POLITECNICO DI TORINO

Corso di Laurea Magistrale in Ingegneria per l'Ambiente e il Territorio

TESI DI LAUREA MAGISTRALE

Indagini finalizzate all'ampliamento di un'attività estrattiva a cielo aperto in prossimità di un'area sensibile e densamente popolata.

Relatrice: Candidato:

Prof.ssa Ing. Marilena CARDU Nicola CRESTANI

12 ottobre 2020

Ringraziamenti

Ho pensato e sognato diverse volte questo momento. È stata una grande sfida, la scelta più ambiziosa e stimolante fatta finora nella mia vita.
Durante questi due anni ho avuto la fortuna di incontrare professori e compagni di corso che mi hanno ispirato e dai quali ho imparato molto.

Un grande ringraziamento va alla Prof.ssa Cardu. È stato un piacere aver seguito le sue lezioni ed aver potuto contare su di Lei come relatrice. La ringrazio per il tempo che mi ha dedicato e per tutti i suoi consigli e insegnamenti. Ringrazio l'ing. Linares e l'ing. Ferrando di Holcim Italia S.p.A per la possibilità di poter realizzare il mio progetto di tesi relativo alla cava Faraona. Li ringrazio per l'utile scambio di opinioni e per il supporto. Un ringraziamento va anche all'ing. Esfratiadis per la grande disponibilità, vicinanza e per tutti i preziosi consigli.

Permettetemi di rivolgere un pensiero a coloro mi sono sempre rimasti accanto durante il mio percorso di studi e di vita. Questo giorno è dedicato a loro.
Ai miei nonni, due figure molto importanti per me e che non hanno mai smesso di credere nelle mie capacità. Mio nonno, persona saggia i cui racconti della vita e delle fatiche in cava mi hanno sempre affascinato. Mia nonna, grande consigliera e amica, per saper sempre trovare le parole giuste quando necessito di un parere.
Ai miei genitori, ai quali va la mia gratitudine per il grande supporto durante questi anni. Mio papà, figura forte dalla quale ho imparato a provarci sempre, anche quando non sembra esserci alcuna possibilità. Mia mamma per avermi insegnato a non accontentarmi mai e a cercare di fare sempre del mio meglio. Mio fratello Tommaso, per avermi motivato e ricordato di essere curioso.

Inoltre è stato fondamentale l'aver avuto vicino dei cari amici, con i quali condividere i momenti più felici e quelli più duri.
Diego, mio grande mentore dai tempi dalla stanza condivisa a Padova. Il grande supporto e appoggio che mi ha dato a Torino è stato impagabile.
Gli amici dai tempi del liceo, Marco, Chiara, Riccardo, Filippo e Jacopo con cui condividere i successi e talvolta le delusioni.
Gregorio, Luca e i miei compagni di corso, per aver condiviso dei bei momenti durante le lunghe giornate al Politecnico. Ho imparato molto da loro.

I miei coinquilini per la bella atmosfera nel nostro appartamento. Non potevo chiedere di meglio.

Ultima, ma non per importanza, Arianna. Anche se ora le cose tra noi sono cambiate, la sua vicinanza, il suo saper ascoltare e il suo continuo sostegno sono stati qualcosa di unico, di cui gliene sarò sempre grato.

Grazie a tutti voi, è stato un piacere avervi accanto e avervi incontrato durante questo percorso.

Citando il grande Valentino Rossi, permettetemi di dire:

“Pensa se non ci avessi provato”

Nicola

Indice

1. Introduzione 9

2. Cava Faraona, Holcim Italia S.p.A 11

2.1. Inquadramento generale dell'area 11

2.2. Relazione geologica 14

2.2.1. Inquadramento geomorfologico 14

2.2.2. Inquadramento geologico 15

2.2.3. Caratterizzazione dell'ammasso roccioso 19

2.2.4. Rilievo strutturale 19

2.2.5. Inquadramento idrologico ed idrogeologico 21

2.3. Progetto di coltivazione 21

2.3.1. Disegno di coltivazione 22

2.3.2. Modalità di coltivazione 23

2.3.3. Modalità operative 25

3. Situazione attuale 30

3.1. Volate di produzione con gradone da 8 m 33

3.2. Volate di produzione con gradone da 5 m 34

3.3. Volate di profilatura 37

4. Effetti ambientali delle coltivazioni a giorno 39

4.1. Vibrazioni 39

4.1.1. Legge di sito – Distanza scalata 40

4.2. Rumore 44

4.3. Sovrappressioni aree 45

4.4. Proiezioni 46

5. Stato attuale e tecniche di scavo alternative al sito oggetto di studio 49

5.1. Caratteristiche tecniche area soggetta ad ampliamento 50

5.2. Organizzazione attuale del cantiere 50

5.3. Tecniche alternative all'impiego dell'esplosivo 51
5.3.1. Ripper – dozer 52
5.3.2. Escavatore 55
5.3.3. Surface miner 61
6. Soluzioni per ovviare al problema vibrazioni 66
6.1. Soluzioni adottabili 67
6.1.1. Modifica della carica 67
6.1.2. Surface miner 71
6.1.3. Escavatore 75
6.1.4. Testa fresante 76
6.2. Soluzioni non applicabili 77
6.2.1. Ripper – dozer 77
6.2.2. Ripper – escavatore 78
6.2.3. Martello demolitore idraulico 78
7. Conclusioni 80
8. Bibliografia 83
9. Sitografia 84
10. Elenco Figure e Tabelle 85

Abstract

Cement production is based on limestone quarrying, which is mainly realized through the application of the drill and blast technique. Blasting is the most common and cheapest solution in open pit quarrying, but can cause adverse effects as vibrations, fly rocks, air overpressure and dust.

In Italy, open pit excavation sites are frequently found near residential and industrial areas. For this reason, the environmental effects caused by the application of the drill and blast technique must be limited and controlled.

Monitoring is based on scaled distance laws, which are expressed as the relationship between the charge per delay and the distance between the monitoring point and the blast area. The reference standard in Italy is the German norm DIN 4150 – 3, that subdivides buildings in three different classes according to waves frequency: sensible, residential and industrial.

Changing the blast scheme can be a solution in order to reduce adverse effects. Mechanical excavation, for example hydraulic crawler excavator, surface miner, hydraulic impact hammer and cutting head, can be a valid alternative to the drill and blast technique.

The aim of this work is to suggest some solutions that can be applied on a limestone quarry in Northern Italy in order to mitigate vibrations and air overpressure.

All the proposals consider the current organization of the site and, in order to choose the most suitable machines, RMR classification's results, uniaxial compressive strength tests and geological and geomechanical characterization are also taken into account.

1. Introduzione

L'estrazione di calcare da cemento, basata sul Regio Decreto del 29 luglio 1927 n.1443, viene classificata nella seconda categoria di coltivazione, soggetta dunque a regime di cava. Il materiale viene estratto in un sito a cielo aperto, attraverso un processo che consiste nello splateamento dall'alto verso il basso, con altezza del banco di limitato spessore (5 – 8 m), mediante perforazione, caricamento e brillamento delle volate. Segue poi lo sgombero del materiale abbattuto mediante l'utilizzo di escavatore e dumper che rende possibile il trasporto della roccia fino alla tramoggia di alimentazione dell'impianto.

Con il presente lavoro vengono definite le maggiori criticità nell'uso dell'esplosivo, come vibrazioni, proiezioni di detriti, generazione di polveri e rumore. In particolare, in un contesto di vicinanza a zone residenziali e industriali, come la cava in oggetto di studio, questi effetti vanno limitati in modo da non arrecare danno agli edifici più prossimi all'area estrattiva.

Obiettivo principale dello studio è la valutazione della possibile applicazione di alcune soluzioni migliorative o alternative ad un caso specifico, ossia la cava di calcare di Holcim Italia S.p.A sita nei comuni di Travedona Monate e Ternate, in prossimità di una zona residenziale. L'ampliamento previsto nel prossimo futuro rende necessaria la considerazione di una tecnica alternativa all'uso dell'esplosivo, in modo da ridurre vibrazioni e rumori nel rispetto dei limiti stabiliti dalla normativa vigente.

In primo luogo si è effettuata una descrizione della caratterizzazione del sito e dei processi operativi. Sono stati quindi considerati i risultati ottenuti da osservazioni in loco, come la spaziatura media delle discontinuità e il grado di alterazione dell'ammasso roccioso. Si è tenuto conto anche degli esiti di prove in laboratorio come la classificazione secondo l'indice RMR di Bieniawski e di prove effettuate per la caratterizzazione del materiale con i campioni prelevati, in particolare su resistenza a compressione uniassiale.

Dopo aver analizzato le caratteristiche tecniche dei mezzi meccanici utilizzabili nel processo di estrazione del calcare da cemento, vengono proposte delle valutazioni alternative all'attuale tecnica di coltivazione.

Le considerazioni e le analisi condotte sono state possibili consultando dati e valori presenti in letteratura e nelle schede tecniche dei mezzi e dei macchinari considerati.

Era prevista una campagna di monitoraggio vibrometrico nell'area interessata dal futuro ampliamento. Purtroppo, l'attuale situazione di emergenza sanitaria non ha permesso di attuare ed elaborare il progetto previsto inizialmente.

2. Cava Faraona, Holcim Italia S.p.A

2.1. Inquadramento generale dell'area

La cava di calcare denominata "Faraona" si trova nei territori dei comuni di Travedona Monate e Ternate, in provincia di Varese (Figura 1).

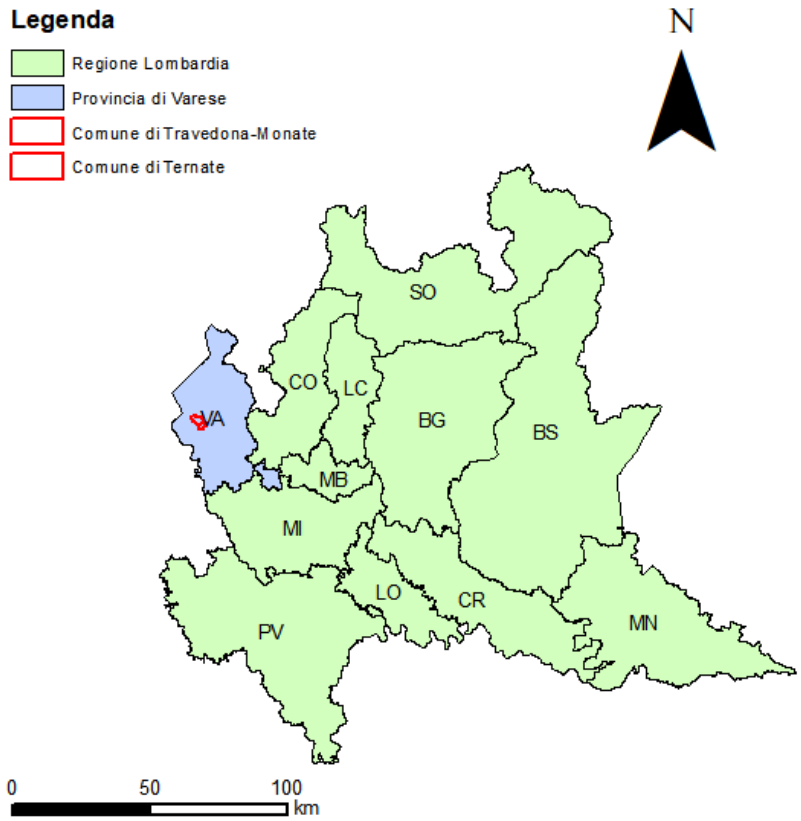

Figura 1 – Localizzazione dei Comuni di Travedona-Monate e di Ternate.

La cava, compresa fra i laghi di Comabbio, Monate e Varese, presenta un'estensione pari a circa 23.5 Ha, con il piazzale posto a una quota di 274 m s.l.m..

Come è possibile osservare nella Figura 2, vi sono due unità estrattive, ovvero una cava di calcare, detta cava "Faraona" e una miniera di marna, denominata miniera "Santa Marta". Quest'ultima è attualmente in fase di recupero ambientale in quanto l'attività lavorativa è terminata nell'anno 2013.

Figura 2 – Immagine satellitare delle due unità estrattive, 2020.

Ubicato immediatamente a sud dell'ex miniera di Santa Marta vi è lo stabilimento di Comabbio. Tale unità produttiva a ciclo completo è un impianto dotato di una moderna linea di produzione clinker, con mulino verticale per la materia prima, forno a via secca e 5 mulini cemento.

Nell'impianto si lavora il materiale grezzo, *tout venant*, proveniente dalla cava Faraona e lo si sottopone a diversi trattamenti che lo trasformano in cemento in polvere, quali:

- frantumazione primaria del tout venant
- stoccaggio temporaneo in un apposito capannone
- cottura in forno rotante, ad ottenere il clinker
- stoccaggio del clinker
- miscelazione del clinker con il calcare proveniente dal frantoio primario.

La coltivazione della cava ha osservato dei periodi di blocco dei lavori. Nel 2011, in previsione del termine dell'attività di estrazione nella miniera di marna, Holcim Italia S.p.A ha presentato un'istanza alla Provincia di Varese per l'approvazione del progetto di gestione produttiva dell'Ambito Territoriale Estrattivo della cava Faraona, denominato "ATE c2" (Figura 3), e alla Regione Lombardia istanza per la pronuncia di compatibilità ambientale.

Il 04.04.2012 è stata rilasciata da parte della provincia di Varese l'Autorizzazione n°1358 al Progetto di Gestione Produttiva presentato per l'ATE c2.

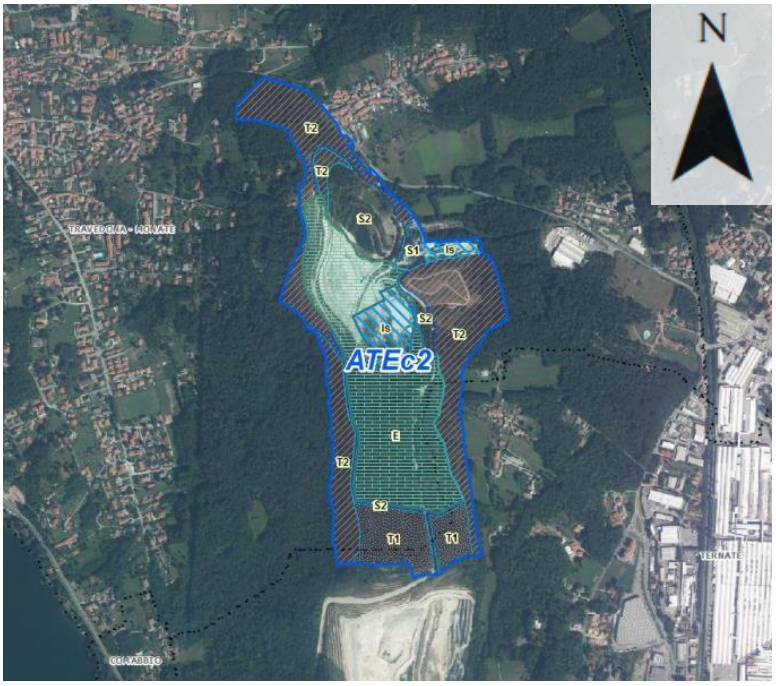

Figura 3 – Area estrattiva ATEc2. (Piano cave Regione Lombardia).

Attualmente la coltivazione della cava prevede l'uso dell'esplosivo con lo splateamento dall'alto verso il basso e altezza del banco di limitato spessore (5-8 m), mediante perforazione, caricamento e brillamento delle volate.

In seguito verrà rimosso il materiale abbattuto mediante l'utilizzo di un escavatore a benna rovescia.

Mediante l'utilizzo di una perforatrice idraulica, si realizza una maglia di tiro 2.5 m x 2.5 m di fori verticali aventi un diametro pari a 76 mm e profondità che varia tra i 5 e gli 8 m a seconda delle esigenze operative.

La tipologia di esplosivo utilizzata è un'emulsione in cartucce il cui sistema di innesco avviene tramite detonatori non elettrici.

In prossimità delle aree vicine alle pareti di fine scavo, per limitare l'influenza e i relativi problemi indotti dalle vibrazioni, viene attuata una delimitazione della zona interessata mediante un *presplitting*. In caso di blocchi di dimensione non adeguata sia per il trasporto sia per l'alimentazione dell'impianto, mediante l'utilizzo di un escavatore dotato di martello demolitore idraulico, si va a ridurre la dimensione del masso. Date le

caratteristiche e le proprietà geomeccaniche del calcare in oggetto, questa possibilità è molto scarsa.
Una volta caricato sui dumper, il materiale, percorrendo delle piste interne, giunge all'area di frantumazione presente nello stabilimento.

2.2. Relazione geologica

2.2.1. Inquadramento geomorfologico

L'origine morfologica dell'area compresa tra i laghi di Comabbio, Monate e Varese è condizionata dal grande ghiacciaio del Verbano, il quale ha eroso la superficie e scavato le conche lacustri degli attuali laghi e paludi.
Si ha quindi la formazione di un grande anfiteatro morenico che delimita l'attuale parte meridionale dell'area.
Circa 20000 anni fa quest'area formava un unico bacino lacustre, comprendente gli attuali laghi.
Una volta che il livello del bacino si è abbassato di circa 20 m, è rimasta scoperta una zona paludosa compresa tra il Lago di Varese e il Lago di Comabbio. Quest'area corrisponde all'attuale Palude Brabbia.
Circondato da colline moreniche, ad ovest del sito estrattivo, vi è il Lago di Monate. Si tratta di un lago prealpino, formatosi in epoca glaciale. Alimentato da sorgenti sotterranee e alcune rogge, tra cui il Rio Freddo, presenta una superficie pari a circa 2.5 km^2 e una profondità massima di 41 m.
Il torrente Acquanegra è l'unico emissario che poi defluisce nel Lago Maggiore.
Nell'area compresa fra i paesi di Ternate e di Travedona-Monate protesa fino alla prossimità delle sponde settentrionali del lago Comabbio, lungo una formazione carbonatica di un dosso collinare, è sita l'attività estrattiva della Holcim Italia S.p.A.
Proprio questo dosso rappresenta lo spartiacque idrografico tra il Lago di Monate e il Lago di Comabbio. La geomorfologia dell'area è influenzata da una grande piega anticlinale di età eocenica estesa in direzione N – S. La direzione di allungamento non è rettilinea ma tende a deviare con convessità rivolta verso est, andando a descrivere un arco ad ampio raggio.
La presenza di questo rilievo allungato è dovuta principalmente a due fenomeni:

- successione di eventi tettonici regionali

- azione di erosione e successiva deposizione di grandi masse glaciali nel periodo del Quaternario.

L'ossatura del rilievo è costituita da calcare e marne, intervallati da fratture e faglie a carattere locale.

Il rimodellamento del rilievo roccioso, durante l'era quaternaria, è dovuto all'azione delle masse glaciali protese fino all'attuale pianura padana, le quali hanno eroso il substrato e ne hanno arrotondato la forma. I detriti dell'erosione, trasportati dalla massa glaciale stessa, una volta sciolti i ghiacci si sono ridepositati al di sopra del substrato.
L'area di cava ricade in una superficie caratterizzata dalla presenza di un soprassuolo boschivo, che evidenzia connotazioni tipiche della fitozona di insediamento dei boschi mesofili. La copertura arborea è caratterizzata da boschi di latifoglie, con significativa presenza di roverella, frassino e robinia, governati a ceduo.

2.2.2. Inquadramento geologico

L'attività di cava interessa le sequenze carbonatiche e marnoso-carbonatiche di un dosso collinare, allineato all'incirca in direzione N – S, esteso dall'abitato di Travedona-Monate fino alla terminazione nord-occidentale del Lago di Comabbio. L'orizzonte interessato dalla coltivazione di cava appartiene alla formazione di età eocenica definita "Formazione di Ternate", i cui unici due affioramenti sono osservabili nella cava e nell'ex miniera dei comuni di Travedona-Monate e Ternate. La formazione è costituita da una successione di calcari organogeni a sostegno granulare, intercalati a marne grigioverdi, la cui origine è riferibile a episodi di correnti e frane sottomarine; tale formazione presenta uno spessore totale di circa 400 m.
Si possono incontrare degli orizzonti e delle lenti marnosi di varia dimensione ed estensione: vanno da misure centimetriche a metriche e in alcuni casi presentano una stratificazione concorde a quella del calcare. Lo spessore di queste lenti è compreso tra gli 0.3 – 0.5 m.
Sono inoltre possibili delle sacche di conglomerati poligenici con cemento marnoso ad andamento irregolare.
Dalle prove idrauliche e dai sondaggi compiuti è possibile caratterizzare l'ammasso roccioso come poco permeabile. Non vi sono significative venute d'acqua nel complesso carbonatico; sono stati riscontrati alcuni stillicidi in prossimità delle lenti e degli orizzonti marnosi prima descritti.

