POLITECNICO DI TORINO

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

Tesi di Laurea Magistrale

Analisi della frammentazione indotta dallo scavo in roccia con esplosivo

Relatore

Prof. Ing. Marilena Cardu

Candidato

Anna Calzamiglia

INDICE

Introduzione 5

1. Drill and Blast 6

2. Proprietà dell'ammasso roccioso 9

Prove di laboratorio 9

Caratterizzazione dell'ammasso roccioso 12

Azione dell'esplosivo sulla roccia 16

3. Parametri che influenzano la frammentazione 19

Diametro di perforazione 19

Maglia di tiro 20

Tipologia di esplosivo 22

Caricamento e innesco 26

Correlazione tra frammentazione e temporizzazione 29

4. Valutazione della distribuzione granulometrica 33

Modelli empirici per la definizione di una curva granulometrica 33

1. The Kuz-Ram model 35

2. The crush-zone model 40

3. The KCO model 44

4. The SveDeFo model 45

5. The Kou-Rustan model 46

6. The Chung-Katsabanis model 47

7. The xP-frag model 49

Confronto tra i modelli empirici 51

Metodo di analisi d'immagine 51

5. Applicazione dei modelli empirici e del *software Split-desktop* 53

Applicazione di *Split-desktop* 53

Sviluppo di modelli empirici 63

Conclusioni 74

Riferimenti bibliografici 76

Appendice 79

Allegati 82

INTRODUZIONE

Il tema trattato in questo elaborato è lo studio di modelli empirici riferiti all'analisi della frammentazione indotta da volate di mine. Per il conseguimento di conclusioni utili, i risultati ottenibili a priori tramite l'applicazione dei modelli sono stati confrontati con quelli ricavabili dall'analisi tramite *software* di fotografie di marino.

Lo studio della distribuzione granulometrica prodotta da una volata è estremamente importante nel dimensionamento di un sito estrattivo, poiché, ad ogni volata, la dimensione media del marino deve essere compatibile con i mezzi di trasporto scelti e la prima fase dell'impianto di trattamento.

Si è dunque fornita una descrizione della tecnica di scavo considerata, ovvero quella del *drill and blast*, delineandone le caratteristiche principali e descrivendone i principali tipi di esplosivo in commercio.

Successivamente si sono descritti tutti i parametri che entrano nei modelli empirici; ovvero, le caratteristiche geomeccaniche della roccia, la geometria della volata, le caratteristiche dell'esplosivo e la sua interazione con l'ammasso roccioso, prestando particolare attenzione alla correlazione tra temporizzazione d'innesco e frammentazione indotta.

Inseguito è stata fornita una descrizione dettagliata di alcuni modelli empirici e dell'utilizzo di un *software*, *Split-desktop*. Usufruendo dei dati e della fotografia del marino prodotto in una cava di calcare si sono confrontate le curve granulometriche ottenute da ciascun modello con quella del *software*. Si è quindi determinata la validità del metodo empirico, che permette di fornire uno studio a priori della granulometria per il dimensionamento di una volata.

1. DRILL AND BLAST

Il ciclo produttivo di un sito estrattivo si sviluppa generalmente in due fasi, quella di scavo e quella di trattamento del prodotto. La tecnica di scavo, in generale, dipende dal tipo di deposito e dalle caratteristiche geomeccaniche del materiale da estrarre. In questo caso, verrà analizzata la tecnica del *drill and blast* per un sito estrattivo a cielo aperto con metodo di coltivazione a gradino diritto. L'impianto di trattamento può essere in-situ, esterno al sito estrattivo o, in alcuni casi, affidato ad aziende esterne.

Una coltivazione a cielo aperto a gradoni (Figura 1.1) è caratterizzata da alzate e pedate. Il dimensionamento delle alzate varia in funzione del diametro di perforazione, con inclinazioni differenti a seconda della stabilità del fronte. La pedata, per coltivazione di materiali sciolti, dipende dalla tipologia di roccia da abbattere.

