'interno di un insieme di parametri sensibili della coltivazione. E' a seguito di tali scelte che si dispone di una stima, la più accurata possibile, del grado di remunerazione che ci si può attendere dal progetto di coltivazione.

Ringraziamenti

Desidero innanzitutto ringraziare il personale del D.I.C.M.A. e in particolare il Prof. Paolo Berry per il supporto professionale e le motivazioni offertimi in questi anni e il Prof. Sante Fabbri per la sua immancabile disponibilità a fornire, discutere e vagliare materiale prezioso.

Debbo un grosso ringraziamento al personale della Western Metals presso le Lennard Shelf Operations in Western Australia per i tanti anni di collaborazione e supporto per i miei progetti, in particolare a Paul Bennet e Craig Thomas.

Un grazie all'ing. Belcastro dell'Atlas Copco Italia per la massima disponibilità offertami e per la preziosa documentazione. All'ing. Belcastro, assieme a John Bohatko e Andrew Mead, va anche un sentito grazie per avermi dato la possibilità, anni orsono, di conoscere una realtà mineraria come quella Australiana.

Il mio ringraziamento va inoltre al consorzio CAVET, per la stretta collaborazione nella definizione delle valutazioni dei costi, nelle persone del geom. Di Buonaventura, dell'ing. Guagnozzi e dell'ing. Marchetti.

Un ringraziamento particolare va all'ing. Dacquino di APAT, per la compilazione del programma VOLATE.

Grazie infine all'Arch. Federica Lucchi per l'aiuto offertomi nella cura dell'impaginazione e della grafica.