Alla sommità dei materiali carbonatici sono presenti depositi quaternari rappresentati da accumuli di materiali detritici, da sciolti a moderatamente cementati, riconducibili essenzialmente ad una deposizione di tipo morenica al di sopra del substrato roccioso, frammisti a subordinati materiali di origine fluvio-glaciale, con uno spessore variabile tra il metro e qualche decina di metri. La litologia varia dei clasti, la forma e la dimensione non omogena dei detriti testimonia e indica un ambiente di origine glaciale (Figura 4).

Figura 4 – Clasti di origine morenica: si può notare la differente pezzatura e forma.

La rimozione del soprassuolo, del suolo, della parte di cappellaccio sterile e della copertura non omogena di materiale detritico-morenico, consente di scendere fino al banco oggetto di coltivazione.

Il materiale citato verrà riutilizzato successivamente per la fase di ripristino e modellamento.

Nell'ex area di estrazione mineraria, in fase di scopertura, sono state osservate delle stratificazioni incrociate e delle embriciature che testimoniano la presenza di un ambiente erosivo e di risedimentazione in un contesto di tipo fluvio-glaciale.

In prossimità delle sponde lacustri sono rinvenibili depositi con una granulometria più fine, della scala del limo e dell'argilla con la rada presenza di ciottoli, testimoni di un deposito quaternario di ambiente lacustre.

Come descritto, la formazione è caratterizzata da un calcare poco permeabile e da lenti marnose relativamente porose. La parte soprastante all'ammasso carbonatico, ovvero la copertura detritico-morenica, presenta delle caratteristiche di conduzione idrica differenti. Si tratta infatti di un livello poroso, che comporta la formazione di una sorta di "livello

serbatoio". Gli strati carbonatici immergono verso ovest con una pendenza compresa tra i 15° - 25°; il contatto di tipo erosionale non presenta la stessa inclinazione. Essa varia tra i 30° - 40°. In Figura 5 viene riportata la carta geologica dell'area dove è sita la cava Faraona.

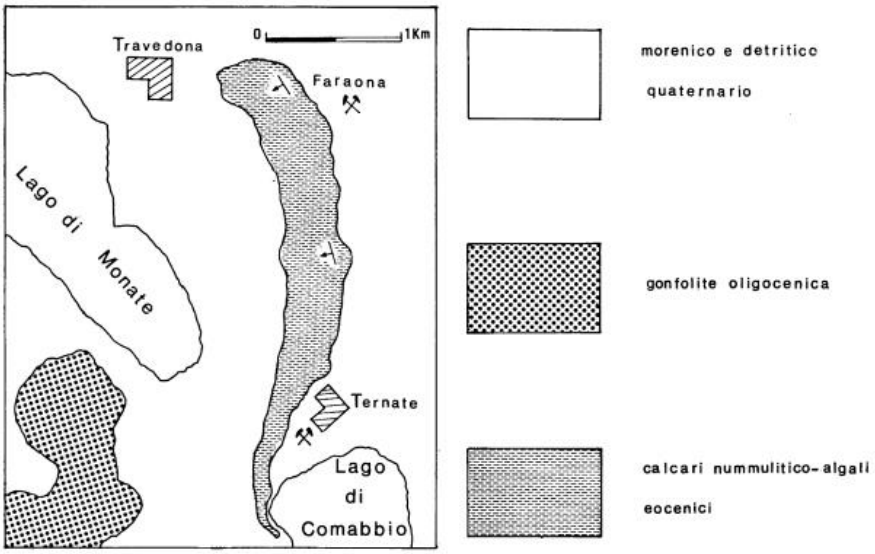

Figura 5 – Carta geologica dell'area dove è sita la cava Faraona.

Per definire le caratteristiche geologiche dell'area sono stati effettuati una serie di rilievi superficiali e diverse campagne di sondaggi geognostici verticali, che hanno portato all'elaborazione di una carta geologica in scala 1:10000 del giacimento (Figura 6).
In particolare, i 10 sondaggi verticali condotti nel 2009 sono stati ubicati nell'area oggetto di futura coltivazione e sono stati pianificati in modo da formare due allineamenti N – S. 4 sondaggi sono stati eseguiti in prossimità della pista che collega la miniera di Santa Marta con la cava Faraona, mentre gli altri 6 sono stati ubicati, sempre secondo una traccia da Nord a Sud, all'interno dell'area estrattiva.

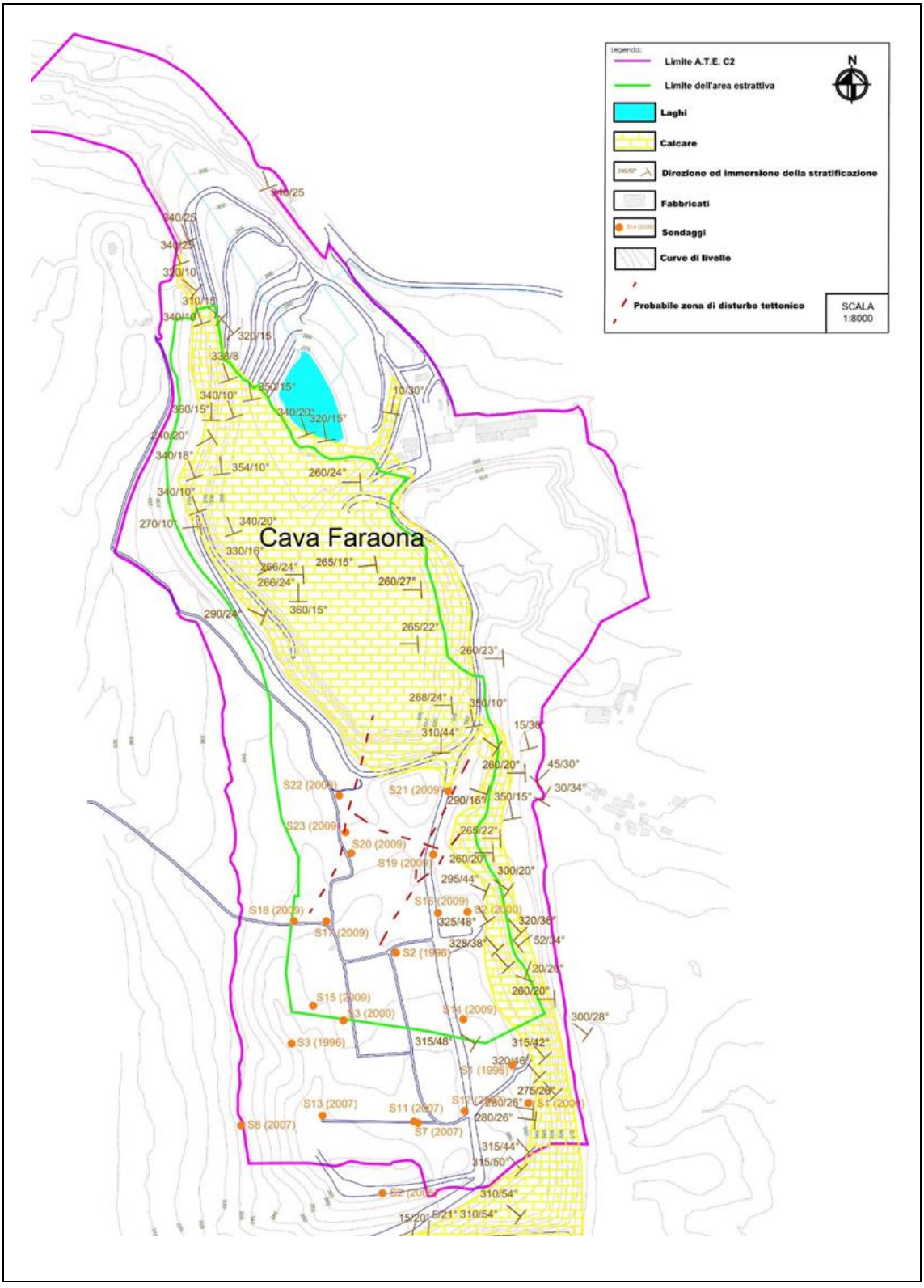

Figura 6 – Dettaglio Carta geologica cava Faraona.

2.2.3. Caratterizzazione dell'ammasso roccioso

Nel settembre 2010 sono stati condotti dei rilievi geomeccanici al fine di caratterizzare l'ammasso roccioso.
Da un punto di vista litologico si hanno dei calcari grigi marnosi, poco alterati, intervallati da lenti e orizzonti argilloso – marnosi.
Per la caratterizzazione dell'ammasso roccioso è impiegata la classificazione RMR di Bieniawski, la quale considera 5 parametri fondamentali, quali:

- resistenza a compressione uniassiale [MPa]
- RQD [%]
- spaziatura tra i giunti [cm]
- condizioni dei giunti (ad esempio il grado di alterazione)
- condizioni idriche

A ogni voce è attribuito un punteggio, compreso tra 0 e 20, in base ai risultati ottenuti da prove in laboratorio e osservazioni sul campo. Il metodo permette di distinguere 5 classi di qualità.
Dalle prove sperimentali, i livelli calcarei presentano una qualità discreta (classe III), essendo il punteggio della classificazione RMR compreso tra 50 e 60.
La resistenza a compressione uniassiale varia tra 40 e 50 MPa. Questo dato ha particolare influenza nella scelta e nella applicabilità di una tecnica alternativa all'uso dell'esplosivo.
I giunti presentano una condizione non alterata.

2.2.4. Rilievo strutturale

L'ammasso roccioso ha un'inclinazione degli strati compresa tra 10° e 25° nella zona della cava Faraona con direzione di immersione degli strati verso W – NW e di 15°– 45° con direzione di immersione W – NW nell'area dell'ex miniera Santa Marta (Figura 7).

Nella zona occidentale del dosso collinare non è possibile misurare la direzione e l'immersione degli strati a causa di un'importante copertura morenica; lungo le scarpate dei fronti di scavo e nella parte orientale della piega anticlinale tali parametri sono invece facilmente verificabili, data la presenza di diversi affioramenti.

La formazione di età eocenica superiore è decisamente fratturata, con discontinuità in corrispondenza dei giunti e dei vari strati. A livello macroscopico è possibile osservare un insieme di parallelepipedi dalle dimensioni irregolari.

Data la composizione carbonatica della roccia è bene sottolineare come in genere non siano presenti fenomeni legati al carsismo, tranne qualche eccezione.

Il contatto fra il banco carbonatico e la copertura detritico-morenica è di tipo erosionale. L'inclinazione degli strati nell'interfaccia tra questi due livelli è diversa rispetto a quella del calcare: supera i 30° – 40° con verso di immersione verso W.

In occasione di intense precipitazioni meteoriche, localmente, possono formarsi degli accumuli acquiferi. A causa della presenza di microfratture, l'acqua può percolare comportando degli stillicidi lungo i fronti di scavo e la creazione di zone umide, come accade nella zona meridionale della cava Faraona.

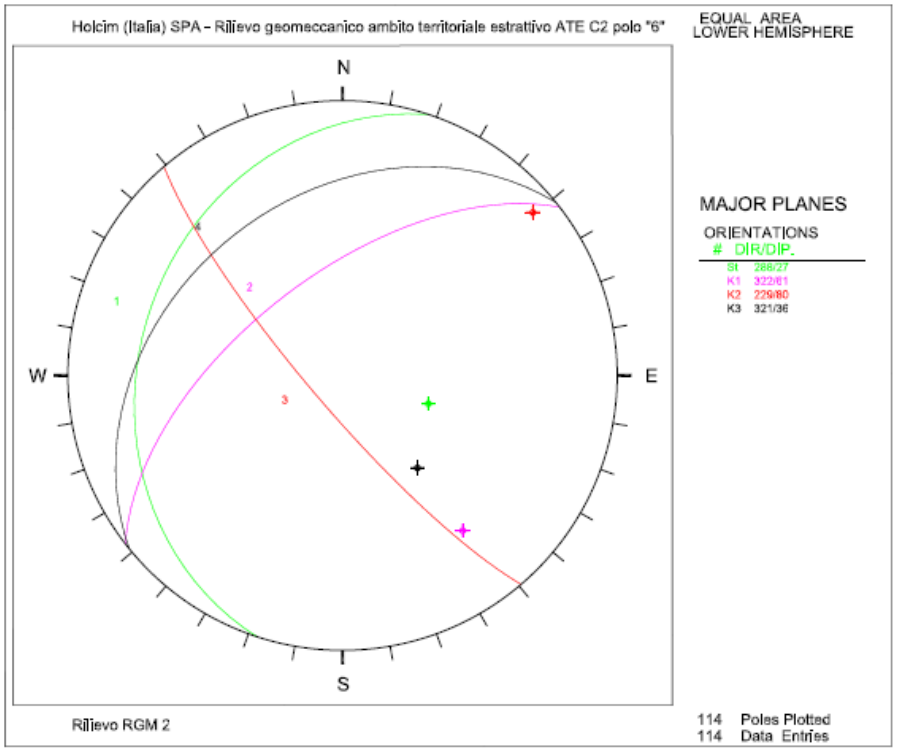

Figura 7 – Proiezione stereografica che indica un'immersione degli strati con verso NW e un'inclinazione compresa tra i 15° – 25°.

2.2.5. Inquadramento idrologico ed idrogeologico

Come illustrato nel paragrafo precedente, l'area in cui è sita la cava Faraona è caratterizzata da un complesso carbonatico ricoperto da detriti morenici riconducibili al Grande Ghiacciaio del Verbano, di età pleistocenica superiore (Wurm Auct).
I due livelli presentano però differenti caratteristiche dal punto di vista idrogeologico: la copertura superficiale e il materiale morenico, composti prevalentemente da detriti sciolti, presentano una certa permeabilità dovuta a porosità. Essa non è costante bensì varia in funzione della percentuale di materiale fine, come limo-argilla. Il dosso calcareo invece è caratterizzato da un ammasso roccioso impermeabile. Solamente dalle lenti marnose possono esserci delle venute d'acqua sotto forma di stillicidio, soprattutto nella zona meridionale del sito estrattivo.
La presenza di marne all'interno del calcare conferisce all'ammasso roccioso una scarsa permeabilità, che lo isola dalle falde circostanti e consente al suo interno la formazione di falde sospese, che danno origine a delle filtrazioni sul fronte ovest dell'area di estrazione. Per lo stesso motivo il fondo cava necessita di un continuo drenaggio per evitare il ristagno dell'acqua.

2.3. Progetto di coltivazione

Il progetto di gestione produttiva dell'ATEc2, approvato dalla Regione Lombardia verso la fine dell'anno 2008, è stato sviluppato all'interno dell'area estrattiva individuata dalla Provincia di Varese.
Esso consente la coltivazione, su una superficie complessiva di 25.4 Ha, di un volume pari a circa 4800000 m^3 di calcare. Nel progetto sono previste cinque fasi di avanzamento alle quali vengono affiancate le attività di recupero ambientale, in modo da rendere la morfologia dell'area meno impattante sul paesaggio circostante.

In Figura 8 è presentato lo stato attuale della coltivazione. Si nota, in corrispondenza del fronte Est della cava (parte destra della fotografia), una superficie di distaccamento con relativa frana dovuta alla presenza di un livello omogeneo argillo–marnoso che, in seguito a abbondanti piogge, ha provocato lo scivolamento verso valle del livello soprastante di calcare. L'area occidentale della cava invece è già stata sottoposta alla fase di recupero ambientale.

Figura 8 – Stato attuale del cantiere.

2.3.1. Disegno di coltivazione

Coltivazione del materiale morenico:

- altezza dei gradoni: 4 m
- larghezza berme: 2.5 m
- pendenza media delle singole scarpate: 35°
- pendenza media del fronte: 26°

Coltivazione del calcare fronte Ovest - Sud:

- altezza dei gradoni: 10 m
- larghezza berme: 5 m
- pendenza media delle singole scarpate: 60°
- pendenza media del fronte: 48°

Coltivazione del calcare fronte Est:

- altezza dei gradoni: 10 m
- larghezza berme: 5 m
- pendenza media delle singole scarpate: 55°
- pendenza media del fronte: 41°

Progetto delle piste

- larghezza delle piste principali:16 m
- larghezza delle piste secondarie: 5 - 10 m
- larghezza delle piste temporanee: 16 m
- pendenza media delle piste: 10%

Come da progetto, la coltivazione della cava ha avuto origine partendo dalla zona settentrionale per poi spingersi verso Sud.

Le cinque fasi si possono così riassumere:

- prima fase: collocazione dello sterile di scopertura
- seconda fase: inizio della scopertura, una volta rimossi i detriti e il materiale morenico
- terza fase: inizio della coltivazione del calcare
- quarta fase: completamento della scopertura di tutta l'area estrattiva
- quinta fase: completamento della coltivazione

A livello progettuale era stato previsto di terminare le attività estrattive in un periodo temporale massimo di 16 anni, più precisamente 11 anni di coltivazione e 5 anni per il recupero.

Una frana ha interessato il fronte Est della cava Faraona nell'ottobre 2018, comportando una modifica della programmazione dei lavori prevista in fase progettuale.

Questo fenomeno, avvenuto in seguito ad un'intensa precipitazione, è stato causato dalla disposizione degli strati di roccia calcarea a franapoggio e dalla presenza di alcuni livelli argilloso-marnosi, che hanno comportato l'isolamento di determinati volumi dando luogo a una situazione di possibile distacco e scivolamento.

Questo avvenimento ha causato il blocco del normale svolgimento dei lavori, comportando la necessità di coltivare un'area molto più estesa rispetto a quanto previsto in precedenza, per i prossimi 3 – 4 anni. In particolare, sul fronte Est l'area interessata alla coltivazione è di 44513.27 m^2.

2.3.2. Modalità di coltivazione

La coltivazione si sviluppa a cielo aperto, per fette orizzontali discendenti, secondo modalità e metodologie collaudate nel corso degli anni che hanno consentito di ottenere i

risultati produttivi previsti e di mantenere un elevato livello di sicurezza nelle varie fasi della coltivazione.

Le principali attività sono:

- Scopertura

  Nell'area in cui è previsto un ampliamento della coltivazione, prima dell'inizio dell'attività estrattiva, lo strato di detriti morenici e quaternari va rimosso. Come illustrato in precedenza, questo livello non presenta spessori costanti e uniformi: nell'area ad Est gli spessori sono pari a qualche decina di centimetri per poi aumentare fino a 20 – 25 m nella zona Ovest della cava.

  Prima di procedere alla fase di scopertura è necessario procedere al taglio delle piante.

  La scopertura viene effettuata adoperando un escavatore a benna rovescia che, caricando il materiale sui dumper, consente la movimentazione dello sterile fino all'area di scarico per poi impiegarlo nella fase di recupero ambientale.

  I lavori di scopertura devono procedere in accordo con la fase di coltivazione in modo da garantire la continuità della produttività del calcare. Per la rimozione dello strato di terreno superficiale e l'inizio della scopertura sono necessari dai 6 ai 12 mesi.

- Scavo del materiale

  È previsto uno splateamento dall'alto verso il basso con un'altezza del gradone variabile tra 5 e 8 m, a seconda delle necessità produttive, con una maglia in entrambi i casi quadrata. Le fasi si compongono di perforazione dei fori da mina, caricamento e brillamento delle volate.

  I fori vengono caricati con cartucce di emulsione aventi un diametro pari a 50 o 60 mm e lunghezza di 600 mm. L'innesco prevede dei micro ritardi elettrici del tipo ad alta intensità o con detonatori Nonel.

  Nelle aree prossime alle pareti finali, per ridurre gli effetti delle vibrazioni nelle zone vicine e non ancora soggette a coltivazione, si applica il presplitting. In questo modo si riesce ad isolare dall'ammasso roccioso il volume di calcare che sarà poi soggetto a caricamento e brillamento.

  Tramite escavatore idraulico a benna rovescia si movimenta e carica il materiale abbattuto sui dumper per il trasporto fino all'impianto di frantumazione grazie a delle piste interne.

Nel caso di presenza di blocchi con una pezzatura maggiore rispetto a quella desiderata, si procede, tramite martellone demolitore idraulico, alla riduzione della dimensione dell'abbattuto.

Infine, durante questa fase, si procede alla manutenzione delle piste interne e delle vie di circolazione oltre alla sistemazione delle pedate dei gradoni in modo tale da consentire il deflusso delle acque meteoriche verso un punto di raccolta sul piazzale inferiore della cava. Attraverso un sistema di pompe l'acqua viene poi inviata al lago di Varese.

- Frantumazione

  L'impianto di frantumazione permette di ridurre la pezzatura del materiale grezzo proveniente dalla cava "Faraona". È presente un frantoio a martelli HAPRA, con una potenza pari a 1200 kW, che consente di raggiungere una produttività oraria fino a un valore pari ad 800 t/h.

Uno spettrometro a raggi gamma consente la continua analisi della qualità del calcare frantumato, affinché sia rispettata la ricetta impostata.