Figura 1.1 - Esempio di coltivazione a gradoni, miniera di Oyu Tolgoi in Mongolia. Fonte: Dierkers, 2017

La tecnica del *drill and blast* si sviluppa ciclicamente secondo le seguenti fasi:

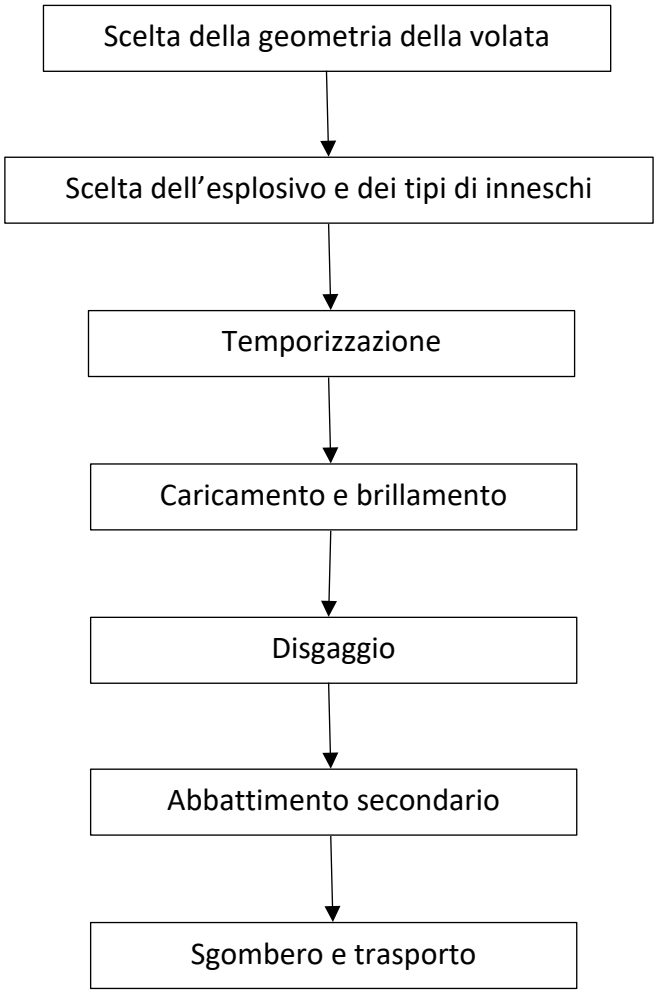
- Perforazione: consiste nella realizzazione dei fori secondo il disegno della maglia di tiro (i parametri del piano di tiro verranno descritti nel capitolo 3). Questa è una fase estremamente delicata poiché i fori dovranno rispettare il più possibile la geometria della volata per una buona riuscita della tecnica; inoltre, durante

questa fase, occorre minimizzare le deviazioni del foro rispetto all'angolo di inclinazione del banco

- Caricamento e brillamento: fase di caricamento dei fori con l'esplosivo e di posizionamento dei detonatori, inoltre ciascuna mina verrà collegata alle altre secondo la temporizzazione scelta in funzione dei limiti di legge, come descritto nel capitolo 3
- Disgaggio: consiste nell'individuazione e rimozione di porzioni di roccia potenzialmente instabili. In genere questo passaggio viene realizzato mediante l'utilizzo di martelli demolitori
- Abbattimento secondario: attuato nel caso in cui, a seguito della volata, alcuni massi risultassero troppo grandi per l'ingresso nell' impianto di frantumazione risulterà necessario ricorrere a questa fase usando martelli demolitori o al patarraggio (volate con quantitativo di esplosivo molto ridotto)
- Sgombero e trasporto: rimozione del marino dal fronte di scavo.

Lo Schema 1.1 riassume la sequenza delle fasi da adottare.

Fronte di scavo:



Schema 1.1 - Fasi del ciclo di scavo con Drill and Blast

Osservando le varie fasi del ciclo estrattivo, ci sono diversi fattori che influenzano e che sono influenzati dalla dimensione dei frammenti dell'abbattuto.

In particolare, l'impianto di trattamento influenza fortemente la granulometria del marino, infatti, definisce la dimensione massima dei grani in ingresso: D_{max}. Essa è la massima dimensione dell'abbattuto che le mascelle del frantumatore possono accettare. Pertanto, la frammentazione desiderata è un parametro chiave nella progettazione di un impianto e nel disegno di una volata; influenza la maglia di tiro, il tipo e il quantitativo di esplosivo utilizzato. Una spiegazione più dettagliata verrà fornita in seguito.

2. PROPRIETÀ DELL'AMMASSO ROCCIOSO

Per studiare la frammentazione prodotta da una volata di mine è necessario considerare le proprietà geomeccaniche dell'ammasso roccioso e la sua risposta agli esplosivi. Le caratteristiche geomeccaniche che entrano nell'analisi granulometrica sono la resistenza a compressione uniassiale, il modulo elastico e il coefficiente di Poisson. Tali dati possono essere ottenuti da prove di laboratorio. L'azione dell'esplosivo, invece, viene valutato con studi sul campo.