2.3.3. Modalità operative

VIE DI CIRCOLAZIONE INTERNA

La pista principale ha una larghezza pari a 16 m e consente l'accesso all'area di coltivazione; essa permette il trasporto del materiale grezzo mediante i dumper fino all'impianto di frantumazione.

In Figura 9 è riportato lo stato attuale della pista principale di accesso e di tutte quelle minori interne. Alcune sono definitive, altre verranno eliminate in fase di recupero ambientale.

Le vie definitive garantiranno anche in futuro l'accesso all'area.

OPERE DI REGIMAZIONE DELLE ACQUE

Le acque di dilavamento meteorico vengono incanalate attraverso cunette di raccolta e di smaltimento poste al piede del gradone; essendo esso realizzato in lieve pendenza, i flussi vengono convogliati verso un punto di raccolta all'interno del piazzale inferiore e poi, attraverso un sistema di pompe, fatti defluire nel lago di Varese.

AREA DI SERVIZIO

L’area di servizio è posta in prossimità dell’ex miniera Santa Marta. Vi sono gli uffici, i servizi, un capannone e un’area coperta per il parcheggio dei mezzi e il rifornimento degli stessi.

OPERE DI RECINZIONE E SEGNALETICA

Per garantire la sicurezza sia all’interno dell’area di cava che in prossimità del sito stesso, in base alla normativa vigente, Articolo 46 del D.P.R 128/59 “Norme di polizia delle miniere e delle cave”, sono state disposte opere di recinzione e segnaletica.

PARCO MACCHINE E MEZZI

Le attività di cava vengono generalmente effettuate in un turno da 8 – 9 ore/giorno; i giorni lavorativi della settimana sono 5, e si lavora per circa 240 giorni/anno.

Se le fasi operative che riguardano le attività di movimentazione del tout venant lo richiedono, le ore lavorative giornaliere possono aumentare fino a un massimo di 16, con l’organizzazione di 2 turni da 8 ore ciascuno.

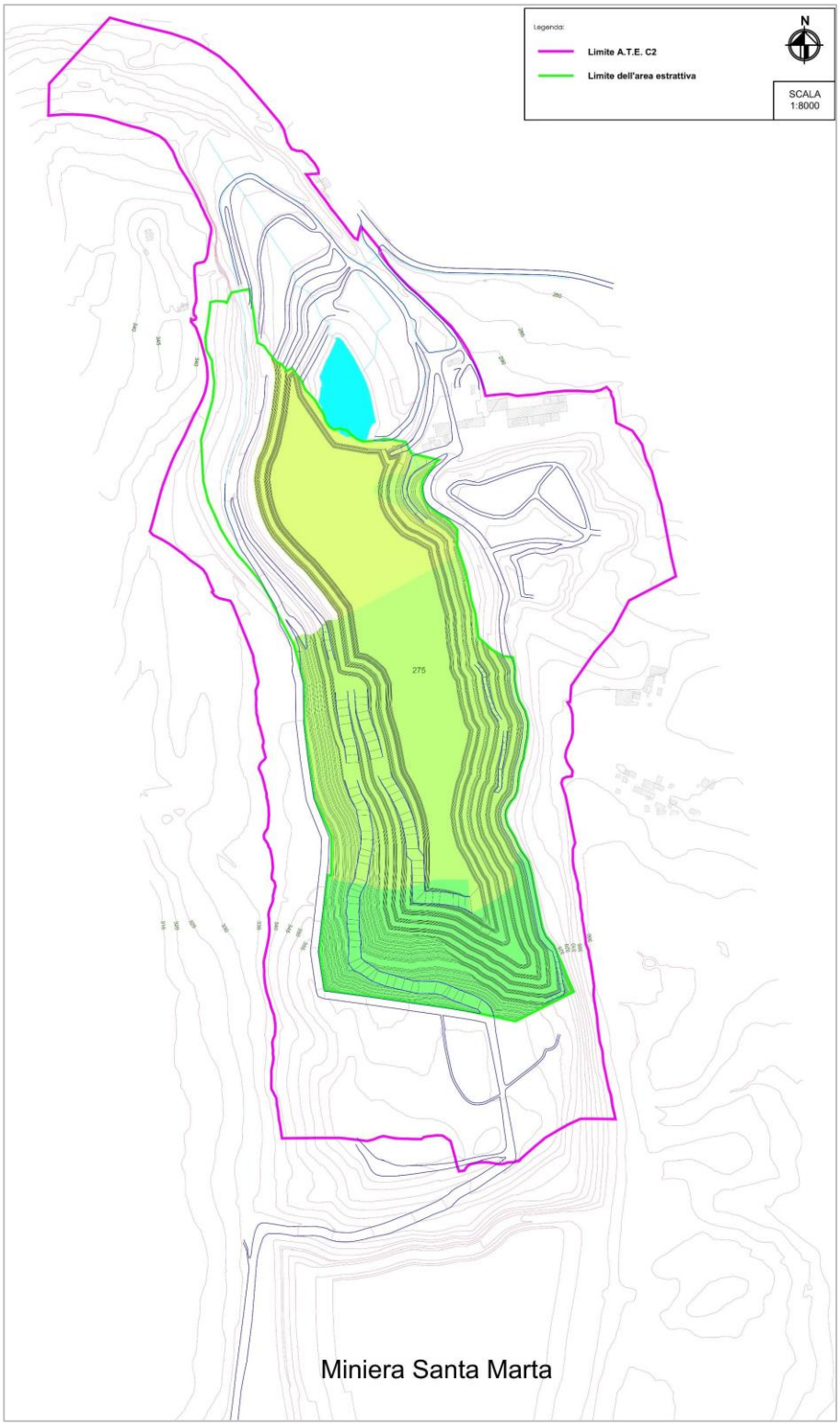

Figura 9 – Area estrattiva Fase 5. In blu sono evidenziati gli attuali tracciati delle piste.

Da un paio di anni, l'escavazione e la movimentazione del calcare è affidata alla società spagnola GME.

Nella fase di coltivazione e trasporto del calcare, vengono impiegati 9 – 10 individui:

- 1 direttore responsabile
- 1 sorvegliante
- 2 addetti alla perforazione e sparo mine
- 2 operatori dell'escavatore/pala
- 3 – 4 autisti dei dumper

Il parco macchine impiegato in queste mansioni è caratterizzato dalla presenza di:

- 2 perforatrici Atlas Copco KK
- 1 escavatore idraulico cingolato Cat 385B da 86 t
- 1 escavatore idraulico cingolato Cat 336D da 37 t
- 1 escavatore idraulico cingolato Komatsu PC 210 da 23 t
- 1 pala gommata Cat 988H
- 6 dumper a telaio rigido, 2 Cat 775F da 64 t, 2 Cat 773F da 54 t e 2 Cat 769D da 35 t.

Come descritto ai paragrafi precedenti, la produzione media annua prevista dal progetto attuativo è pari a 480000 m^3. Questo valore permette di soddisfare il fabbisogno richiesto dalla cementeria; qualora fosse necessario un incremento della produttività settimanale/mensile, verranno aumentate le ore lavorative giornaliere con 2 turni da 8 ore ciascuno.

Contemporaneamente alla fase di scavo, in previsione dell'ampliamento dell'area coltivabile, vi è la fase di rimozione dello sterile e dei detriti morenici, i quali verranno in seguito impiegati in fase di recupero ambientale: trattandosi di un'operazione limitata per dimensione e non continuativa nel tempo, viene impiegata una squadra ridotta sia di personale che di mezzi, costituita da:

- 1 sorvegliante
- 2 operatori degli escavatori/pala
- 2 – 3 autisti dei dumper

I mezzi impiegati in questa fase sono:

- 1 escavatore idraulico cingolato
- 1 pala gommata
- 2 – 3 dumper

PROGRAMMA DEI LAVORI

Il programma dei lavori prevede 9 anni per la sola coltivazione, 2 per il recupero ambientale e 5 per la manutenzione. È previsto lo scavo di circa 480000 m^3/anno di materiale. Considerando che la densità media di un calcare si aggira attorno alle 2.5 t/m^3, derivano circa 1200000 t/anno di calcare, per una produzione media mensile attorno alle 100000 t.

3. Situazione attuale

Finora la coltivazione della cava è stata effettuata mediante esplosivo. Dove necessario, viene impiegato un martello demolitore idraulico per la frammentazione secondaria dei detriti e dei blocchi di dimensione superiore a quella desiderata.

Sono impiegate 3 differenti tipologie di volata:

- Volate di produzione
- Volate di profilatura
- Volate di preminaggio

I prodotti esplodenti sono forniti da due case produttrici differenti, Maxam ed EPC.

Come prodotto esplodente viene adoperata un'emulsione. Si tratta di esplosivi caratterizzati da grande energia e resistenti all'acqua.
Un'emulsione è una miscela caratterizzata da due componenti principali: una fase acquosa ossidante (90% circa) e una fase oleosa combustibile (circa 10%). Con l'additivazione di idonei agenti emulsionanti e di una sufficiente energia meccanica, i due componenti vengono miscelati, andando a costituire un'emulsione "acquosa inglobata in una matrice oleosa". L'aggiunta di Al comporta un significativo aumento dell'energia; in particolare, l'addizione del 5% di Al consente un incremento della sensibilizzazione dell'esplosivo pari al 25 – 35 %.

Le emulsioni sono la scelta ideale per cave e miniere a cielo aperto dove è richiesto un esplosivo ad elevata energia in una roccia medio – dura. Le sue caratteristiche sono riportate in Tabella 1.

Densità [g/cm^3]	1.1
Velocità di detonazione [m/s]	3000 – 6000
Energia di detonazione [MJ/kg]	4.46
Potenza [%] Relative weight strength Relative bulk strength	 110 151
Volume di gas [l/kg]	878
Sensibilità alla miccia detonante [g/m]	10
Resistenza all'acqua	Ottima

Temperature di impiego [°C]	0 – 50
Temperature di stoccaggio [°C]	5 – 30
Presenza di componenti tossiche	No

Tabella 1 - Caratteristiche tecniche dell'esplosivo attualmente utilizzato in cava.

Viene fornito all'interno di cartucce con lunghezza di 600 mm e il diametro utilizzato è pari a 50 e 60 mm.

Per garantire la trasmissione dell'innesco all'esplosivo viene adoperata la miccia detonante. Quest'ultima è realizzata con materiale plastico al cui interno vi è un nucleo esplosivo di PETN (tetranitrato di pentaeritrite). L'esplosivo è racchiuso da uno strato di plastica e diversi strati di filato ed infine protetto da una plastica flessibile come rivestimento. La guaina esterna che la ricopre garantisce resistenza a trazione e all'abrasione. Inoltre assicura flessibilità e completo isolamento da acqua e olio. La velocità di detonazione è pari a circa 7500 m/s e la sensitività della miccia varia tra -20 °C e +45°C.

La miccia detonante deve essere innescata utilizzando un detonatore n.8.

Come detonatori vengono impiegati sia dei detonatori elettrici sia dei detonatori Nonel a doppio ritardo. In foro viene inserito il detonatore mentre in superficie viene posta l'unità di connessione.

Vengono adoperati dei connettori di superficie per temporizzare la volata, andando ad introdurre dei ritardi tra i fori. Vengono utilizzati dei ritardi pari a 25 ms tra cariche della stessa fila e 42 ms tra una fila e l'altra.

L'emulsione esplosiva fornita da EPC può essere impiegata sia nei brillamenti a cielo aperto che in sotterraneo. L'esplosivo contenuto all'interno di guaine in polietilene, in cartucce di diametro compreso fra 30 mm e 90 mm e una lunghezza compresa tra 320 e 450 mm. In Tabella 2 si riportano le caratteristiche dell'emulsione esplosiva prodotta da EPC.

Range densità [g/cm^3]	170
Velocità di detonazione [m/s]	5500
Energia di detonazione [MJ/kg] Di shock Dei gas Totale	 2.30 2.00 4.30
Volume di gas [l/kg]	790
Sensibilità miccia detonante [g/m]	≥ 15
Pressione di detonazione [MPa]	14300
Diametro critico [mm]	25
Resistenza all'acqua	Ottima
Range temperature utilizzo [°C]	-10 – +60

Tabella 2 - Caratteristiche tecniche esplosivo Epc Exem 100.

Per la trasmissione dell'innesco all'esplosivo si utilizza una miccia realizzata con fili di polipropilene e una guaina esterna in PVC o polietilene, presenta un nucleo di PETN (pentraerythrol tetranitrate), il cui quantitativo in grammi è compreso tra 6 – 100 g. In base al contenuto presente, vengono utilizzati colori differenti per rendere più facile l'identificazione della miccia detonante da scegliere. La pentrite secca può essere addizionata fino ad un massimo di 0.5% in grafite. In base alla grammatura di esplosivo contenuto nella miccia, la velocità di detonazione è compresa tra 6500 e 6700 m/s. I detonatori non elettrici adoperati sono caratterizzati da un detonatore con ritardo di 500 ms caricato con 0.8 g di PETN e lunghezza variabile e un raccordo di superficie, posto alla estremità opposta, avente un ritardo pari a 25 ms.

La lunghezza del tubo, con valori standard compresi tra 6 e 30 m, con intervalli regolari pari a 3.00 m, deve essere la medesima in tutti i fori e deve essere determinata in funzione sia della massima profondità sia del massimo interasse.

Come connettori di superficie vengono adoperati dei connettori Nonel.

3.1. Volate di produzione con gradone da 8 m

La geometria di una volata di produzione con gradone avente altezza pari a 8 m è la seguente:

- diametro perforazione: 76 mm
- inclinazione fori (subverticale): 80°
- sottoperforazione: 0.5 m
- lunghezza totale di perforazione: ≈ 8.55 m
- spalla: 2.8 m
- interasse: 2.8 m
- borraggio intermedio: 1 m
- borraggio: 2 m
- numero limite di mine/volata: 50 disposte su 3 file

Una volta terminata la fase di perforazione, attraverso l'immissione di aria compressa all'interno dell'asta di perforazione, si ripulisce il foro da eventuali residui e frammenti. Inoltre, se si opera attraverso uno strato friabile, il foro viene intubato.

Come illustrato precedentemente, l'esplosivo impiegato è un'emulsione in cartucce:

- ϕ = 50 mm, lunghezza pari a 600 mm e massa 1.4 kg
- ϕ = 60 mm, lunghezza pari a 600 mm e massa 2.1 kg

Alla base del foro vengono posizionate 4 cariche aventi un diametro pari a 60 mm, e massa di 8.4 kg. Al di sopra del borraggio intermedio vi sono 5.5 cariche con diametro di 50 mm, con massa di 7.7 kg. La carica complessiva è quindi di 16.1 kg: il caricamento è frazionato e si impiegano due detonatori per foro. Il primo innesco è collocato sulla prima cartuccia a fondo foro. Vi è poi il borraggio intermedio di spessore pari a circa 1 m e si completa il caricamento con le cariche aventi diametro di 50 mm, sempre con innesco sulla prima cartuccia del secondo deck. Come si osserva in Figura 17, i tempi di ritardo vengono impartiti mediante unità di connessione con diversi valori: 25 ms tra le mine, ritardo presente anche tra carica di fondo e di colonna, e 42 ms tra le file.

Infine viene inserito il borraggio finale pari a circa 2 m. Sia per il borraggio intermedio che per il borraggio finale si adoperano detriti di perforazione e materiale terroso.

Avendo una lunghezza pari a 600 mm, lungo il foro vi sono 5.7 m caricati. Deve essere considerato un accorciamento delle cartucce dovute al costipamento in foro. L'innesco di una mina avviene tramite 2 detonatori ad onda d'urto Nonel, inseriti nella prima cartuccia a fondo foro e nella prima cartuccia dopo il livello di borraggio intermedio. Il tubo del detonatore che innesca la carica superiore è agganciato a quello che innesca la carica inferiore. L'innesco della volata avviene tramite un detonatore elettrico ad alta intensità, collegato con nastro isolante al tubo di connessione della prima mina.

Si ha così una carica per ritardo di 8.05 kg.

3.2. Volate di produzione con gradone da 5 m

La geometria di una volata di produzione con gradone avente altezza pari a 5 m è la seguente:

- diametro perforazione: 76 mm
- inclinazione fori (subverticale): 80°
- sottoperforazione: 0.3 m
- lunghezza totale di perforazione: ≈ 5.35 m
- spalla: 2.5 m
- interasse: 2.5 m
- borraggio: 2 m
- numero limite di mine/volata: 98 disposte su 3 – 4 file

Si applicano gli stessi accorgimenti del caso della volata di produzione con gradone da 8 m.

In Figura 17 viene riportato lo schema di una volata attualmente utilizzato.

Anche con questa geometria, l'esplosivo impiegato è un'emulsione in cartucce:

- ϕ = 50 mm, lunghezza pari a 600 mm e massa 1.4 kg

Vengono caricate 5.5 cartucce in un foro, ottenendo una lunghezza caricata complessiva pari a 3.3 m (considerando la possibilità di un accorciamento minimo da parte delle cartucce) e da una carica complessiva pari a 7.7 kg. L'innesco viene posizionato a fondo foro, sulla prima cartuccia. Per occludere la carica rispetto all'atmosfera, si conclude ponendo uno strato spesso 2 m di borraggio finale.

L’innesco di una mina avviene tramite 1 detonatore Nonel, inserito nella prima cartuccia a fondo foro, mentre l’innesco della volata avviene tramite un detonatore elettrico ad alta intensità, collegato con nastro isolante al tubo di connessione della prima mina. Le unità di connessione garantiscono dei tempi di ritardo di 25 ms tra le mine della stessa fila, e di 42 ms tra le file di mine.

Si ha così una carica per ritardo di 7.7 kg.
In Figura 10 è inoltre osservabile la sequenza di brillamento delle cariche. Questa fase è abbastanza delicata dal punto di vista della sicurezza. Una sirena, precedente allo sparo, avvisa i presenti dell’imminenza del brillamento, comportando la sospensione di tutte le attività operative. Il personale viene posto in un luogo sicuro, a una distanza di sicurezza dal volume di calcare da abbattere. Infine, una volta terminata la volata, il suono di un’altra sirena annuncia la fine del brillamento.

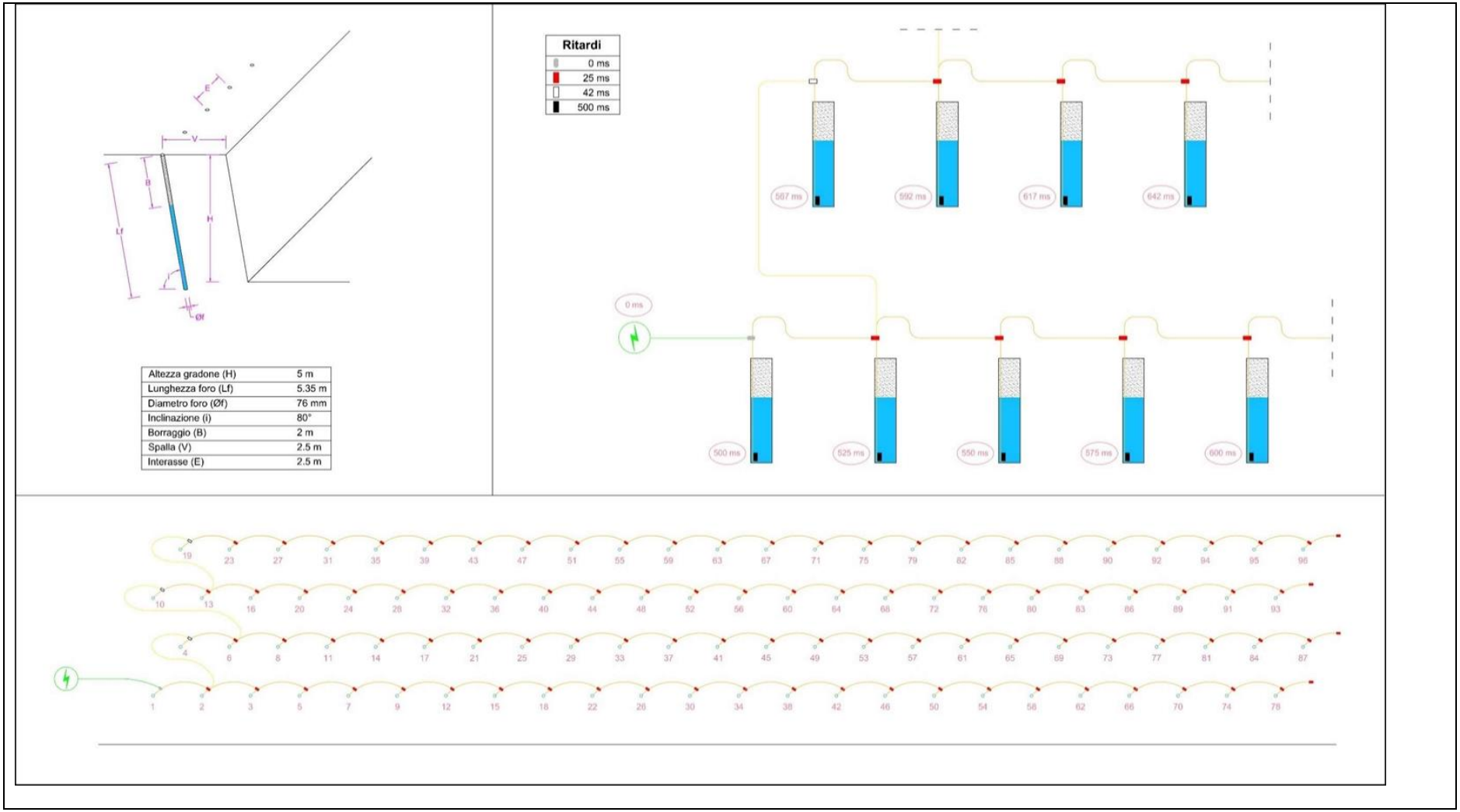

Figura 10 – Schema volata di produzione con gradone da 5 m.