PROVE DI LABORATORIO

Per ricavare il comportamento geomeccanico dei materiali, si ricorre a differenti tipologie di prove; fra quelle più speditive, effettuate in laboratorio, si citano:

- Test di resistenza a compressione uniassiale
- Test di resistenza a carico puntuale o test di Franklin
- Test triassiale

Test di resistenza a compressione uniassiale

Questo test consente di determinare l'UCS (resistenza a compressione uniassiale) di un campione di roccia cubica o cilindrica di altezza compresa tra 2 e 2,5 volte il diametro ($H \cong 2 \div 2{,}5\, d$), ma consente anche di calcolare la costante elastica della roccia o modulo elastico (E) e il coefficiente di Poisson (ν).

Questa prova è stata normalizzata in molti paesi e per la sua realizzazione è necessario seguire alcuni accorgimenti:

- Il campione, se cilindrico, dovrebbe avere un diametro $d > 50\ mm$
- Il campione non deve contenere discontinuità
- Le superfici del campione a contatto con le piastre della pressa devono essere piane, con una precisione di $0{,}02\ mm$ e devono essere perpendicolari all'asse
- Il carico deve essere applicato a una velocità costante di $0{,}5 - 1\ [MPa/s]$.

Hoek e Brown (1980) hanno proposto un'equazione per calcolare la resistenza a compressione uniassiale σ_c mettendola in relazione con il diametro del campione (eq. 2.1):

$$\sigma_c = \sigma_{c50} \cdot \left(\frac{50}{d}\right)^{0,18} \quad (2.1)$$

dove:

σ_{c50} $[MPa]$ è la resistenza a compressione uniassiale per un campione con $d = 50mm$

d $[mm]$ è il diametro del campione e $10 \leq d \leq 200$ mm

La prova consiste nel posizionamento del provino tra le piastre di una pressa che esercitano sul campione una pressione che aumenta in modo costante. Una volta che il provino è giunto a rottura il test risulta concluso, ottenendo la sua massima resistenza. Durante il caricamento, è possibile valutare le deformazioni assiali ε_1 e laterali ε_3 del campione con l'applicazione di estensimetri da cui si calcolano il modulo di Young (E) e il coefficiente di Poisson (ν). La pendenza della linea che associa la resistenza a compressione uniassiale con la deformazione assiale è il modulo di Young; il rapporto tra le due deformazioni è il coefficiente di Poisson $\nu = -\frac{\varepsilon_3}{\varepsilon_1}$ $[-]$.

Test a carico puntuale o test di Franklin

Questo test risulta speditivo e può essere condotto in sito poiché l'attrezzatura è poco ingombrante. La prova consiste nel rompere un pezzo di roccia posizionato tra due punte coniche di acciaio temprato. Il test viene utilizzato principalmente per studiare l'indice di resistenza su un campione di roccia, che permette la sua classificazione, ma può anche essere usato per calcolare la resistenza a compressione uniassiale. Nella prova della resistenza a carico puntuale, la realizzazione del campione è effettuata come segue.

- Il diametro del campione dovrebbe essere: $30 \leq d \leq 85\, mm$, si suggerisce $d = 50\, mm$
- Il campione non deve avere troppe irregolarità che possono generare concentrazione di sollecitazioni
- Non ci sono regole specifiche per la forma del campione

Per calcolare l'indice di resistenza al carico puntuale (I_s) è necessario misurare la forza massima per rompere il provino e metterlo in relazione con il suo diametro equivalente (eq. 2.2):

$$I_s = \frac{P}{d_e^2} \tag{2.2}$$

dove:

P è la forza necessaria per rompere il campione

d_e è il diametro equivalente del campione

$d_e^2 = \frac{4}{\pi} L \cdot d$, L è la media della larghezza del campione e d è la distanza tra le due punte coniche della pressa al momento della rottura

Test triassiale

Questa prova fornisce come risultato lo stato di stress più realistico dell'ammasso roccioso. Anche in questo caso, come per il test a compressione uniassiale, il provino utilizzato è cilindrico.