3.3. Volate di profilatura

Le volate di presplitting precedono le volate di produzione, al fine di isolare il volume da abbattere dal restante ammasso roccioso non ancora soggetto a coltivazione. L'isolamento preventivo può essere richiesto per evitare danni alla roccia che deve rimanere in posto, per limitare la trasmissione di vibrazioni alla massa nel successivo abbattimento o per ambedue i motivi (R. Mancini, M. Cardu, 2002).

La geometria della volata è la seguente:

- altezza del gradone: 5 m
- diametro perforazione: 76 mm
- inclinazione fori (subverticale): 55°
- lunghezza totale di perforazione: ≈ 6.1 m
- interasse: 1 m
- borraggio: 2 m

Vengono applicati gli stessi accorgimenti del caso della volata di produzione con gradone da 5 e da 8 m. L'esplosivo impiegato è un'emulsione in cartucce:

- ϕ = 50 mm, lunghezza pari a 600 mm e massa 1.4 kg

L'innesco avviene grazie a una miccia detonante con un contenuto di pentrite pari a 80 g/m.

In ogni foro vengono posizionate 2 cartucce di esplosivo, in modo da ottenere una carica pari a 2.8 kg. La miccia detonante viene inserita nella cartuccia a fondo foro posta a contatto con entrambe le cariche. Si completa il caricamento con il borraggio, avente spessore pari a circa 2 m, costituito da materiale terroso e detriti di perforazione.

L'innesco di una mina avviene tramite detonatore Nonel, collegato allo spezzone di miccia detonante che fuoriesce dal foro, mentre l'innesco della volata avviene tramite un detonatore elettrico istantaneo ad alta intensità. Per ottenere una carica per ritardo pari a 3.3 kg, le mine vengono collegate tra un foro e il successivo con unità di connessione da 25 ms.

In Figura 11 si riporta lo schema di una volata di profilatura.

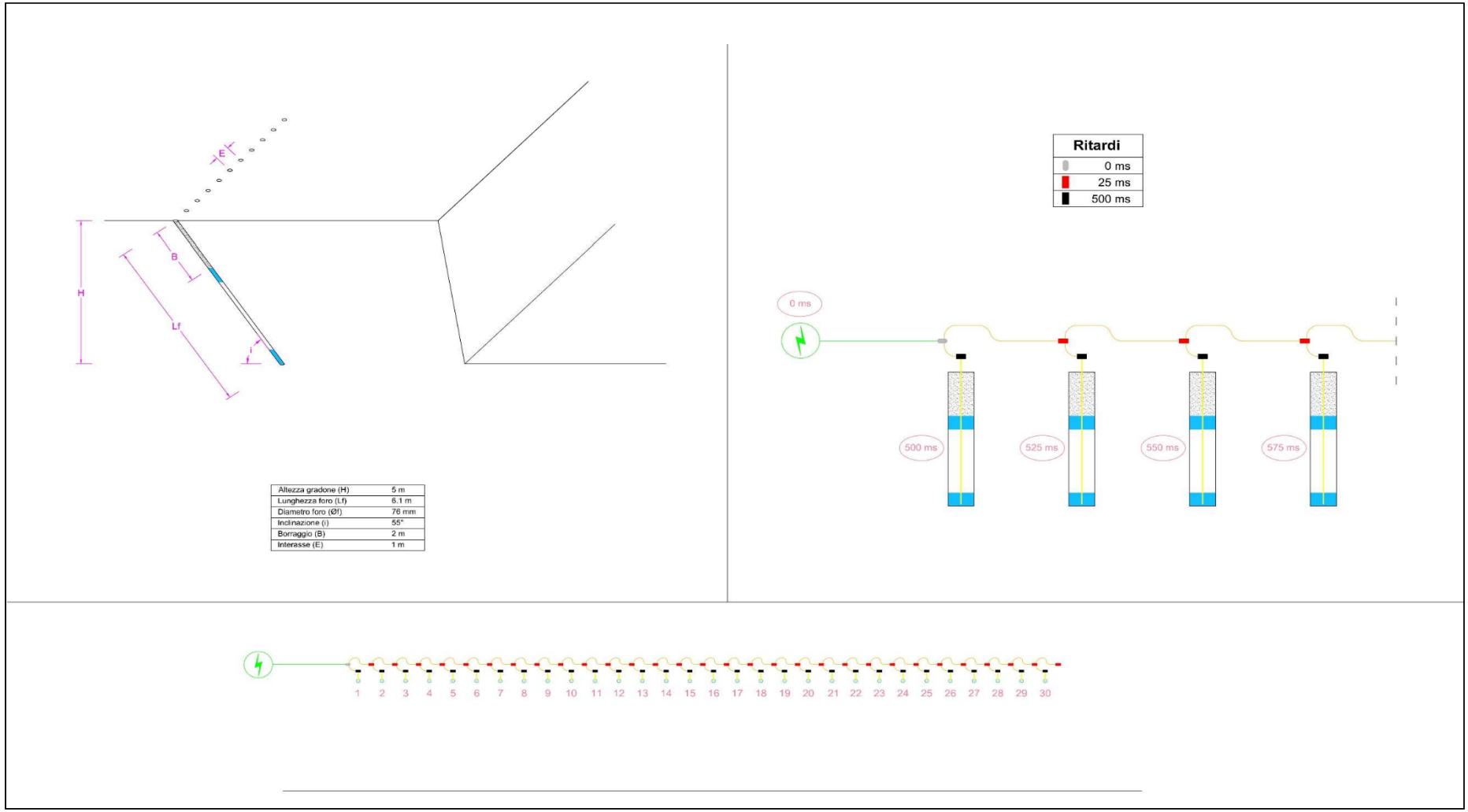

Figura 11 – Schema volata di profilatura.

4. Effetti ambientali delle coltivazioni a giorno

Lo scavo in roccia, mediante l'uso di esplosivo o attraverso lo scavo meccanico, comporta un dispendio di energia per dislocare e frammentare l'ammasso roccioso.

Dato che la roccia non è un mezzo perfettamente omogeneo, continuo ed elastico, data la presenza di discontinuità, fratture e stratificazioni, a seconda della tecnologia di scavo impiegata, parte dell'energia applicata può andare dispersa sotto forma di vibrazioni, rumore e generazione di calore.

4.1. Vibrazioni

Un processo di coltivazione mediante esplosivo comporta che parte dell'energia applicata per ottenere la dislocazione e la frammentazione dell'ammasso roccioso interessato venga dispersa sotto forma di vibrazioni. Partendo da un punto origine, esse seguono la legge di propagazione di un'onda sismica in un mezzo solido e, a seconda della qualità e tipologia dell'ammasso roccioso, della presenza o meno di fratture e discontinuità, la loro intensità e velocità di propagazione possono variare.

Come riportato in Figura 12, si riconoscono due tipi principali di onde:

- onde di volume
- onde superficiali

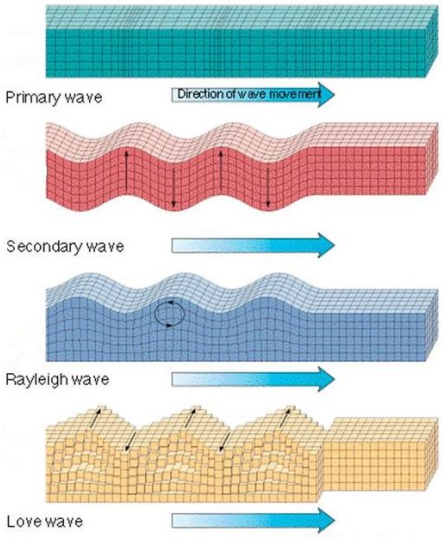

Figura 12 – Rappresentazione tipologia di onde sismiche.

Le prime sono composte dalle onde P di compressione e dalle onde S di taglio. Le seconde, invece, onde R di Rayleigh e onde L di Love, presentano una velocità di propagazione minore rispetto alle prime citate.

Le onde di volume si propagano con un intorno sferico e, quando intercettano la superficie di un terreno o qualsiasi interfaccia che presenta differenti caratteristiche elastiche, generano onde di taglio e onde superficiali.

Le onde R e S si propagano con un fronte d'onda cilindrico.

Per i nostri fini applicativi, per descrivere una vibrazione si utilizzano due parametri:

- frequenza, misurata in Hertz [Hz]
- velocità particellare di picco, *ppv* [mm/s]

La nocività dell'onda cresce al diminuire del primo e all'aumentare del secondo.

Questi valori possono essere misurati direttamente mediante l'utilizzo di un geofono e di un trasduttore. In Italia si fa riferimento alla norma UNI 9614:1990 "Misura delle vibrazioni negli edifici e criteri di valutazione del disturbo" e alla UNI 9614:2004 "Criteri di misura e valutazione degli effetti delle vibrazioni sugli edifici".

Usualmente si considerano i gradi di tollerabilità delle vibrazioni originate da brillamenti di mine per diversi tipi di costruzione, indicati dalla norma tedesca DIN 4150-3, 1999 "Le vibrazioni nelle costruzioni, Parte 3: Effetti sui manufatti". Tali limiti sono stati stabiliti con un ampio margine di sicurezza e non fanno riferimento alla possibilità di causare lesioni strutturali bensì alla possibilità di causare danni cosmetici, come incrinature nell'intonaco. (R.Mancini, M.Cardu, 2002)

Questa norma, sposata dall'Italia in quanto cautelativa, permette di raggruppare gli edifici civili e non in tre differenti classi, in base alla tipologia e funzione dell'edificio stesso.

4.1.1. Legge di sito – Distanza scalata

Nel periodo compreso tra il 23 aprile 2009 e il 22 ottobre 2009 sono state condotte delle campagne di misure vibrometriche finalizzate alla valutazione degli effetti indotti dai brillamenti di produzione. (M. Cardu, 2009).
Lo scopo di questa attività era l'indicazione dei limiti tecnici dei valori di velocità particellare di picco da non superare, per non danneggiare le strutture circostanti al sito estrattivo.

L'entità della propagazione del fenomeno attraverso la roccia dipende dalla tipologia dell'evento energizzante e dalle caratteristiche fisiche e meccaniche della roccia stessa. Si rende dunque necessario ricavare una legge empirica, valida solamente per il sito in oggetto di studio.

I geofoni sono stati posizionati in zone con presenza di affioramenti in continuità con l'ammasso roccioso e in prossimità dell'area in cui sono state effettuate le volate da monitorare.

Sono state considerate 2 zone di stendimento, con direzioni N – S ed E – W, ortogonali fra loro, utili a ricavare una corretta e precisa legge di sito.

Con legge di sito si descrive una relazione empirica che consente di prevedere gli effetti del brillamento di una volata in termini di velocità di vibrazione, andando a correlare la carica che detona istantaneamente (*cpd, charge per delay*, kg) e la distanza, espressa in metri, tra il punto di esplosione e il punto in cui si rileva tale valore.

È stato osservato empiricamente che la velocità particellare di picco è inversamente proporzionale al rapporto $\frac{R}{\sqrt{cpd}}$ $[\frac{\mathrm{m}}{\sqrt{\mathrm{kg}}}]$ definito come distanza scalata.

Per descrivere l'andamento della velocità particellare di picco esistono diverse formulazioni. Si può fare riferimento a quella standard fornita dalla USBM (United State Bureau of Mines), che prevede la detonazione di una carica avente geometria cilindrica:

$$ppv = K \cdot \left(\frac{R}{\sqrt{cpd}}\right)^{-\alpha} \quad [\mathrm{mm/s}] \tag{1}$$

dove:

ppv: velocità particellare di picco [mm/s]

K, α: costanti di sito ottenute sperimentalmente

R: distanza tra il punto di brillamento della carica e il punto di rilevazione [m]

Cpd: carica per ritardo [kg].

I valori di K e di α, costanti di sito ottenute in modo sperimentale, sono rispettivamente compresi tra 100 e 1000 tra 1 e 1.5.

La Tabella 3 riporta i valori limite di velocità particellare di picco, *ppv*, a seconda della frequenza della vibrazione. È osservabile come, in base alla funzione, tipologia di struttura e alle caratteristiche di sensibilità, gli edifici vengano suddivisi in 3 differenti classi:

- edifici sensibili, ppv = 3 mm/s
- edifici di abitazione civile, ppv = 5 mm/s
- strutture commerciali ed edifici industriali, ppv = 20 mm/s.

Classe	Tipo di edificio	Valori di riferimento per la velocità di vibrazione p.c.p.v in mm/s			
		Fondazioni			Piano alto
		Da 1 Hz fino a 10 Hz	Da 10 Hz fino a 50 Hz	Da 50 Hz fino a 100 Hz*)	Per tutte le frequenze
1	Costruzioni industriali, edifici industriali e costruzioni struttural-mente simili	20	Varia linearmente da 20 (f= 10 Hz) fino a 40 (f= 50 Hz)	Varia linearmente da 40 (f= 50 Hz) fino a 50 (f= 100 Hz)	40
2	Edifici residenziali e costruzioni simili	5	Varia linearmente da 5 (f= 10 Hz) fino a 15 (f= 50 Hz)	Varia linearmente da 15 (f= 50 Hz) fino a 20 (f= 100 Hz)	15
3	Costruzioni che non ricadono nelle classi 1 e 2 e che sono degne di essere tutelate (per esempio monumenti storici)	3	Varia linearmente da 3 (f= 10 Hz) fino a 8 (f= 50 Hz)	Varia linearmente da 8 (f= 50 Hz) fino a 10 (f= 100 Hz)	8
*)	Per frequenze oltre 100 Hz possono essere usati i valori di riferimento per 100 Hz.				

Tabella 3 – Valori di riferimento per la velocità di vibrazione in mm/s

I tre andamenti osservabili in Figura 13 descrivono la relazione tra velocità particellare di picco e frequenza della vibrazione. Gli edifici appartenenti alla classe 1, ossia costruzioni industriali, edifici industriali e costruzioni strutturalmente simili, possono essere interessati da vibrazioni che presentano una velocità particellare di picco molto superiore, a parità di frequenza, rispetto a quelle che possono raggiungere gli edifici in classe 2 e 3.

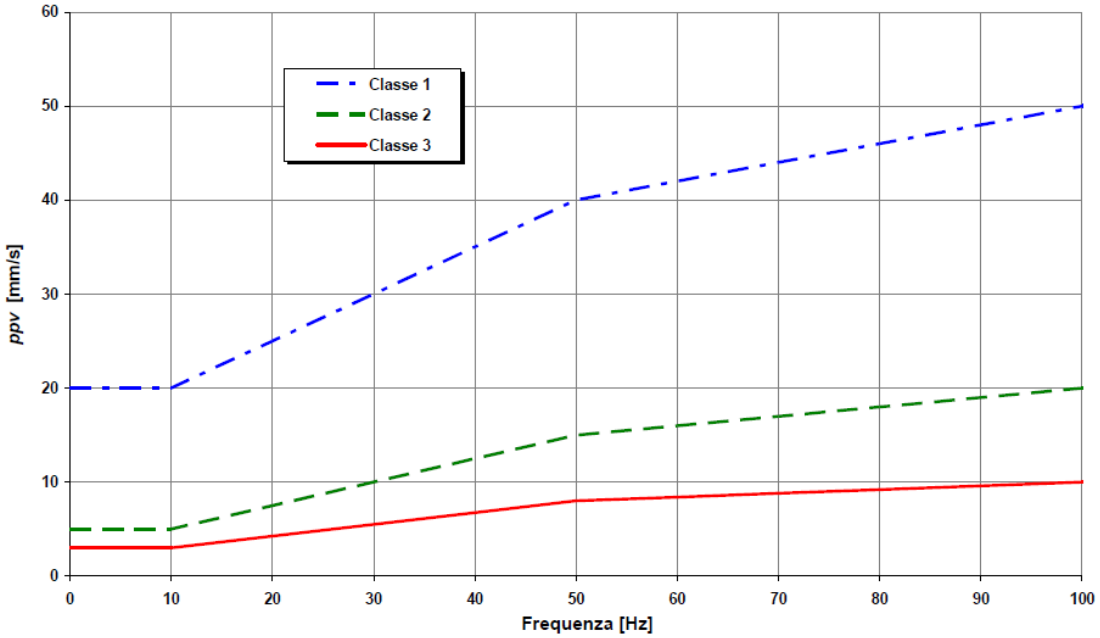

Figura 13 – Andamento della velocità di picco particellare [mm/s] rispetto alla frequenza [Hz], in accordo con la norma tedesca DIN 4150-3.

Per la scelta di limiti sismici di sicurezza nei confronti delle strutture da preservare, seguendo le indicazioni della norma UNI 9916:2004 “Criteri di misura e valutazione degli effetti delle vibrazioni sugli edifici”, la vibrazione del terreno dovrebbe essere rilevata in corrispondenza delle fondazioni o alla base dei muri di sostegno esterno.

Per determinare la “legge di sito”, i valori di distanza scalata e ppv vengono riportati in un diagramma bilogaritmico. In questo modo la relazione assume un andamento lineare e può essere determinata mediante l’interpolazione dei punti tramite regressione lineare ai minimi quadrati, come si osserva in Figura 14, in cui è rappresentata la relazione fra distanza scalata e ppv in direzione E – W.

Il coefficiente K si legge come intercetta con l’asse delle ordinate in corrispondenza del valore 1 in ascissa, mentre il coefficiente angolare della retta consente di ottenere la costante di sito α.

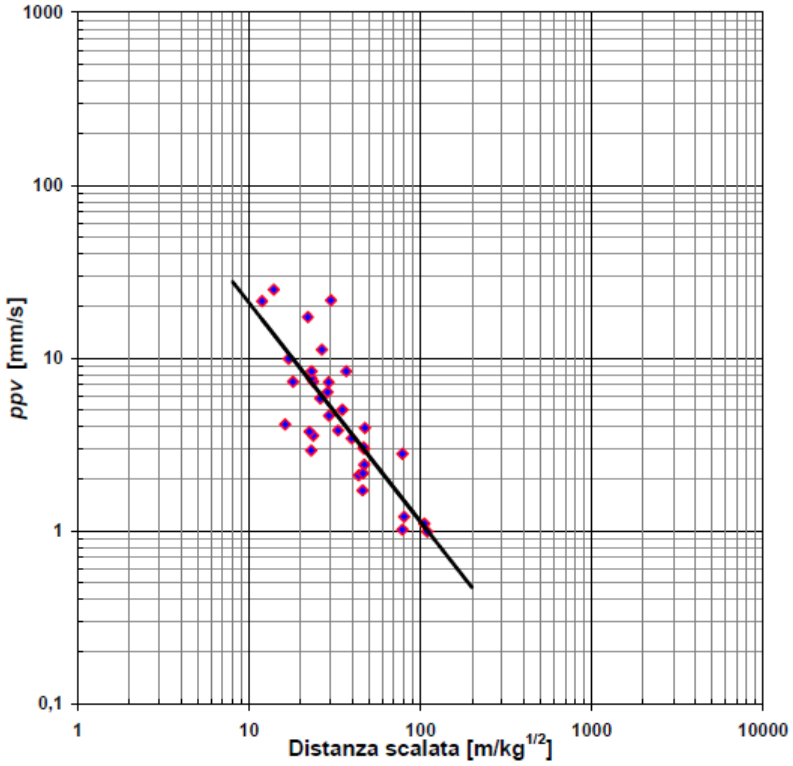

Figura 14 – Diagramma dei valori massimi della ppv in funzione della distanza scalata con interpolazione e definizione della legge di sito nella direzione E – W.

In particolare, per l'area soggetta ad ampliamento, i valori di carica per ritardo da rispettare, seguono la seguente legge:

$$ppv = 897.3 \cdot \left(\frac{R}{\sqrt{cpd}}\right)^{-1.27} \quad [\text{mm/s}] \tag{2}$$

4.2. Rumore

L'impatto associato alla componente in esame è legato soprattutto all'uso di esplosivo, per cui si tratta di disturbi puntuali, legati all'istante del brillamento, che avviene una volta al giorno; le altre sorgenti di rumore sono quelle proprie delle macchine di movimento terra (escavatori, pale e dumper). La cava è schermata da una fitta barriera vegetale, perciò le interferenze sonore sono limitate a un ambito ristretto. L'impianto di vagliatura può costituire una fonte addizionale di rumore ma, considerando che si tratta di un impianto di piccole dimensioni e che le fonti di potenziale rumore rimangono le stesse, l'impatto sull'emissione di rumori all'esterno della cava si può considerare trascurabile.

4.3. Sovrappressioni aree

Le onde di sovrappressione in aria, indotte dal brillamento di cariche esplosive, possono comportare una situazione di disagio per coloro che vivono in prossimità del sito estrattivo. Generalmente si affronta il tema della sovrappressione solamente nel caso in cui si opera mediante esplosivo. Il fenomeno si verifica quando una parte dell'energia liberata dall'esplosione si disperde in aria.

La frazione di energia che si disperde in aria, come è possibile osservare in Figura 15, aumenta al diminuire del confinamento della carica nell'ammasso ed è massima per esplosioni in aria libera, distanti dal suolo.

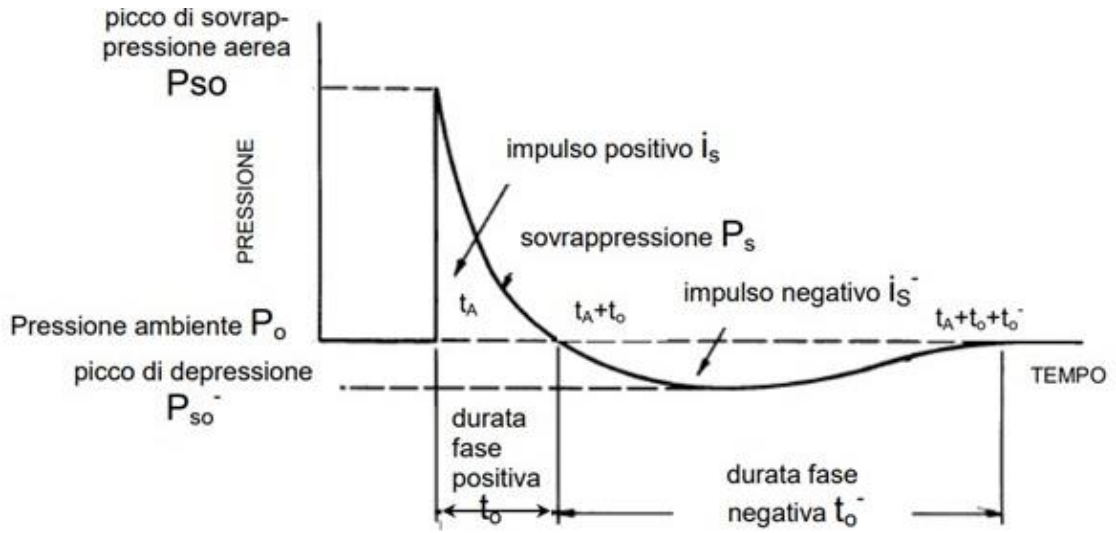

Figura 15 – Forma d'onda di sovrappressione aerea indotta dalla detonazione (Baker, 1973).

È possibile descrivere la sovrappressione aerea mediante una legge di sito, che presenta la seguente forma:

$$P_s = K_s \cdot \frac{Q^{1/3}}{R} \qquad [\text{Pa}] \tag{3}$$

dove:

P_s: pressione sonora

K_s: costante funzione della topografia locale, presenza o meno di schermature naturali o artificiali e dipendente da come le mine sono disposte, caricate, borrate e fatte esplodere

Q: carica per ritardo [kg].

Analogamente alle vibrazioni che si propagano nel terreno, anche le onde di sovrappressione aerea si possono descrivere attraverso il treno d'onda (ampiezza al variare del tempo). La frazione a frequenza più alta dell'onda di sovrappressione rientra nella gamma delle frequenze udibili, compresa tra i 20 Hz e i 20000 Hz. Le frazioni a frequenza minore sono meno udibili ma eccitano comunque le strutture presenti provocando dei movimenti che a loro volta generano del rumore caratteristico di scuotimento, noto come *rattling*.

4.4. Proiezioni

La tecnica di scavo con esplosivo comporta almeno due tipologie di movimentazione della roccia da abbattere:

- un movimento, prevalentemente orizzontale, verso avanti di tutto l'ammasso roccioso
- una proiezione di frammenti che, percorrendo una determinata traiettoria, raggiungono distanze notevoli dalla loro sede originaria.

Un movimento non sufficiente verso avanti causa un ammasso di detriti compatto e difficile da movimentare, mentre un movimento eccessivo comporta costi maggiori nella fase di caricamento.

La proiezione di frammenti è principalmente dovuta è un'errata progettazione della geometria della volata o da un improprio caricamento ed è funzione del diametro del foro. La precisione nella realizzare dei fori è un aspetto molto importante: una deviazione, rispetto alla traiettoria prevista, superiore ai 15 cm, può dare luogo a risultati negativi (H. Matti, 1999). Il problema tende ad essere maggiormente diffuso nel caso di fori orizzontali: la forza di gravità può contribuire a incurvare la punta dell'asta di perforazione, modificando la traiettoria ideale. Per ovviare a tale situazione si possono adottare una serie di accorgimenti, come ad esempio mantenere una pressione di alimentazione costante e non utilizzare una punta troppo usurata.

Particolare influenza è data dal diametro dei fori. Di solito, i diametri utilizzati variano tra i 68 mm e i 90 mm, e nel sito in esame sono di 76 mm. Le volate prevedono il brillamento di più file parallele di fori con una maglia rettangolare o quadrata, come nel caso oggetto di studio. L'interasse fra i fori è in genere pari a 30 – 40 volte il diametro di perforazione. Questa relazione è valida solamente per le mine di produzione. Qualora si adottassero un preslitting o uno *smooth blasting*, i rapporti sarebbero di 6 – 10 diametri nel primo caso, 15 – 25 nel secondo. La relazione tra il diametro dei fori e la lunghezza della proiezione è osservabile in Figura 16.

Con presplitting si indica una tecnica che consente di ottenere un brillamento controllato, con l'obiettivo di isolare il volume di roccia, da abbattere in un secondo momento, dall'ammasso roccioso in modo da prevenire e limitare effetti negativi come vibrazioni, rottura del banco non ancora interessato da coltivazione e di filtrare l'effetto dei gas generati dalla detonazione delle cariche. Questa tecnica richiede una certa precisione nella perforazione dei fori ed è applicabile solamente in rocce omogenee.

Lo smooth blasting è una tecnica che consente di definire il perimetro di un volume di roccia già abbattuta. Si ottiene un contorno dell'abbattuto senza fratture e roccia danneggiata.

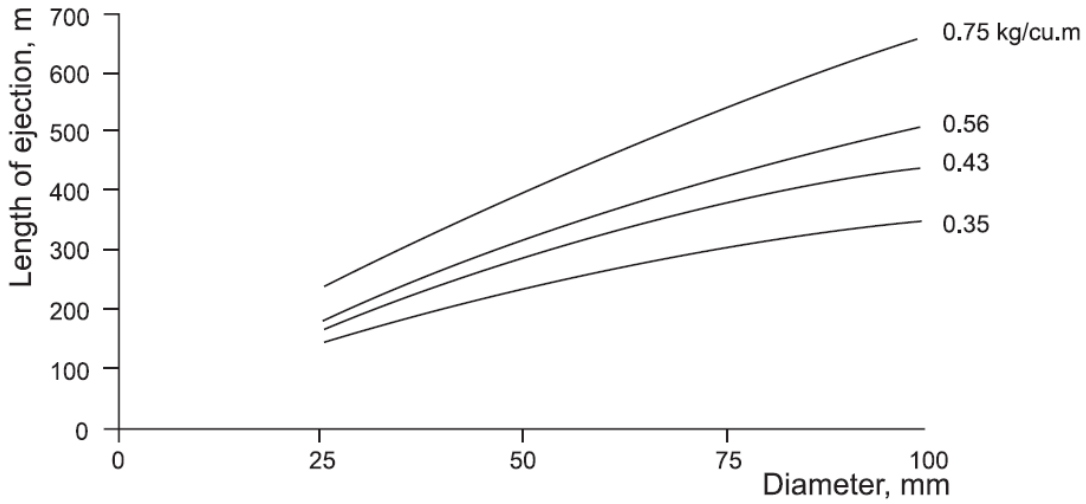

Figura 16 – Diametro foro [mm] vs distanza proiezione [m]. (Sandvick Tamrock Corp., 1999, Rock Excavation Handbook, Cap.3 "Principles of rock excavation technologies").

La Figura 17 illustra le possibili conseguenze di una non corretta progettazione della volata.

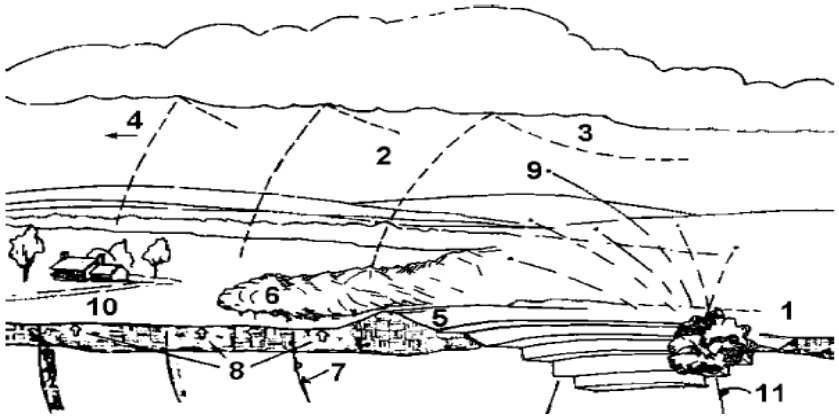

Figura 17 – Rappresentazione dei possibili disturbi dovuti alla detonazione di una volata non correttamente progettata. 1 esplosione, 2 airblast, 3 riflessione dell'airblast, 4 direzione del vento, 5 barriere di terra, 6 barriere arboree, 7 vibrazioni, 8 misura della ppv, 9 proiezioni, 10 edifici, 11 corpo della cava (Kuzu et al., 2005).

5. Stato attuale e tecniche di scavo alternative al sito oggetto di studio

Come illustrato nei capitoli precedenti, l'area estrattiva soggetta ad ampliamento è in prossimità di una zona residenziale. La distanza minima prevista tra il limite dell'area di scavo e il gruppo di case è pari a circa 62 m La superficie complessiva è di 44533.27 m^2, con una lunghezza media del lato maggiore pari a 554 m e una larghezza media di 79 m.

Nei prossimi 3 – 4 anni si prevede la coltivazione di 1500000 m^3 di calcare.

Si rende quindi necessario studiare delle soluzioni alternative all'attuale tecnica di scavo in modo da poter ovviare alla possibilità di superare i valori imposti dalla normativa in merito ai livelli di vibrazioni e rumore.

Al di sopra dello strato di calcare, la copertura, caratterizzata da detriti morenici e quaternari, presenta uno spessore irregolare. Esso varia da pochi metri fino ad un massimo di 40 m, come riportato nella sezione tipo di Figura 18.

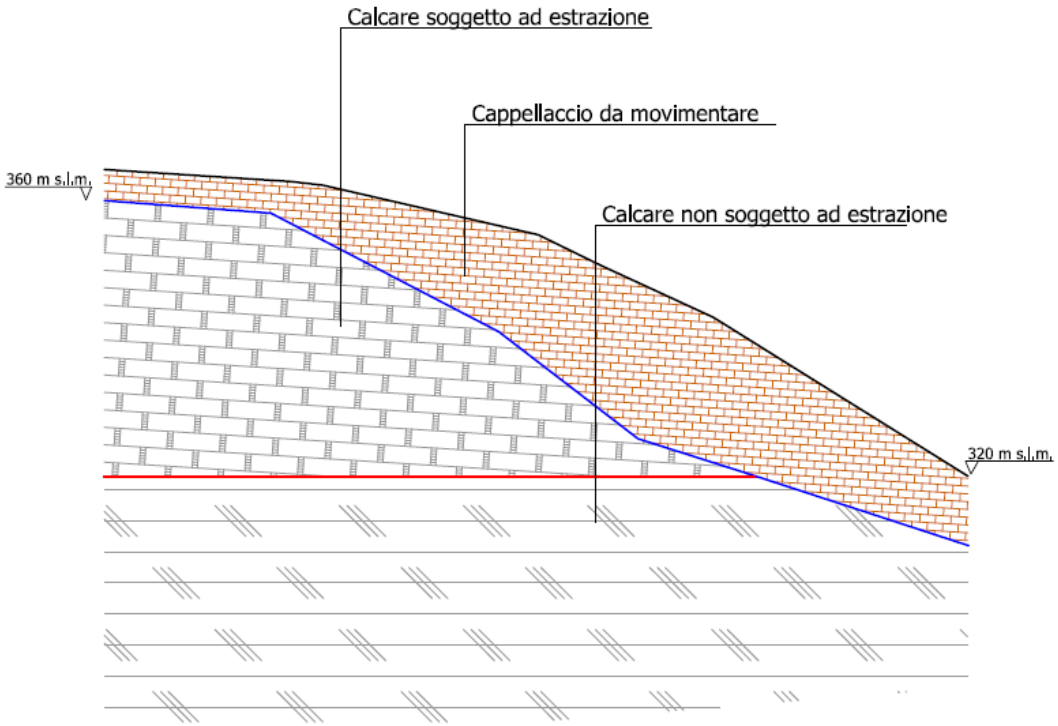

Figura 18 – Sezione tipo dell'area soggetta ad ampliamento.

5.1. Caratteristiche tecniche area soggetta ad ampliamento

L'area soggetta ad ampliamento è caratterizzata da un ammasso roccioso calcareo marnoso avente uno spessore pari a circa 34 m (Figura 19). Dalla classificazione secondo l'indice RMR di Bieniawski, si evince che il materiale ha una qualità discreta. Come risulta da prove effettuate in laboratorio, il valore di resistenza a compressione uniassiale (UCS) misurato, varia tra 40 – 50 MPa.

Per la rimozione del cappellaccio si procede utilizzando un sistema composto da escavatore più dumper. Come riportato al paragrafo 2.3.3 "Modalità operative", in questa fase di rimozione il numero di mezzi e di individui impiegati è limitato rispetto alla disponibilità totale.

Figura 19 – Vista frontale dell'area che sarà soggetta ad ampliamento.

5.2. Organizzazione attuale del cantiere

L'attuale tecnica di coltivazione prevede in media 4 volate alla settimana e un'organizzazione del lavoro basata su 1 o 2 turni a seconda della produttività richiesta.

Mediante l'impiego di 2 perforatrici Atlas Copco KK vengono perforati i fori da mina. In media viene realizzata una volata al giorno.

In seguito al brillamento e all'allontanamento dei fumi e delle polveri si procede alla movimentazione dell'abbattuto. Se necessario, attraverso un martello demolitore idraulico, si riduce la pezzatura dei blocchi che non rispettano le dimensioni desiderate, pari a un massimo di 50 – 60 cm di lato.

Come osservabile in Figura 20, la movimentazione dei 4500 m^3 di calcare, ottenuti in seguito al brillamento di una volata, avviene grazie all'escavatore CAT 385B da 86 t. Vengono impiegati 4 dumper che percorrono una distanza media tra area di coltivazione e impianto di frantumazione pari a circa 2 km.

Figura 20 – Organizzazione attuale del cantiere.

5.3. Tecniche alternative all'impiego dell'esplosivo

La tecnica di scavo attualmente impiegata presso la cava Faraona consente di ottenere una pezzatura dell'abbattuto di dimensioni tali da permetterne la movimentazione verso l'impianto di frantumazione attraverso dei dumper.

L'obiettivo è estrarre il calcare da cemento minimizzando e contenendo i costi. Nei prossimi paragrafi vengono considerate delle soluzioni alternative all'attuale tecnica

impiegata; si precisa comunque che ogni alternativa eventualmente prescelta dovrà rispettare i seguenti aspetti:

- mantenere la produttività del sito invariata o addirittura migliorarla
- limitare l'aumento dei costi
- adeguare e modificare la tecnica in base ai risultati ottenuti
- determinare le quantità di esplosivo necessarie per adottare un eventuale preminaggio
- decidere quali mezzi, correttamente dimensionati, utilizzare in modo da ottenere la produttività richiesta.

Vengono in seguito illustrate tre classi differenti di macchine per lo scavo meccanico, sulla base delle loro caratteristiche tecniche, applicative e dei vantaggi e degli svantaggi cui sono soggette.
Da un'analisi dei dati reperiti in letteratura e forniti dalle case costruttrici, e sulla base della produttività media oraria di 625 t/h dell'impianto di frantumazione della cava in oggetto di studio, si valuta quale tecnica sia più idonea ad affiancare e/o sostituire l'uso dell'esplosivo.

5.3.1. Ripper – dozer

Con dozer si indica un trattore cingolato con una lama frontale il cui compito è di movimentare il materiale sciolto (dall'inglese *dozing*).
Sulla parte posteriore può essere montato un ripper, che trascinato dal dozer lungo una traiettoria prestabilita, consente l'apertura di solchi nella roccia. La qualità e la tipologia di quest'ultima, la presenza o meno di fratture hanno un'importante influenza sulla forza da applicare al dente: più debole e fratturata è la roccia e meno forza si deve applicare per rompere e disgregare il materiale.

Caratteristiche delle rocce che favoriscono il rippaggio:

- fratture, faglie e giunti; queste superfici agiscono come piani di debolezza
- azione degli agenti atmosferici; maggiore è il grado di alterazione della roccia più semplice è la rottura
- fragilità e struttura cristallina della roccia.

Generalmente, nelle condizioni di roccia dura, si utilizza un monodente per garantire una maggiore profondità di penetrazione. La profondità del dente può essere regolata dal posto

di guida mediante un apposito estrattore perno. In generale le caratteristiche principali per la scelta di un trattore sono le seguenti:

- potenza del dozer [kW]
- peso [t]
- velocità di spostamento
- rapporto caratteristico velocità/trazione
- coefficiente di aderenza, ovvero il rapporto tra la trazione massima esercitabile e il peso
- facilità di manutenzione.

Il dente del ripper è composto da una barra di acciaio (*shank*) ad alta resistenza a flessione e rigidità. Esistono due tipologie differenti di attacco del dente del ripper:

- a cerniera o radiale
- a parallelogramma

Collegamento a cerniera: l'angolo di attacco della punta varia con la profondità di penetrazione del dente. Questa caratteristica rende difficile la penetrazione in rocce dure e può addirittura comportare l'incastro del gambo nel terreno (Figura 21).

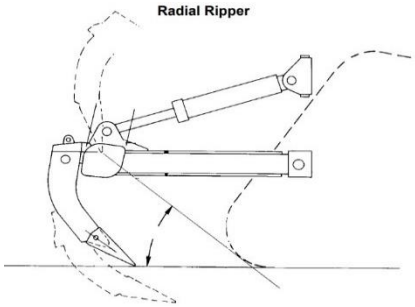

Figura 21 – Schema illustrativo del collegamento a cerniera del dente del ripper.

Collegamento a parallelogramma: all'aumentare della profondità di passata l'angolo di attacco non cambia. Questa configurazione permette anche di ottenere un collegamento a passo variabile (Figura 22).

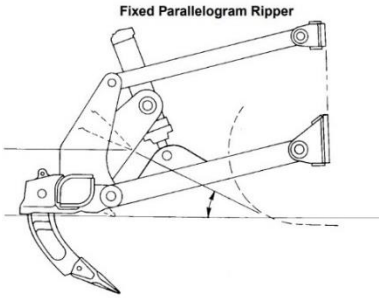

Figura 22 – Schema illustrativo del collegamento a parallelogramma del dente del ripper.

All'estremità del ripper viene montato l'utensile vero e proprio, come si può notare in Figura 23, caratterizzato da una punta dura e resistente all'abrasione. Per quanto sia resistente e duratura, la punta va periodicamente affilata o sostituita.
La profondità del solco creato dipende dalla posizione nella quale viene fissato il dente lungo il gambo.

Figura 23 – Cat D11T, uno dei più grandi dozer attualmente in commercio. Si notano la lama frontale e il ripper con attacco a parallelogramma montato sulla parte posteriore. (www.cat.com)

Un valore approssimativo della produttività può essere ottenuto partendo dalla valutazione di quanto impiega il mezzo a lavorare un'area soggetta a rippabilità. I valori empirici dimostrano come questa metodologia di valutazione sovrastimi la produttività finale di circa il 20%. La formula impiegata per la valutazione della produttività con il metodo approssimativo è la seguente:

$$Produttività\ di\ rippaggio\ (m^3/h) = \frac{volume\ lavorato\ (m^3)}{1.2 \cdot tempo\ medio\ (h)} \quad (4)$$

5.3.2. Escavatore

Se è necessaria un'elevata resa e i volumi di materiale da movimentare sono significativi, la scelta della tipologia di macchinario da impiegare può ricadere sull'escavatore idraulico cingolato (Figura 24).