Il provino viene inserito in una guaina e posto all'interno di una cella con liquido in pressione. La guaina ha lo scopo di impedire il contatto tra la roccia e il liquido, ma deve essere abbastanza flessibile da trasmettere la pressione del liquido al campione. La tensione assiale principale σ_1 viene applicata sulla faccia superiore e inferiore del campione per mezzo di due cilindri d'acciaio. In questo tipo di prova è usuale applicare prima la pressione di confinamento laterale e successivamente aumentare la pressione

assiale fino a quando si verifica la rottura. È molto importante che la pressione di confinamento, generata dalla pressa, sia mantenuta costante per tutta la durata del test.

La deformazione assiale e circonferenziale dei campioni è misurata tramite estensimetri applicate sulla superficie del provino. (Oyanguren e Monge, 2008)

CARATTERIZZAZIONE DELL'AMMASSO ROCCIOSO

La caratterizzazione dell'ammasso roccioso è essenziale quando ne si vuole studiare il comportamento.

In Figura 2.1 sono riportati i parametri caratterizzanti l'ammasso roccioso secondo l'interpretazione di D. C. Wyllie e C. W. Mah (2005).

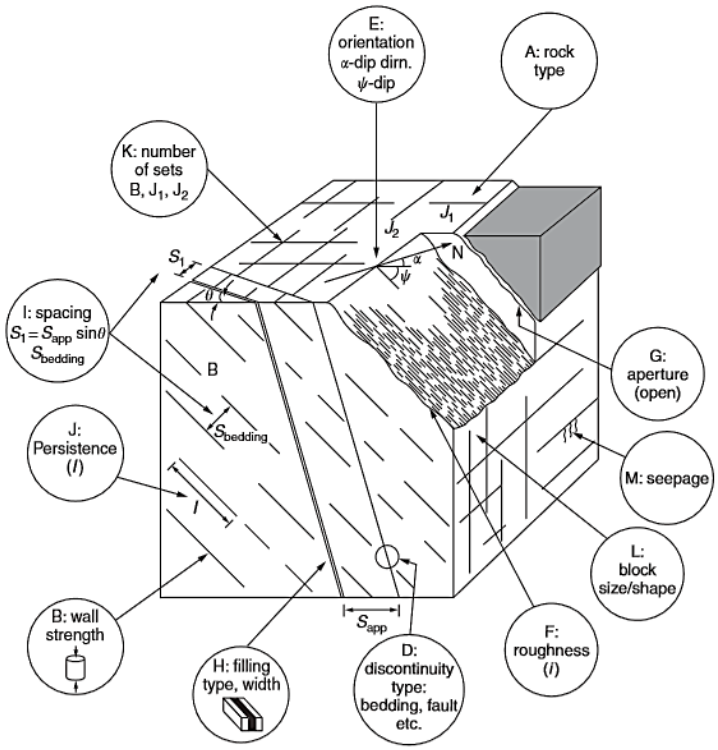


Figura 2.1 - Parametri caratterizzanti l'ammasso roccioso. Fonte: Wyllie e Mah, 2005

È possibile racchiudere i parametri in sei classi differenti:

- La descrizione del materiale roccioso: ad esempio, i processi che hanno portato alla formazione dell'ammasso; la resistenza a compressione, al taglio e alla deformabilità; le trasformazioni dovute al clima

- Le caratteristiche delle discontinuità: ovvero, l'orientazione, la rugosità e la loro apertura
- Le proprietà del materiale tra due discontinuità (ad esempio: calcite, argilla, etc.)
- La dimensione e la forma dei blocchi rocciosi: nello specifico, la grandezza dei blocchi è determinata dalla distanza tra famiglie di giunti; la forma, invece, è definita dalla loro orientazione
- Le condizioni delle acque sotterranee, in particolare se sono presenti delle infiltrazioni d'acqua all'interno dei giunti

I metodi di classificazione sono metodi empirici che permettono di classificare l'ammasso roccioso in baso al comportamento. Tra le classificazioni più conosciute si ricordano: RMR, GSI e Q-*system*; entrambe sono basate sulle proprietà geomeccaniche della roccia. Normalmente vengono anche affiancate a grafici empirici in modo da fornire suggerimenti tecnici.