Nella cava in oggetto di studio vengono attualmente impiegati 3 escavatori a benna rovescia:

- 1 Cat 385B da 86 t
- 1 Cat 336D da 37 t
- 1 Komatsu PC210 da 23 t.

Questa configurazione è particolarmente adatta per rimuovere del materiale che si trova a una quota inferiore a quella a cui sono posti i cingoli.
Il caricamento su un dumper è reso più agevole, con una diminuzione dei tempi di ciclo quando l'escavatore opera su un piano più alto.

Figura 24 – Escavatore idraulico a benna rovescia Liebherr R9100B da 113 t con benna da 7 m^3 durante la movimentazione di materiale. (www.liebherr.com)

Le caratteristiche tecniche principali sono:

- peso operativo [kg]
- potenza [kW]
- profondità massima di scavo [mm]
- volume della benna [m^3].

L'utilizzo dell'escavatore nella cava Faraona è per la riduzione del materiale abbattuto, tramite martello demolitore idraulico, qualora la pezzatura ottenuta dal brillamento della volata non sia quella richiesta, soprattutto nella movimentazione e nel caricamento del materiale sui dumper.

Non è semplice stimare a priori la produttività di un escavatore, in quanto fattori come la tipologia e la condizione fisico-geomeccanica dell'ammasso roccioso possono influenzare i valori ottenibili.

In alcune situazioni, la produttività di un escavatore in seguito a un preminaggio è paragonabile a quella di un dozer munito di ripper. Basandosi sul numero di cicli di carico in un'ora o in un turno lavorativo è comunque possibile determinare la produttività di un escavatore, mantenendo come unica ipotesi che ad ogni bennata sia movimentata la stessa quantità di materiale.

Per rapportarsi al caso reale si possono applicare una serie di fattori correttivi:

- per il materiale abbattuto si considera un fattore di aumento del volume, noto come *Bulking Factor B.F.*, che consente di determinare l'aumento di volume tra la roccia in posto e quella abbattuta. Nel sito oggetto di studio questo valore è pari a: 1.6
- per la benna si applica un fattore di riempimento, *Bucket Fill Factor*, il quale dipende dalle dimensioni del materiale escavato. Nel sito oggetto di studio questo valore è pari a: 1.2
- per il tempo effettivo di lavoro si applica il *Job Efficiency Factor*, che tiene conto di tutti i tempi di attesa durante il turno, come ad esempio l'arrivo del dumper da caricare. Nel sito oggetto di studio questo valore è pari a: 1.

Vi è inoltre un fattore di correzione che dipende dall'abilità dell'operatore. Nel sito oggetto di studio questo valore è pari a 1.

L’usura maggiore in un escavatore si ha sulla benna, soprattutto se si sta escavando una roccia abrasiva. È dunque da considerare necessaria una manutenzione periodica che comprenda anche la sostituzione dei denti nel caso siano usurati.

Oltre alla benna, in un’applicazione come quella richiesta dal sito in oggetto di studio, possono essere utilizzate altre due attrezzature:

- martello demolitore idraulico
- testa fresante

Il martello demolitore idraulico è ampiamente impiegato sia in ambito civile che minerario a partire dagli anni ’960. Il principio di funzionamento è molto semplice: vi è un pistone che muovendosi colpisce la base di una punta che consente di trasmettere alla roccia vibrazioni che ne causano la rottura. È stato dimostrato come l’energia specifica [MJ/m^3], definita come l’energia necessaria per rompere un volume unitario di materiale, è inversamente proporzionale all’energia di impatto. La relazione tra energia di impatto, peso del pistone e velocità è data delle seguenti equazioni (Hughes, 1974):

$$SE = \frac{k}{\sqrt{E_i}} \quad [\text{MJ/m}^3] \tag{5}$$

$$E_i = \frac{MV^2}{2} \quad [\text{KN m}] \tag{6}$$

dove:

SE: energia specifica

E_i: energia d’impatto

M: peso del pistone [kg]

V: velocità del pistone [n° colpi/min]

k: costante.

Le prestazioni di un martello demolitore idraulico non dipendono solamente dalla resistenza a compressione ma anche da quella di trazione (Evans, 1974). Si rende quindi necessaria una valutazione tecnica per determinare le caratteristiche meccaniche dell’ammasso in sito, le quali sono differenti dalle cosiddette “condizioni tipiche” quali

resistenza a compressione uniassiale (UCS), resistenza a trazione, resistenza al taglio e angolo di attrito interno, e sono osservabili solamente sulla scala di dimensione metrica-plurimetrica: tale valutazione consiste nel determinare la densità delle fratture, ovvero la spaziatura media tra le fratture e i piani di debolezza e la isotropia o anisotropia del mezzo. La durezza della roccia è un altro parametro importante, in quanto influenza la vita utile dell'utensile. Di solito si sceglie un martello il cui peso è intorno al 10-15% di quello dell'escavatore e, a seconda della tipologia della roccia da attaccare, in commercio esistono diverse tipologie di punte del martello. In Figura 25 è riportato l'esempio di un martello demolitore idraulico montato su escavatore.
Un grande vantaggio di questa tipologia di macchina, soprattutto quando viene impiegata in prossimità di zone sensibili, è rappresentato dalla limitata velocità di vibrazione trasferita al terreno. Test empirici hanno dimostrato come le vibrazioni generate siano circa il 5 – 10 % del valore indotto dalla detonazione di una carica.

Figura 25 – Escavatore munito di martello demolitore idraulico al lavoro. (www.epiroc.com)

Alcuni parametri utili nella valutazione delle prestazioni di un martello demolitore idraulico sono:

- P_{inp}: quantitativo di olio richiesto x pressione di esercizio
- P_{out}: energia di impatto x numero di colpi/minuto.

Rapportando questi due valori si ottiene il rendimento η della macchina che, generalmente, è compreso tra 0.7 e 0.9. Va inoltre considerato il parametro IBR (*istantaneous breaking rate*, [m^3/h]).

Sfruttando una formulazione di derivazione empirica (Bilgin. et al., 1996, 1997, 2002), è possibile determinare la produttività oraria di un martello demolitore idraulico:

$$IBR = 4.24 \cdot P \cdot (RMCI)^{-0.567} \tag{7}$$

$$RMCI = SC \cdot \left(\frac{RQD}{100}\right)^{\frac{2}{3}} \tag{8}$$

dove:

P: potenza dell'escavatore [Hp]
RMCI: rock mass cuttability index [MPa]
SC: resistenza a compressione uniassiale [MPa]
RQD: rock quality designation [%].

La formula mostra chiaramente che all'aumentare del valore di RQD la produttività del martello demolitore idraulico diminuisce.
Il martello demolitore idraulico è forse l'alternativa all'esplosivo meno adatta nelle cave e miniere in prossimità di centri abitati. Oltre all'aspetto economico, vanno tenuti in considerazione sia la bassa produttività ottenuta sia i livelli di rumore che si possono registrare in vicinanza a zone residenziali.
Le teste fresanti sono organi di scavo composti da un singolo o doppio tamburo rotante sulla cui superficie sono montati dei denti, posizionati secondo una certa geometria, che consentono di rompere e frammentare la roccia. Si tratta di una macchina ad attacco puntuale non idonea all'impiego in rocce abrasive.
La fresa è montata all'estremità del braccio di un escavatore e si suddivide in due tipologie:

- testa trasversale
- testa a vite.

La fresa a testa trasversale, in Figura 26, è composta da un doppio tamburo, disposto su un asse di rotazione perpendicolare al braccio dell'escavatore e parallelo al fronte di

scavo. Quest'attrezzatura dalla forma cilindrica è adatta per attaccare rocce che presentano valori di resistenza a compressione uniassiale (UCS), pari a 50 – 60 MPa.

La fresa con testa longitudinale ha una forma conica ed ha l'asse di rotazione longitudinale rispetto al braccio dell'escavatore e perpendicolare al fronte di scavo. I valori di resistenza a compressione uniassiale della roccia attaccabile con questa tipologia di fresa sono minori rispetto al caso precedentemente descritto. Entrambe le configurazioni presentano utensili a matita in widia, un sinterizzato di carburo di tungsteno e cobalto.

Figura 26 – Esempio di fresa a testa trasversale. (www.simex.it)

Le caratteristiche della roccia influenzano la tipologia di attrezzatura da impiegare. Per la classificazione di una testa fresante sono influenti i seguenti parametri:

- classe di peso dell'escavatore su cui verrà montata [t]
- peso della testa [kg]
- potenza nominale [kW]
- velocità di rotazione della testa [rpm]
- pressione di funzionamento del tamburo [bar]
- tipologia di testa (trasversale o a vite)
- numero di utensili presenti
- diametro degli utensili [mm].

Le prestazioni della testa fresante dipendono dalle caratteristiche della roccia, dalla presenza o meno di fratture e discontinuità e dall'abrasività del materiale. Un limite comune a tutte le frese che montano utensili striscianti è l'elevata usura nel caso di scavo in roccia abrasiva. Questo comporta una caduta dei livelli di produttività della fresa e un aumento dei costi di manutenzione e sostituzione dei ricambi. In Figura 27 si riporta l'andamento della produttività oraria al variare della resistenza a compressione uniassiale della Fresa ER5500 della società Epiroc-Erkat. Si tratta di una testa idonea al montaggio su escavatori da 70 – 125 t.

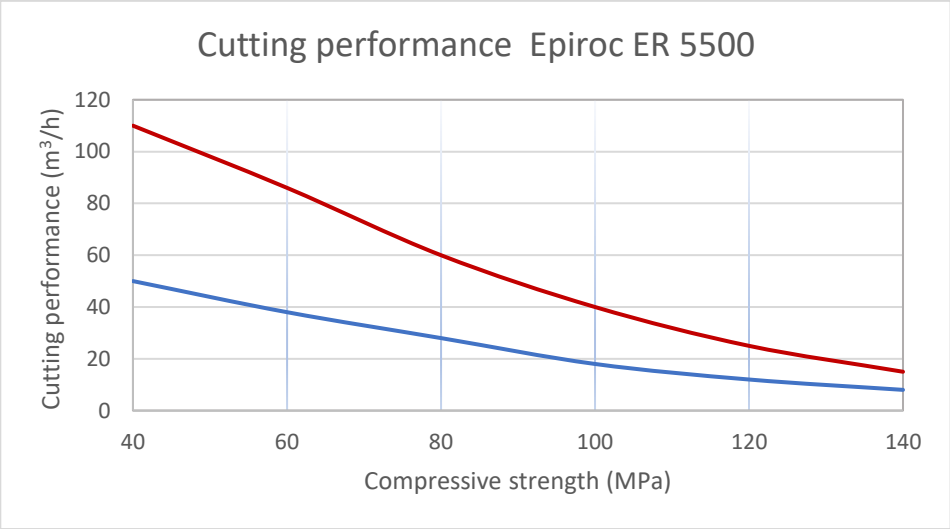

Figura 27 – Andamento della produttività oraria rispetto all'aumentare del valore di resistenza a compressione uniassiale. (www.epiroc.com)

5.3.3. Surface miner

A partire dagli anni '970 i surface miner hanno trovato applicazione all'interno di cave e miniere a cielo aperto. La macchina, riportata in Figura 28, rappresenta un'evoluzione delle fresatrici a freddo che vengono utilizzate per la rimozione e l'asportazione di conglomerati bituminosi.

Figura 28 – Surface miner in azione in una cava di calcare. (www.wirtgen-group.com)

L'organo di scavo è un tamburo rotante orizzontale, posto in posizione centrale o a un'estremità del telaio della macchina. In Figura 29 è riportato lo schema di una macchina a tamburo rotante centrale. Esso monta una serie di utensili in widia, il cui diametro e lunghezza variano a seconda delle caratteristiche fisiche e geomeccaniche della roccia da escavare. Il tamburo è soggetto a una rotazione costante e può presentare verso di taglio concorde o discorde a quello di avanzamento, asportando delle fette orizzontali di materiale dello spessore di qualche decina di centimetri, 30 - 80 cm, e larghezza pari a quella del tamburo.

Durante la fresatura concorde, il tamburo avanza nella direzione di rotazione. Questa soluzione è sempre preferibile. Lo spessore delle schegge diminuisce gradualmente, raggiungendo un valore nullo alla fine del taglio.

Nella fresatura discorde, la direzione di avanzamento del tamburo è opposta alla sua rotazione. Lo spessore della scheggia asportata parte da un valore nullo e aumenta progressivamente.

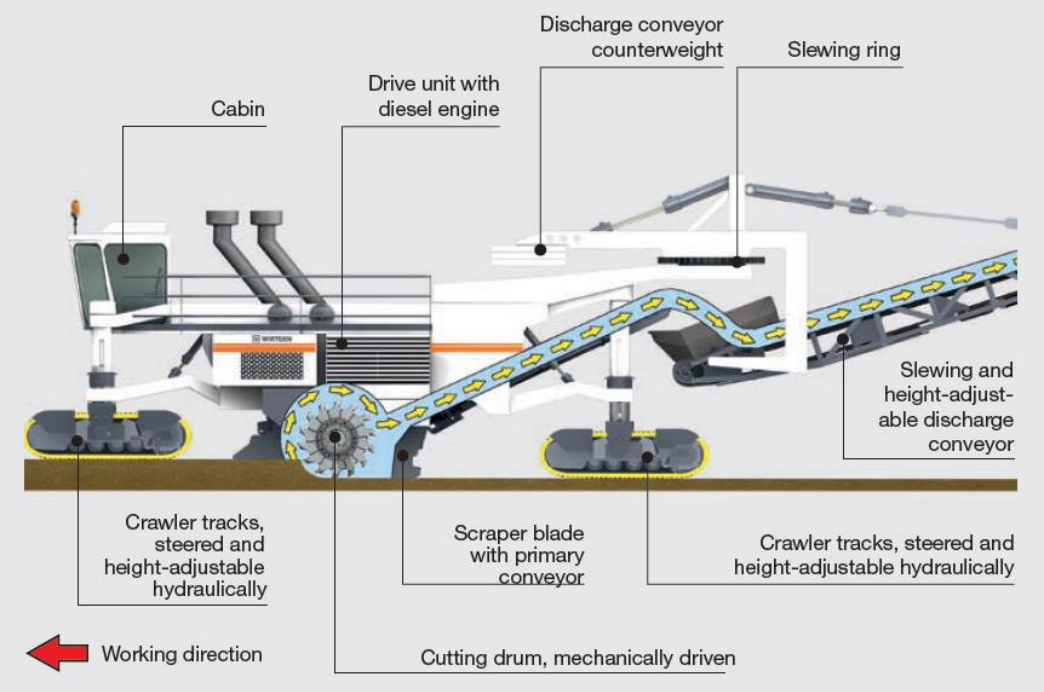

Figura 29 – Schema illustrativo di un surface miner. (www.wirtgen-group.com)

Queste macchine si spostano grazie a cingoli che ne garantiscono la stabilità in fase di scavo anche su terreni accidentati.

Il numero di cingoli e il posizionamento del tamburo rotante dipendono dalla filosofia progettuale dell'azienda produttrice; in seguito sono riportati 2 esempi:

- l'azienda tedesca Wirtgen utilizza 4 cingoli sterzanti e variabili in altezza con il tamburo in posizione centrale rispetto alla struttura della macchina.

  In questo modo tutto il peso della macchina grava sulla testa fresante e tutta la potenza può essere convertita in potenza utile per lo scavo.

  Alcuni modelli sono dotati di braccio orientabile per la movimentazione del materiale escavato;
- case produttrici come Vermeer e Trencor, Figura 30, invece sfruttano un tamburo posto a un'estremità del telaio e 2 grandi cingoli. La macchina è più compatta rispetto alla precedente e comporta di conseguenza spazi minori di manovra.

Figura 30 – Esempio di surface miner a tamburo rotante frontale. (www.trencor.com)

I surface miner presentano ampie possibilità di applicazione: richiedono fronti di scavo estesi e regolari per ottenere elevati valori di produttività. Le rocce attaccabili con questo sistema hanno un ampio range di proprietà fisiche e meccaniche. I valori di resistenza a compressione uniassiale (UCS) massimi sono compresi tra 80 e 100 MPa, con picchi di 120 MPa in alcune condizioni favorevoli.

Le fresatrici a tamburo rotante centrale sono più adatte a lavorare in condizioni di roccia dura in quanto con questa configurazione riescono a sfruttare al massimo il proprio peso e quindi massimizzano la potenza utile disponibile. L'appoggio su 4 cingoli consente maggiore stabilità e controllo all'intero sistema.

La seconda tipologia di surface miner, con tamburo rotante posto a un'estremità, opera preferenzialmente in rocce molto tenere/tenere: questa configurazione non consente di scaricare completamente il peso della macchina sul tamburo, rendendo quindi meno aggressiva e potente l'azione di taglio.
Oltre ai valori di UCS, analogamente alle teste fresanti da montare su un escavatore, un secondo parametro per determinare l'applicabilità della macchina è dato dalle caratteristiche fisiche e geomeccaniche della roccia (presenza di giunti, di piani di debolezza, spessore degli strati ed eventuale fessurazione).

Come riportato nella Figura 31, si osserva che al crescere del valore di RMR, e quindi all'aumentare della qualità dell'ammasso roccioso, corrisponde una riduzione della produttività [m^3/h].

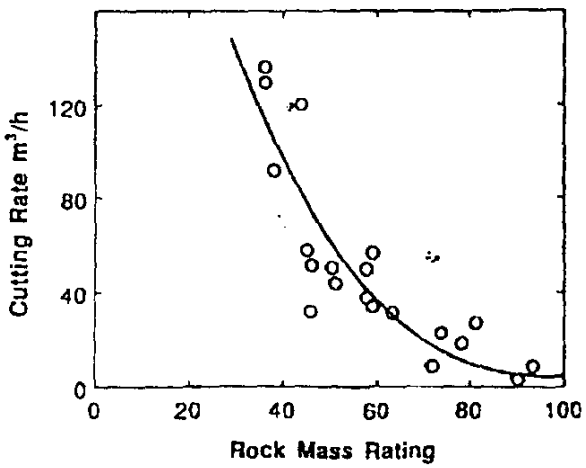

Figura 31 – Confronto tra classificazione RMR e produttività oraria dei surface miner (Garofalo, 2007).

Il vantaggio di questa macchina è rappresentato dalla possibilità di svolgere in un'unica fase almeno 4 passaggi, senza ricorrere alla sequenza tradizionalmente impiegata nelle tecniche di scavo con esplosivo, ossia:

- perforazione dei fori da mina
- brillamento della volata
- movimentazione dell'abbattuto mediante un sistema escavatore + dumper oppure pala gommata + dumper
- frantumazione.

6. Soluzioni per ovviare al problema vibrazioni

Dalla campagna di rilevazioni vibrometriche, condotta da aprile ad ottobre 2009, è stata ottenuta la seguente relazione:

$$ppv = 897.3 \cdot \left(\frac{R}{\sqrt{cpd}}\right)^{-1.27} \tag{9}$$

Conoscendo il valore di velocità particellare di picco da rispettare, secondo la normativa DIN 4150 – 3, si è determinata la carica per ritardo utilizzabile per una data distanza tra il punto di scoppio e il punto di rilevazione.

I valori ottenuti sfruttando l'eq. (9) sono riportati in Tabella 4.

***ppv* [mm/s]**	**Distanza punto di sparo – rilevazione [m]**	**cpd [kg]**
3	0	0
	50	0.32
	70	0.62
	90	1.02
	110	1.53
	130	2.13
	150	2.84
	170	3.65
5	0	0
	50	0.71
	70	1.38
	90	2.29
	110	3.41
	130	4.77
	150	6.35
	170	8.15

Tabella 4 – Indicazione della massima carica per ritardo utilizzabile in funzione della distanza.

I risultati sono riportati in Figura 32, da cui si evince chiaramente la variazione della cpd in funzione della distanza.