Rock Mass Rating (RMR)

Il *Rock Mass Rating* è un metodo di classificazione sviluppato da Bieniawski (1989), basato su dati storici. L'RMR può essere utilizzato anche per calcolare i parametri del criterio di rottura di Hoek and Brown. La classificazione fa riferimento a sei parametri: resistenza a compressione uniassiale della roccia, RQD (*Rock Quality Designation*), spaziatura delle discontinuità, condizioni delle discontinuità, condizioni idrauliche e orientamento delle discontinuità. A ciascun parametro viene attribuito un punteggio (il metodo di assegnazione è specificato nell'appendice – Tabella per la classificazione RMR). La somma di tutti i valori assegna all'RMR un valore compreso tra $0\ e\ 100$ che permette di suddividere l'ammasso roccioso in cinque classi differenti definendone la qualità (Tabella 2.1).

RMR	Qualità della roccia
100-81	Molto buona
80-61	Buona
60-41	Media
40-21	Scadente
20-0	Molto scadente

Tabella 2.1 - Classificazione della roccia secondo il Rock Mass Rating

Q-system

L'indice Q venne ideato da Barton (1988), assume anch'esso un valore numerico che può variare tra $0{,}001 < Q < 1000$, fornendo 9 classi di ammasso roccioso, riportate in Figura 2.2.

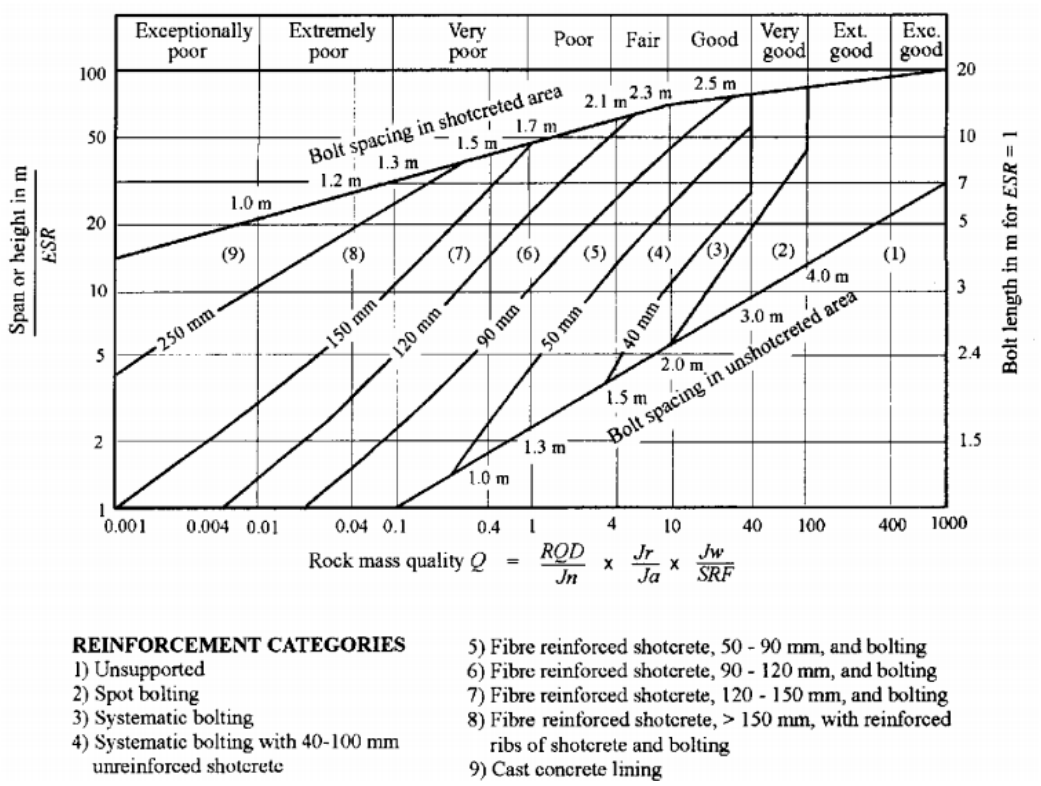


Figura 2.2 - Classificazione Q-System. Fonte: Barton, 1988

L'equazione 2.3 fornita dal *Norwegian Geotechnical Institute* (NGI) permette di calcolarlo:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF} \quad (2.3)$$

dove:

RQD (*Rock Quality Designation)* è ottenuto attraverso la valutazione del carotaggio

J_n (*Joint Set Number*) è associato al numero di famiglie di giunti

J_r (*Joint Roughness Number*) dipende dalla rugosità delle discontinuità o giunti più sfavorevoli

J_a (*Joint Alteration Number*) è correlato al grado di alterazione e alla natura del riempimento del giunto più sfavorevole