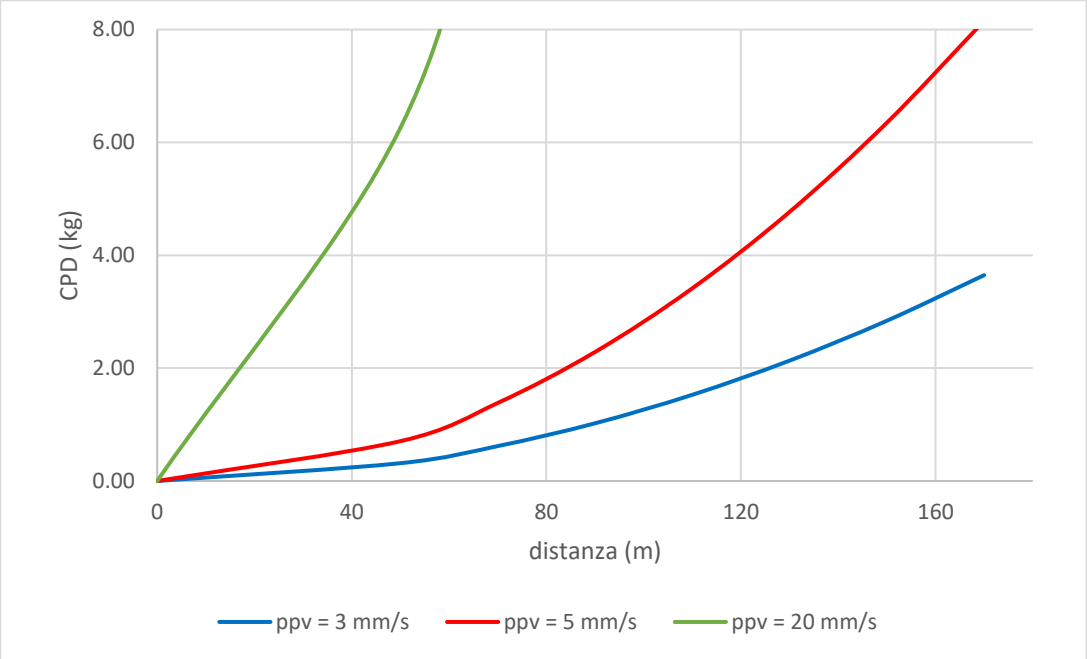

Figura 32 – Abaco per la determinazione della massima carica istantanea utilizzabile in funzione della distanza dagli obiettivi da proteggere e del limite adottato (direzione E – W cava Faraona).

La legge di sito adottata si è dimostrata molto cautelativa.

Attualmente, i valori misurati di *ppv* a una distanza di 150 m sono pari a 1.5 mm/s: si tratta di un valore inferiore a quello più cautelativo suggerito dalla legge di sito, anche perché finora il caricamento dei fori nei gradoni di 5 m prevede una singola carica/foro.

La situazione attuale consente quindi di pensare a soluzioni alternative a quelle attuali senza abbandonare necessariamente l'uso dell'esplosivo.

In seguito sono illustrate le soluzioni attuabili e quelle da escludere a causa del non raggiungimento dell'obiettivo di produttività giornaliera imposto.

6.1. Soluzioni adottabili

6.1.1. Modifica della carica

Allo stato attuale, a seconda delle necessità produttive, l'altezza dei gradoni per l'abbattimento di produzione può essere di 5 o 8 m. Per rispettare i limiti di carica per ritardo imposti dalla legge di sito, si considera di adottare un'altezza pari a 5 m.

Quando si è costretti a modificare e a ridurre il valore della carica per ritardo utilizzata, vi sono 3 differenti possibilità:

- ridurre l'altezza del gradone
- modificare la maglia di tiro
- introdurre dei ritardi in foro.

Come illustrato al Capitolo 2, con un gradone di altezza pari a 5 m, si impiegano fori con un diametro di 76 mm e lunghezza complessiva di 5.35 m. La maglia di tiro è quadrata, con spalla e interasse di 2.5 m. (E = 2.5 m, V = 2.5 m, H = 5 m). A ciascuna mina compete dunque un volume pari a 31.25 m^3. Considerando un Bulking Factor pari a 1.6 e una densità tipica del calcare pari a 2.5 t/m^3, si ottiene che la produzione di ogni foro è di 125 t di materiale. Nel caso di un gradone da 5 m di altezza, si dispongono su 3 – 4 file al massimo 98 fori, da cui risulta un totale di 11250 t di materiale abbattuto da una volata.

Dati i valori di cpd da rispettare, nella zona Ovest del sito si può pensare di adottare il brillamento frazionato lungo foro (Figura 33). La soluzione più semplice sarebbe quella di applicare gli stessi ritardi utilizzati nel gradone di produzione da 8 m, ossia 25 ms tra le cariche lungo foro e le mine della stessa fila, e 42 ms tra le diverse file.
In questo modo, abbassando il valore della carica per ritardo, si limita la ppv.

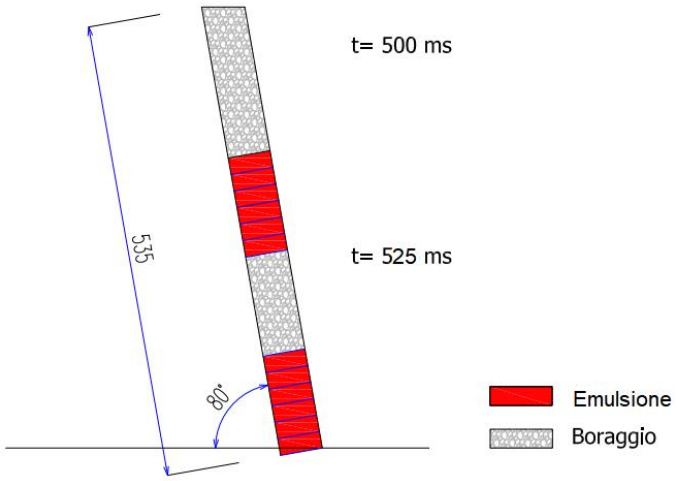

Figura 33 – Schema di caricamento frazionato del foro. Sono indicati i ritardi a cui detonano le cariche.

Come già applicato attualmente con i gradoni di produzione da 8 m, per limitare le vibrazioni trasmesse si innesca prima la carica superficiale e poi quella a fondo foro, seguendo una sequenza dall'alto verso il basso (Figura 33). Questa soluzione comporta effetti negativi nella frammentazione dell'abbattuto.

L’impulso che arriva dalla linea di tiro innesca la prima unità di connessione, prosegue innescando la carica a bocca foro del primo foro e la relativa unità di connessione da 25 ms che, a sua volta, innesca la carica a fondo foro e l’unità di connessione che andrà ad attivare la carica a bocca foro del secondo foro e così via (Figura 34).

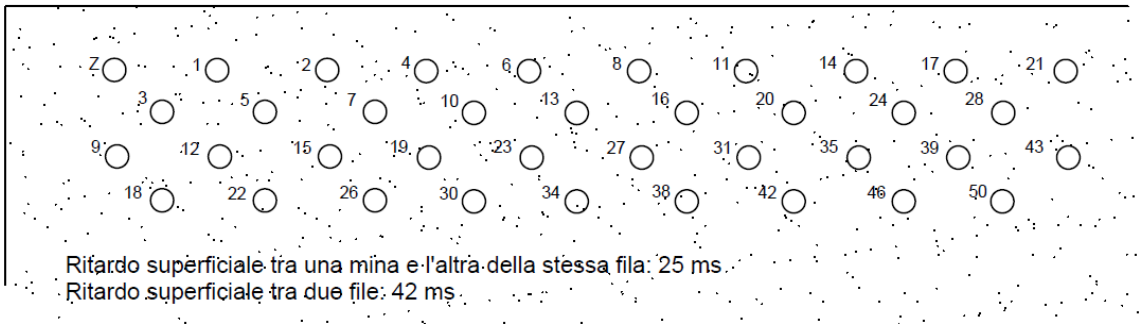

Figura 34 – Schema parziale sequenza brillamento mine.

Si tratta di una soluzione teorica che deve trovare conferma nella verifica dei dati raccolti a seguito del monitoraggio.

Un’altra soluzione consigliabile può essere la modifica della maglia di tiro quando la distanza tra punto di sparo e gli edifici è inferiore a 130 m, andando a ridurre il prodotto tra la spalla e l’interasse. Allo stato attuale il prodotto dei due valori appena citati è pari a 6.25 m^2 (E = 2.5 m, V = 2.5 m).

Si determina un parametro definito consumo specifico di esplosivo, o *powder factor* (P.F.), dato dal rapporto tra la carica/foro e il volume di materiale abbattuto da una mina. Con la geometria attuale, il consumo specifico è pari a:

$$P.F. = \frac{Q}{Vol} = 0.246\ \mathrm{kg/m^3} \tag{10}$$

dove:

Q: carica/foro [kg]

Vol: volume di materiale abbattuto da una carica, dato dal prodotto di H · E · V [m^3].

Mantenendo costante il consumo specifico e l’altezza del gradone, mediante l’inserimento del valore della nuova cpd da rispettare, è possibile ottenere il prodotto E · V che soddisfa tale relazione.

Il risultato ottenuto è pari a 1.12 m^2.

Poiché il calcare nel sito di interesse è molto fratturato, si potrebbe effettuare un preminaggio in prossimità dell'area più critica. Finora tale tecnica non è mai stata applicata ma, dislocando e aprendo le fratture nel materiale mediante l'impiego dell'escavatore CAT385B da 86 t, si potrebbe poi rimuovere il calcare con maggiore facilità. Il ricorso al preminaggio comporta un abbassamento dell'altezza del gradone, ma un incremento dei costi attuali in quanto, per mantenere la produttività richiesta, sarebbe necessario realizzare un maggior numero di fori e di detonatori.

A livello teorico, l'utilizzo di un esplosivo non detonante può rappresentare una soluzione per limitare i valori di vibrazione e rumore nella porzione più prossima al complesso residenziale. Sul mercato sono disponibili diversi sistemi applicabili al sito in oggetto di studio. Trattandosi di esplosivi non detonanti la velocità di deflagrazione è molto bassa, pari a ≈ 300 m/s, comportando una limitata propagazione delle vibrazioni all'ambiente circostante. È stimato come i livelli di *ppv* possano essere ridotti fino al 90% rispetto all'utilizzo di un esplosivo convenzionale. Il risultato ottenibile dipende dalle misure della cartuccia e dalla tipologia di roccia in cui viene applicato. Come esplosivi sono estremamente sicuri, resistenti all'acqua e disponibili anche con un diametro di 60 mm, pari a quello che viene attualmente utilizzato nella carica di fondo foro nel gradone di produzione da 8 m. Si riporta in Tabella 5, un esempio delle caratteristiche tecniche del sistema Autostem®:

Densità [g/cm^3]	1.1
Velocità di deflagrazione [m/s]	340
Energy output [J/g]	5121
Pressione di detonazione [MPa]	500
Diametri disponibili [mm]	35 – 89
Resistenza all'acqua	Ottima
Durata di conservazione [mesi]	18

Tabella 5 – Caratteristiche generali sistema esplosivo non detonante Autostem®.

Questa tipologia di cartuccia consente un utilizzo immediato: non essendo richiesto il borraggio, la cartuccia è semplicemente calata nel foro da mina dall'operatore. I reofori

sono poi collegati alla linea di tiro e avviati da un esploditore.
Date le caratteristiche riportate, l'utilizzo di questa tipologia di esplosivi può rappresentare una valida soluzione alternativa all'attuale emulsione adoperata.

Altre alternative, per attenuare i valori di *ppv* delle vibrazioni, possono essere rappresentate da un preslitting e dalla scelta di un punto di innesco strategico.

Il presplitting consente di separare il volume da abbattere rispetto a quello destinato a restare in posto: ciò consente di ridurre le vibrazioni trasmesse a tale volume, evitando la propagazione di fratture nel materiale ancora da abbattere. La tecnica prevede la perforazione molto attenta e precisa di fori ravvicinati tra loro, con interasse E = 6 – 10 ϕ, con ϕ diametro della carica. Questa soluzione comporta l'aumento dei costi di perforazione.

6.1.2. Surface miner

La soluzione rappresentata dal surface miner può essere davvero valida e interessante, anche perché si tratta di un macchinario che rappresenta l'alternativa più innovativa all'uso dell'esplosivo. L'utilizzo di questa fresatrice, come già evidenziato in precedenza, richiede spazi di manovra adeguati comportando la disponibilità di una superficie ampia e pianeggiante, per garantire un'elevata produttività.

L'area soggetta ad ampliamento presenta una lunghezza di circa 554 m e una larghezza di 79 m, per un totale di 1500000 m^3 di materiale in posto.

Origliasso et al. (2013) hanno stimato la produttività ottenibile mediante l'utilizzo di un surface miner. Sfruttando il codice di calcolo sviluppato, è stato possibile condurre una simulazione per stimare la produttività del surface miner SM2500 della casa produttrice Wirtgen. Questa macchina è montata su 4 cingoli e il tamburo, in posizione centrale, ha una larghezza pari a 2.5 m e una profondità di taglio massima di 0.65 m. Il materiale rimosso, nell'esempio di possibile applicazione considerato, viene caricato direttamente sui dumper mediante un nastro trasportatore brandeggiabile. La capacità dei dumper CAT 775F e 773F è stata stimata mediamente pari a 60 t. Da report di prove tecniche effettuate in diversi siti estrattivi di calcare con proprietà simili a quello presente nella cava Faraona, la velocità di avanzamento della macchina è stata valutata pari a 5 m/min. È stata considerata un'organizzazione del cantiere basata su un turno di 8 ore.

In verde sono evidenziati i dati da ritenere come valori input. In Tabella 6 è fornita un'indicazione dell'abrasività della roccia, attraverso il parametro "CAI" (stimato secondo le raccomandazioni suggerite dalla prova CERCHAR, normata dalla ASTM D7625). Il test si basa sull'impiego di un utensile d'acciaio di geometria e durezza definite il quale, in condizioni di carico costante, viene trascinato per 10 mm sul provino da analizzare. L'indice di abrasività CAI è calcolato come valore medio tra 2 – 5 prove, in base alla larghezza della punta dell'utensile (Palla R., Plinninger R.J, 2014).
Il parametro CAI influenza i valori di produttività della fresa e consente di valutare l'usura degli utensili montati sul tamburo rotante.

Proprietà della roccia		
Tipologia di materiale	-	Calcare
Struttura della roccia	-	Blocky
Densità	t/m^3	2.5
Resistenza a compressione uniassiale	MPa	50
Abrasività	CAI	1
Bulking factor	-	1.6

Tabella 6 – Caratteristiche fisiche e proprietà geomeccaniche calcare nel sito oggetto di studio.

Dalle schede tecniche fornite da Wirtgen è stato possibile risalire e consultare le caratteristiche tecniche del surface miner scelto. In Tabella 7 si riportano i dati principali e la tipologia di utensili montati.

Caratteristiche della macchina		
Larghezza tamburo	m	2.5
Raggio tamburo	m	0.75
Profondità di taglio	m	0.45
Velocità di rotazione	rpm	0.70
Velocità media di avanzamento durante il taglio	m/min	5
Raggio di curvatura senza taglio	m	9

Utensili da taglio		
Tipologia	-	WSM 25
Numero di utensili	-	114
Spaziatura tra gli utensili	m	0.045
Consumo della punta	picks/bank m^3	0.0100
Volume lavorato da un set di punte	m^3	11.400
Lunghezza lavorata da un set di punte	m	10.133

Tabella 7 – Caratteristiche tecniche del macchinario scelto, surface miner SM2500 di Wirtgen.

Vengono riportate le caratteristiche dell'area di lavoro e dei dumper utilizzati. Dato che presentano un tonnellaggio differente, è stato deciso di considerare un valore di capacità di carico intermedio (Tabella 8).

Caratteristiche area di lavoro		
Lunghezza media delle passate	m	554
Volume medio rimosso in una singola passata	m^3	623.25
Tempo medio per passata	h	1.68
Tempo di manovra	min	5
Durata del turno	h	8
Turni lavorativi per giorno	-	1
Lavoratori per turno	-	2
Giorni lavorativi annui	days	240
Monte ore annuo	h	1800
Tempo per la sostituzione degli utensili	h per 10tools	0.17
Tempo per la sostituzione degli utensili	h per set	1.90
Tempo per la sostituzione degli utensili per passata	h	0.10
Tempo totale per la sostituzione degli utensili per passata	h	2.49
Tempo medio per le riparazioni previste	**%**	**12.50**
Tempo medio per le riparazioni non previste	**%**	**10.00**

Dumper		
Tonnellaggio medio	t	60
Distanza media sito estrattivo – frantoio	km	2
Velocità media scarico	km/h	40
Velocità media carico	km/h	20
Tempo di caricamento	min	3.9

Tabella 8 – Dimensioni superficie da lavorare e dati tecnici relativi ai dumper presenti.

In Tabella 9 vengono riportati i valori di produttività che questa macchina consentirebbe di raggiungere nel sito in studio.

bank m^3/h	**338**
t/h	**844**
t/giorno	**4325**
bulk m^3/h	**574**
bank m^3/anno	**415227**
.0m^3/anno	**705886**
t/anno	**1038068**

Tabella 9 – Risultati della simulazione utilizzo surface miner SM2500.

Si osserva che questa macchina potrebbe garantire il raggiungimento di un valore di produttività giornaliera prossimo a quello richiesto, rappresentando una valida alternativa all'uso dell'esplosivo in un calcare avente un valore di resistenza a compressione uniassiale variabile tra 40 e 50 MPa (per la simulazione è stato valutato il caso più sfavorevole, dunque con UCS pari a 50 MPa).

Purtroppo questa soluzione non è applicabile nel sito oggetto di studio. A causa di vincoli paesaggistici ed ambientali non è possibile usufruire di tutta la superficie, in quanto l'avanzamento concesso all'ampliamento prevede la coltivazione di lotti di dimensione ridotta. Riducendo la lunghezza delle passate e la larghezza del sito, questa tecnica non è

più applicabile. Una particolare attenzione va posta anche allo spessore del cappellaccio di detriti morenici e di suolo presente. Lo spessore non costante, come si osserva in Figura 18, non consentirebbe una coltivazione a fasce orizzontali discendenti per almeno i primi 40 m. Inoltre il surface miner SM2500 Wirtgen non è mai stato finora utilizzato in Italia. Da agosto 2020 è operativa, come unico esempio di macchinario simile, una fresatrice a freddo modificata per la rimozione del gesso in una cava piemontese.

Dati l'attuale organizzazione del cantiere e gli spazi di manovra ristretti, potrebbe essere utilizzato un surface miner a tamburo frontale, come quelli prodotti dalle ditte Veemer e Trencor, dotato di 2 soli cingoli, il quale richiede spazi simili a quelli di un escavatore. Esso non è però munito di nastro trasportatore, rendendo dunque necessaria la presenza della pala gommata o di un escavatore per rimuovere il calcare escavato. Queste macchine garantiscono comunque una produttività minore rispetto al caso riportato in precedenza.

6.1.3. Escavatore

Nelle aree in cui il calcare è più fratturato e le discontinuità sono maggiori è ipotizzabile l'utilizzo dell'escavatore da 86 t, un mezzo meno rumoroso rispetto ad altri macchinari, come il ripper per esempio, e dunque utilizzabile anche in prossimità delle abitazioni. Qualora il calcare fosse troppo difficile da attaccare e rompere con la benna dell'escavatore, si potrebbe pensare di attuare un preminaggio. Non si otterrebbe comunque una pezzatura omogenea del calcare. Mediante il secondo escavatore presente in cava si potrebbe ridurre la pezzatura dei blocchi che superano i 50 – 60 cm desiderati con l'uso di un martello demolitore idraulico.

Non è consigliabile l'utilizzo di un solo escavatore per estrarre e movimentare il calcare in quanto non sarebbero probabilmente rispettati i valori di produttività oraria attualmente prefissati. L'applicabilità di questo mezzo sarebbe limitata dal punto in cui il banco di coltivazione presenta una distanza minore di 100 m dalle abitazioni.

Sfruttando tuttavia la stratificazione e la fratturazione dell'ammasso roccioso, l'uso di un escavatore potrebbe essere vantaggioso, in quanto già nell'attuale ciclo operativo si applica l'escavatore per rimuovere il calcare.

6.1.4. Testa fresante

La testa fresante può essere una possibilità alternativa da tenere in considerazione, anche se si tratta di una valutazione solamente a livello teorico basata sui grafici di produttività oraria forniti dalle varie case produttrici, Epiroc in particolare.

Un limite di questa macchina è rappresentato dalla limitata produttività, come anche è osservabile nella Figura 27. Questa soluzione, abbinata ad un solo escavatore, non consente di ottenere la produttività giornaliera richiesta.
Per ottenere i risultati richiesti, una produttività giornaliera pari a 4500 t/giorno, sarebbero necessari almeno altri 2 escavatori di grande taglia, con un tonnellaggio superiore a 70 t, da affiancare all'attuale CAT 385B (Tabella 10). Dopo lo scavo, il materiale andrebbe poi movimentato con gli escavatori di tonnellaggio minore presenti attualmente in cava oppure tramite la pala gommata CAT 988H.

Dai valori osservabili in Figura 34, si può evincere la seguente soluzione:

Target di produttività giornaliera [t/giorno]	4500
Durata turno lavorativo [h]	7.5
UCS calcare [MPa]	40 – 50
Densità media calcare [t/m^3]	2.5
Produttività oraria media [m^3/h]	80
Produttività media [t/h]	200
Produttività media di una fresa ER5500 [t/giorno]	1500
n° escavatori da oltre 70 t necessari	3

Tabella 10 – Considerazione adozione fresa ER5500.