J_w (*Joint Water Number*) dipende dalle condizioni idrogeologiche

SRF $(stress\ reduction\ factor)$ è funzione dello stato tensionale dell'ammasso roccioso

In particolare:

- $\frac{RQD}{J_n}$ rappresenta la struttura complessiva dell'ammasso roccioso, e fornisce anche un'idea della dimensione del blocco
- $\frac{J_r}{J_a}$ è un indicatore della resistenza d'attrito tra i blocchi
- $\frac{J_w}{SRF}$ tiene conto dello stato tensionale al contorno e della presenza dell'acqua

Geological Strength Index (GSI)

Il GSI proposto da Hoek nel 1994 combina le caratteristiche strutturali dell'ammasso roccioso con quelle delle discontinuità che lo attraversano. L'indice di resistenza geologica restituisce un intervallo di valori che può variare tra 0 (per rocce molto scadenti) e 100 (per rocce molto buone) e può essere ricavato tramite il grafico riportato in Figura 2.3.

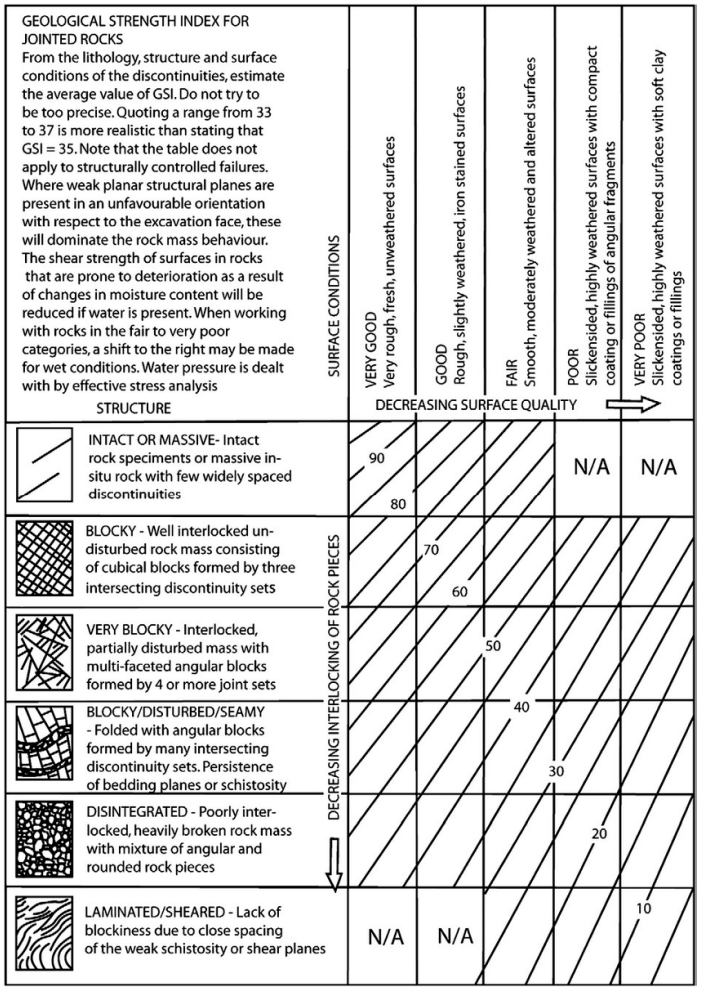


Figura 2.3 – Classificazione del GSI (Marinos e Hoek, 2000). Fonte: Brideau, Yan, e Stead, 2009

Come si può notare, questa classificazione correla il grado di fratturazione della struttura con le caratteristiche delle discontinuità dell'ammasso roccioso (rugosità, alterazione, tipologia di riempimento dei giunti).

AZIONE DELL'ESPLOSIVO SULLA ROCCIA

L'esperienza sul campo e alcuni test di laboratorio hanno dimostrato che, una volta innescato, l'esplosivo genera nella roccia fratture a trazione e a compressione. L'abbattimento dell'ammasso roccioso avviene in tre fasi differenti.

All'inizio si ha rottura per compressione. In questa fase l'onda d'urto viene rilasciata dalla detonazione con una velocità compresa tra $3000\,m/s$ *e* $6000\,m/s$. Si propaga nell'ammasso roccioso deformandolo a compressione e producendo microfessurazioni interne, fino a raggiungere la superficie libera.

Quando l'onda raggiunge la superficie libera, viene riflessa e inizia la seconda fase. La riflessione dell'onda sottopone la roccia a forze di taglio e le microfratture create nella prima fase facilitano la rottura a trazione.

Infine, nella terza fase, i gas ad alta pressione generati dalla detonazione si espandono attraverso le fratturazioni, aprendole e creando il distacco del volume da abbattere. Tale movimento origina un aumento della tensione all'interno delle fratture, che si estendono verso la superficie libera e provocano il cedimento dell'ammasso roccioso.

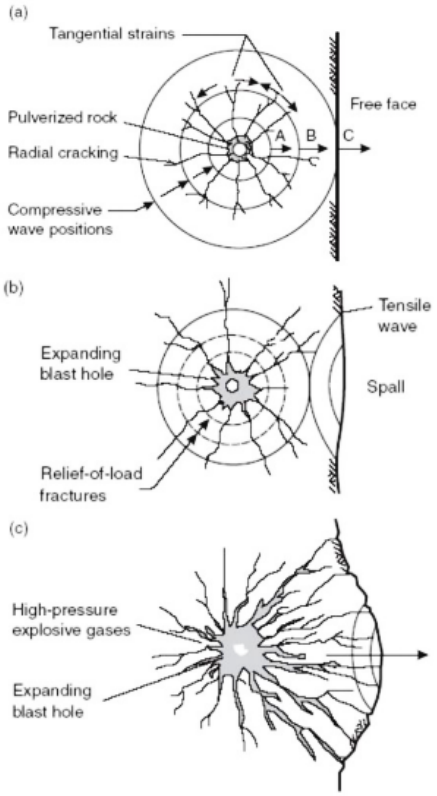


Figura 2.4 – Schema dell'azione dell'esplosivo sulla roccia. Fonte: Roy, 2005

La struttura dell'ammasso roccioso influenza la frammentazione perché, la presenza o meno di discontinuità all'interno della roccia, consente di ridurre o aumentare le dimensioni dei grani prodotti dell'esplosione.

La potenza del processo di detonazione può essere correlata alla sua velocità e alla densità dell'esplosivo attraverso la seguente espressione (eq. 2.4):

$$P = \rho \cdot k \cdot D^2 \qquad (2.4)$$

dove:

$P\ [Pa]$ è la pressione di detonazione

$\rho\ \left[\frac{g}{cm^3}\right]$ è la densità dell'esplosivo

$k\ [-]$ è una costante adimensionale

$D\ \left[\frac{m}{s}\right]$ è la velocità di detonazione

La pressione di detonazione è un parametro molto importante in quanto è un indicatore della capacità dell'esplosivo di frammentare la roccia, però estremamente complesso da misurare. Diversi autori attribuiscono alla costante k dell'equazione 2.4 valori diversi compresi tra $1/6$ e $1/3$, il valore più comunemente utilizzato è però $k = 1/4$, dunque l'equazione risulterà: $P = \rho \frac{D^2}{4}$.

3. PARAMETRI CHE INFLUENZANO LA FRAMMENTAZIONE

Per abbattere l'ammasso roccioso, è necessario dimensionare al meglio la volata poiché ogni parametro della geometria del piano di tiro influenza la frammentazione e il distacco.

Ai fini del successo di una volata, e quindi dell'ottenimento di una buona frammentazione, è importante valutare lo schema di tiro corretto a partire dal diametro del foro, per poter determinare la lunghezza e l'inclinazione del foro, l'interasse e la spalla, il tipo e la quantità di esplosivo e la sua temporizzazione.

Questi ultimi fattori, tra le altre cose, sono influenzati dalla massima carica per ritardo (CPD), come verrà spiegato successivamente.

DIAMETRO DI PERFORAZIONE

Il diametro di perforazione (d) è il parametro fondamentale per determinare la geometria del piano di tiro; infatti, la spalla e, di conseguenza, anche l'interasse e la sotto-perforazione sono funzione del diametro del foro, nonché la lunghezza del borraggio. Inoltre, è relazionato anche ai costi di scavo e post-scavo come riportato in Figura 3.1.