Dimensionando correttamente la testa da montare sull'escavatore, il numero di utensili e la loro disposizione non si renderebbe necessaria una frantumazione secondaria del calcare.

Con questa soluzione, è possibile ipotizzare la seguente organizzazione del cantiere:

- 3 addetti agli escavatori
- 1 addetto pala gommata
- 4 dumper

Rispetto alla configurazione attuale, si eliminerebbero tutte le fasi relative all'impiego dell'esplosivo, dunque perforazione, caricamento e brillamento delle cariche; inoltre, non si renderebbe necessario l'utilizzo del martello demolitore idraulico per ridurre la pezzatura dei blocchi di dimensione maggiore rispetto a quella desiderata.

Alla voce dei costi bisognerebbe dunque valutare il noleggio di almeno 2 escavatori; rispetto al sistema attuale verrebbero eliminati i costi relativi all'esplosivo, ai ricambi della perforatrice e si andrebbe a ridurre il numero di operatori. Non si hanno informazioni relative ai costi legati all'uso di una testa fresante, che sono solo ipotizzabili teoricamente, ma si dovranno considerare le spese per la manutenzione e i ricambi degli utensili (una roccia poco abrasiva come il calcare può portare a supporre una frequenza bassa di sostituzioni). Inoltre non vi sono informazioni relative alla durata della testa, espressa in monte ore e alla sua manutenzione. Devono essere considerati anche i costi dell'escavatore su cui la testa è montata, come pure il consumo di carburante, il ricambio di olii e lubrificanti e la manutenzione ordinaria del mezzo stesso. Infine mancano dei dati e dei valori sugli svantaggi dell'adozione di questa macchina, in particolar modo rumore e polveri che si possono generare durante lo scavo.

Per queste ragioni quindi non è esprimibile un giudizio completamente positivo sulla sua applicabilità.

6.2. Soluzioni non applicabili

6.2.1. Ripper – dozer

Generalmente il ripper abbinato al dozer può rappresentare una valida alternativa all'uso dell'esplosivo. Nella cava in oggetto di studio questa soluzione non è applicabile a causa della morfologia del sito e della geometria del cantiere. Deve essere considerato anche l'elevato rumore che questa macchina produce. La scarsa distanza da alcune abitazioni è un'ulteriore ragione per sconsigliare questa tecnica. Non vi sarebbero vantaggi neppure dal punto di vista economico in quanto si dovrebbe applicare un preminaggio con tutti i costi relativi alla perforazione.

6.2.2. Ripper – escavatore

Nel corso del 2019 sono state condotte prove su un fronte instabile, nell'area Est della cava, con un ripper montato sul braccio di un escavatore, lo "Xcentric Ripper "XR" della casa produttrice "Grado Cero". Questa macchina consente di mantenere bassi i costi di gestione e di limitare i livelli di rumore, raggiungendo una produttività, nelle condizioni in cui ha operato nel sito oggetto di studio, pari a circa il doppio rispetto a quella ottenibile con un tradizionale martello demolitore idraulico.
Il modello utilizzato nel test è lo XR42, dotato delle seguenti caratteristiche tecniche:

- classe escavatore: 32 – 40 t
- peso operativo: 4200 kg
- pressione olio: 240 bar
- portata olio: 200 l/min.

Dalle prove effettuate è possibile trarre delle considerazioni sulle prestazioni del sistema. La produttività raggiunta è molto bassa. Le caratteristiche e proprietà fisico – geomeccaniche del calcare non sono le più idonee a favorire l'uso di un ripper. Sono state riscontrate delle difficoltà soprattutto dove l'ammasso roccioso è più compatto, dove si sono ottenuti blocchi di dimensioni eccessive rispetto a quelle desiderate, con un'importante usura del dente del ripper. Vista la difficoltà nell'attaccare queste zone, si è resa necessaria una frammentazione preliminare del materiale tramite martello demolitore idraulico, prima di procedere con il ripper.
Questa macchina, lavorando per strappo e non per taglio, rende difficile l'attacco di un materiale come il calcare del sito in oggetto di studio.
Questa configurazione comporta dunque una diminuzione della produttività a fronte di un aumento dei tempi di utilizzo dell'escavatore. Si renderebbe inoltre necessario affiancare un altro escavatore o la pala gommata per movimentare il materiale disgregato. Infine, l'utilizzo continuativo di un ripper può comportare un aumento del rumore generato. La presenza di tutte queste criticità non consente di consigliare l'utilizzo di un ripper montato sul braccio di un escavatore come soluzione alternativa all'esplosivo.

6.2.3. Martello demolitore idraulico

Il martello demolitore idraulico è eliminabile a priori nel dover abbattere un volume pari a 1500000 m^3 di calcare. La bassa produttività e l'elevato rumore non consentono di considerare questa soluzione come una valida alternativa all'uso dell'esplosivo.

Si renderebbe necessario, senza che però sia garantita la produttività giornaliera richiesta, l'utilizzo contemporaneo di più martelli demolitori, comportando un aumento sia dei costi sia dei livelli di rumore misurabili.
Questo mezzo determina vibrazioni a bassa frequenza che possono, nel caso di un'applicazione continuativa con durata pari a un turno di lavoro, avere degli effetti negativi sia sugli operatori sia sull'escavatore. Una soluzione simile comporterebbe anche un aumento dei costi relativi al carburante e alla manutenzione del mezzo.
Per queste ragioni, l'utilizzo del martello demolitore idraulico nella cava Faraona è sconsigliato in quanto non consente di raggiungere dei miglioramenti sia a livello ambientale sia a livello produttivo – economico.

In tabella 11 vengono riportate le prestazioni che un martello demolitore idraulico può raggiungere in una roccia calcarea come quella nel sito in oggetto di studio.

Target di produttività giornaliera [t/giorno]	4500
Durata turno lavorativo [h]	7.5
UCS calcare [MPa]	40 – 50
Densità media calcare [t/m^3]	2.5
Tonnellaggio escavatore scelto [t]	86
Produttività oraria media [m^3/h]	43
Produttività media [t/h]	106
Produttività media di un martello demolitore idraulico [t/giorno]	848
n° escavatori da oltre 70 t necessari	5

Tabella 11 – Analisi prestazioni martello demolitore idraulico.

7. Conclusioni

L'obiettivo del presente lavoro è consistito nella valutazione di alcune soluzioni alternative all'attuale tecnica di coltivazione nella cava di calcare di Travedona – Ternate.

In previsione dell'ampliamento dell'area di coltivazione, programmato per la seconda metà del 2022, sono state analizzate alcune tecniche che consentono di mitigare e di ridurre le pressioni ambientali indotte dall'uso dell'esplosivo, come vibrazioni, polveri e rumore. Già allo stato attuale della coltivazione, nonostante i continui monitoraggi e gli studi tecnici, i gestori della cava hanno dovuto affrontare le preoccupazioni e il timore della popolazione residente nell'area più prossima alla cava.

A livello teorico, il surface miner rappresenta la migliore tecnica alternativa all'uso dell'esplosivo. È stato dimostrato che questa macchina consentirebbe di raggiungere l'attuale produttività giornaliera desiderata. Purtroppo, a causa dei vincoli paesaggistico – ambientali imposti dalla Provincia di Varese, non è possibile impiegare tale tecnica su estensioni areali notevoli, che sarebbero invece richieste dal surface miner per consentirgli di sfruttare al meglio le sue caratteristiche.

Poichè la legge di sito adottata si è dimostrata molto cautelativa, è possibile procedere con una modifica del caricamento dei fori o della disposizione della maglia di tiro. Queste soluzioni, che devono trovare riscontro nella realtà, non comporterebbero una modifica dell'attuale ciclo lavorativo. Vi sarebbe un aumento dei costi dovuto al maggior numero di detonatori necessari e soprattutto al maggior numero di fori da eseguire, con un notevole incremento della perforazione specifica.

Sono stati valutati altri mezzi come possibili soluzioni alternative all'uso dell'esplosivo. Il giudizio sul loro possibile impiego non è stato positivo, portando a sconsigliare tali tecniche in quanto non comportano dei miglioramenti né a livello di limitazione delle pressioni ambientali né a livello di produttività raggiunta.

La valutazione di una tecnica alternativa a quella attuale ha portato a considerare più soluzioni, la cui validità effettiva è da verificare sul sito.
In Figura 36 viene riportato un confronto delle produttività che le varie soluzioni considerate consentono di ottenere. In rosso è evidenziato l'attuale target di produttività giornaliera.

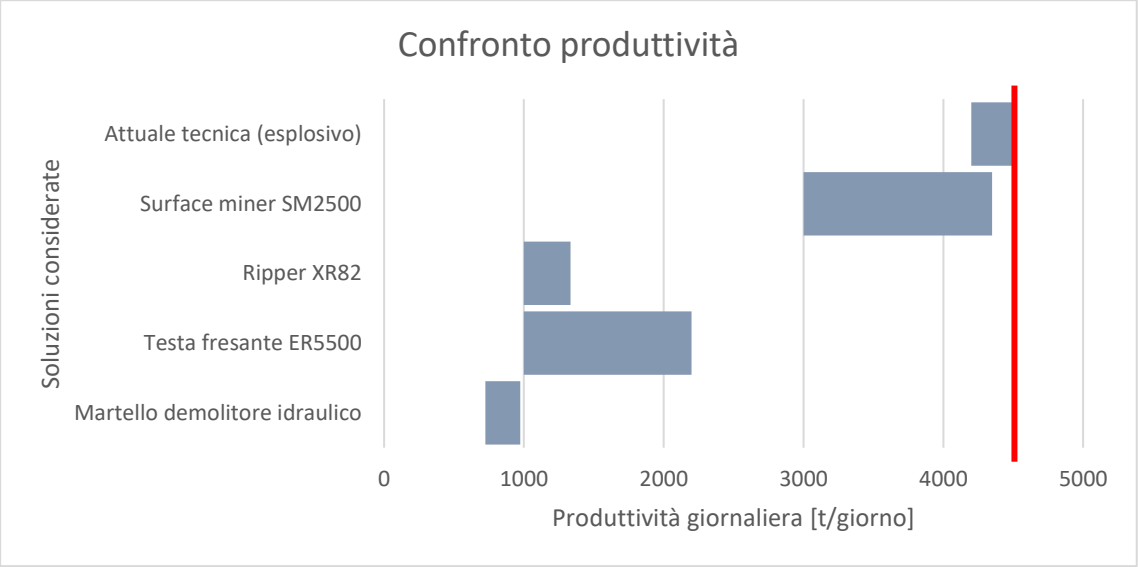

Figura 35 – Confronto produttività soluzioni considerate.

Per ogni soluzione sono state considerate sia le condizioni più favorevoli sia quelle più sfavorevoli, in modo da ottenere un range di produttività realistico.

L'attuale organizzazione del cantiere riesce a soddisfare una produttività pari a 4500 t/giorno, come si nota in Figura 35.

Circa il surface miner sono state effettuate più simulazioni, come quella riportata nel paragrafo 6.1.2, modificando la profondità di scavo della macchina. I valori immessi provengono da relazioni tecniche di prove effettuate in cave di calcare aventi caratteristiche fisiche e proprietà simili a quella del sito in oggetto di studio.

Per la valutazione delle 3 attrezzature da scavo analizzate (ripper, testa fresante e martello demolitore idraulico) è stato considerato l'utilizzo di un solo escavatore, il Cat 385B da 86 t.

Per la determinazione della produttività del ripper XR82 sono stati valutati i risultati delle prove effettuate dal modello più piccolo, XR42 abbinato all'escavatore da 46 t. Basandosi su questi dati e consultando le schede tecniche fornite dalla casa madre "Grado Cero" è stato possibile ottenere un'indicazione della produttività che questa macchina può raggiungere. I valori ottenibili sono molto bassi, pari a circa il 30% del risultato desiderato.

Un discorso analogo può essere effettuato circa la testa fresante ER5500 di Epiroc. Come si può notare, il range di produttività raggiungibile è abbastanza ampio. Per la valutazione

e per la determinazione dei risultati ottenibili sono stati consultati sia i valori riportati nelle schede tecniche (Figura 27) sia report di prove tecniche effettuate in roccia calcarea con caratteristiche fisiche e proprietà geo-meccaniche simili a quella in oggetto di studio. Come dimostrato in precedenza si necessita di almeno altri 2 escavatori da 86 t per raggiungere la produttività giornaliera desiderata.

Il martello demolitore idraulico, come previsto, non consente di ottenere una produttività soddisfacente. Anche in questo caso sono stati consultati i risultati riportati nelle schede tecniche fornite dalle varie case produttrici e ottenuti da test effettuati su roccia simile a quella presente in cava Faraona.

8. Bibliografia

Bertinetti C., 2008: “Ottimizzazione del metodo di coltivazione di una miniera a cielo aperto: valutazione di tecnologie alternative all’uso di esplosivo per la riduzione degli impatti ambientali”.

Bilgin N., Copur H., Balci C., 2013, CRC Press, Mechanical Excavation in mining and civil industries.

Cardu M., Giraudi A., Esecuzione ed interpretazione di prove vibrometriche per la previsione degli effetti indotti dalle volate di produzione nella fase di espansione dei lotti 5 – 6 della cava Faraona sita a Ternate (VA) - Relazione conclusiva.

Di Taranto Vincenzo, 2007, GTE Editrice, Le Grandi Macchine Movimento Terra, Cap. 1 “Escavatori” pgg. 11-17.

Garzena A., 2019, “Analisi di tecniche di scavo alternative per la soluzione di problemi di stabilità in un cantiere estrattivo a giorno”.

Holcim (Italia) S.P.A – Comuni di Travedona Monate e Ternate (Va), Progetto Attuativo dell’ambito territoriale estrattivo ATEc2, Relazione geologica ed idrogeologica – Relazione tecnica sulla coltivazione e Ra.

Mancini R., Cardu M., 2002, Hevelius Edizioni, Scavi in roccia con esplosivi, Cap.7.4 “Il problema della limitazione delle vibrazioni”, pgg. 218 – 226.

Origliasso C., Cardu M., Kecojevic V., 2013, “Surface Miners: Evaluation of the Production Rate and Cutting Performance Based on Rock Properties and Specific Energy”.

Palla R., Plinninger R.J., 2014, “Prospettive e rischi del metodo di scavo con fresa puntuale in particolare considerazione delle esperienze fornite dall’avanzamento della galleria Castel Badia”, estratto n. 111, settembre 2014 da Gallerie e Grandi Opere in Sotterraneo, Pàtron Editore Bologna.

Peurifoy, R.L., Schexnayder, C.J., and Shapira A.V., 2005, McGraw Hill, Construction planning equipment and methods, seventh edition, Cap.7, “Dozers, determing the rippability of rock”.

Piano cave della Provincia di Varese, L.R.14/98 – Nuove Norme per la disciplina e coltivazione di sostanze minerali di cava, Relazione Tecnica con modifiche D.C.P. N.76 del 2.12.2004.

Progetto di Variante alla coltivazione e recupero ambientale relativo alla concessione mineraria per marna da cemento denominata “Santa Marta” in comune di Ternate (Va). Verifica di assoggettabilità alla valutazione di impatto ambientale ai sensi dell’Art.20 del D.LGS. 3 aprile 2006, N.152, come modificato dal D.LGS. 4/2008. Proponente: Holcim (Italia) S.P.A.

Rivista italiana geotecnica 4/94, Raccomandazioni per il monitoraggio delle vibrazioni indotte dal brillamento di cariche esplosive, pgg. 329-330.

Sandvick Tamrock Corp., 1999, Rock Excavation Handbook, Cap.3 “Principles of rock excavation technologies”, pgg. 135-137.

9. Sitografia

www.cat.com
www.sandvik.coromant.com
www.exem-groupe.it
www.oricaminingservice.com
www.maxam.net
www.autostem.it
www.xcentricripper.com
www.rockbreaker.com

10. Elenco Figure e Tabelle

Figura 1 – Localizzazione dei Comuni di Travedona-Monate e di Ternate. 11
Figura 2 – Immagine satellitare delle due unità estrattive, 2020. 12
Figura 3 – Area estrattiva ATEc2. (Piano cave Regione Lombardia). 13
Figura 4 – Clasti di origine morenica: si può notare la differente pezzatura e forma. 16
Figura 5 – Carta geologica dell'area dove è sita la cava Faraona. 17
Figura 6 – Dettaglio Carta geologica cava Faraona. 18
Figura 7 – Proiezione stereografica che indica un'immersione degli strati con verso NW e un'inclinazione compresa tra i 15° – 25°. 20
Figura 8 – Stato attuale del cantiere. 22
Figura 9 – Area estrattiva Fase 5. In blu sono evidenziati gli attuali tracciati delle piste. 27
Figura 10 – Schema volata di produzione con gradone da 5 m. 36
Figura 11 – Schema volata di profilatura. 38
Figura 12 – Rappresentazione tipologia di onde sismiche. 39
Figura 13 – Andamento della velocità di picco particellare [mm/s] rispetto alla frequenza [Hz], in accordo con la norma tedesca DIN 4150-3. 43
Figura 14 – Diagramma dei valori massimi della ppv in funzione della distanza scalata con interpolazione e definizione della legge di sito nella direzione E – W. 44
Figura 15 – Forma d'onda di sovrappressione aerea indotta dalla detonazione (Baker, 1973). 45
Figura 16 – Diametro foro [mm] vs distanza proiezione [m]. (Sandvick Tamrock Corp., 1999, Rock Excavation Handbook, Cap.3 "Principles of rock excavation technologies"). 47
Figura 17 – Rappresentazione dei possibili disturbi dovuti alla detonazione di una volata non correttamente progettata. 1 esplosione, 2 airblast, 3 riflessione dell'airblast, 4 direzione del vento, 5 barriere di terra, 6 barriere arboree, 7 vibrazioni, 8 misura della ppv, 9 proiezioni, 10 edifici, 11 corpo della cava (Kuzu et al., 2005). 48
Figura 18 – Sezione tipo dell'area soggetta ad ampliamento. 49
Figura 19 – Vista frontale dell'area che sarà soggetta ad ampliamento. 50
Figura 20 – Organizzazione attuale del cantiere. 51
Figura 21 – Schema illustrativo del collegamento a cerniera del dente del ripper. 53

Figura 22 – Schema illustrativo del collegamento a parallelogramma del dente del ripper. 54
Figura 23 – Cat D11T, uno dei più grandi dozer attualmente in commercio. Si notano la lama frontale e il ripper con attacco a parallelogramma montato sulla parte posteriore. (www.cat.com) 54
Figura 24 – Escavatore idraulico a benna rovescia Liebherr R9100B da 113 t con benna da 7 m^3 durante la movimentazione di materiale. (www.liebherr.com)..... 55
Figura 25 – Escavatore munito di martello demolitore idraulico al lavoro. (www.epiroc.com) 58
Figura 26 – Esempio di fresa a testa trasversale. (www.simex.it)..... 60
Figura 27 – Andamento della produttività oraria rispetto all'aumentare del valore di resistenza a compressione uniassiale. (www.epiroc.com)..... 61
Figura 28 – Surface miner in azione in una cava di calcare. (www.wirtgen-group.com) 62
Figura 29 – Schema illustrativo di un surface miner. (www.wirtgen-group.com)..... 63
Figura 30 – Esempio di surface miner a tamburo rotante frontale. (www.trencor.com) 64
Figura 31 – Confronto tra classificazione RMR e produttività oraria dei surface miner (Garofalo, 2007). 65
Figura 32 – Abaco per la determinazione della massima carica istantanea utilizzabile in funzione della distanza dagli obiettivi da proteggere e del limite adottato (direzione E – W cava Faraona). 67
Figura 33 – Schema di caricamento frazionato del foro. Sono indicati i ritardi a cui detonano le cariche. 68
Figura 34 – Schema parziale sequenza brillamento mine..... 69
Figura 35 – Confronto produttività soluzioni considerate. 81

Tabella 1 - Caratteristiche tecniche dell'esplosivo attualmente utilizzato in cava. 31
Tabella 2 - Caratteristiche tecniche esplosivo Epc Exem 100. 32
Tabella 3 – Valori di riferimento per la velocità di vibrazione in mm/s..... 42
Tabella 4 – Indicazione della massima carica per ritardo utilizzabile in funzione della distanza. 66
Tabella 5 – Caratteristiche generali sistema esplosivo non detonante Autostem®. 70
Tabella 6 – Caratteristiche fisiche e proprietà geomeccaniche calcare nel sito oggetto di studio..... 72
Tabella 7 – Caratteristiche tecniche del macchinario scelto, surface miner SM2500 di Wirtgen. 73
Tabella 8 – Dimensioni superficie da lavorare e dati tecnici relativi ai dumper presenti. 74
Tabella 9 – Risultati della simulazione utilizzo surface miner SM2500. 74
Tabella 10 – Considerazione adozione fresa ER5500. 76
Tabella 11 – Analisi prestazioni martello demolitore idraulico..... 79