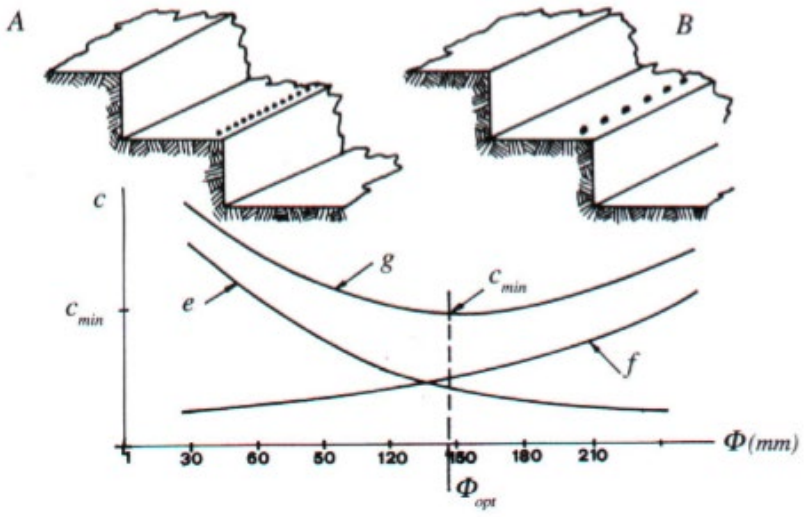


Figura 3.1 - Ricerca del diametro di perforazione ottimale. Fonte: Mancini e Cardu, 2001

Nel diagramma di Figura 3.1, il diametro di perforazione è relazionato con i costi sia di scavo (curva *e*): esplosivi, inneschi e perforazione; sia con quelli successivi allo scavo (curva *f*): abbattimento secondario, sgombero e trasporto dell'abbattuto. La curva *g*, invece, rappresenta la somma dei costi rappresentati dalle curve *e* ed *f*, ovvero il costo unitario totale. Risulta evidente che quando il diametro dei fori è molto piccolo i costi di scavo risultano eccessivi, viceversa quelli di post-scavo ridotti. Per tale motivo occorre valutare il diametro ottimale (ϕ_{opt}), che varia da caso a caso in funzione dell'obiettivo. In generale, a parità di obiettivo, il ϕ_{opt} si troverà nel minimo della curva *g*.

MAGLIA DI TIRO

Il piano di tiro è il progetto esecutivo della volata, caratterizzato da: la spalla $(o\ burden, B)$, l'interasse $(o\ spacing, S)$, la sotto-perforazione $(o\ subrill, J)$ e il numero di fori. Uno schema esplicativo del volume abbattuto da una mina è illustrato in Figura 3.2.

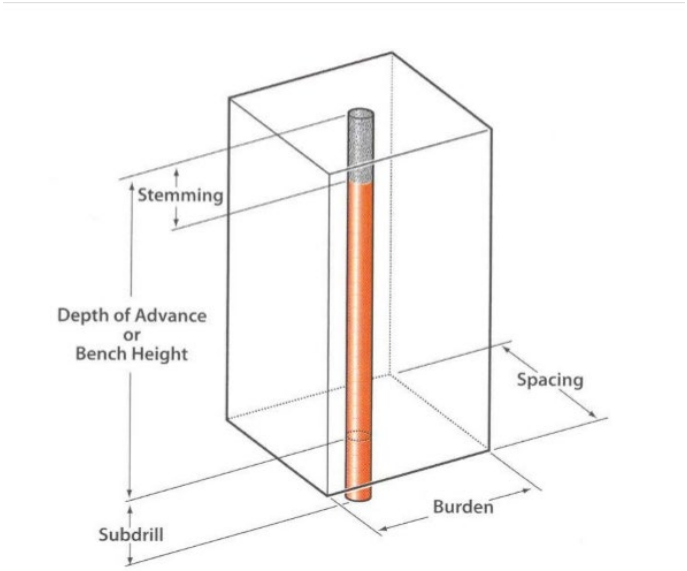


Figura 3.2 – schema del volume abbattuto da una mina. Fonte: corso di ingegneria degli scavi, Cardu M., 2017

La spalla (B), o linea di minor resistenza, è la distanza tra la prima fila di fori e la superficie libera. Tutte le file dovrebbero avere la stessa spalla per ottenere il banco più regolare possibile. Questo parametro è fondamentale per la buona riuscita della volata, convenzionalmente si evita di avere $B > 40 \cdot d$ per evitare la formazione di blocchi

troppo grandi o la frattura della roccia senza causarne il distacco; inoltre solitamente la spalla non dovrebbe essere minore di venti volte il diametro del foro per evitare il fenomeno del *flyrock* (proiezioni incontrollate). In Figura 3.3 si può notare come la ricerca della spalla sia essenziale.

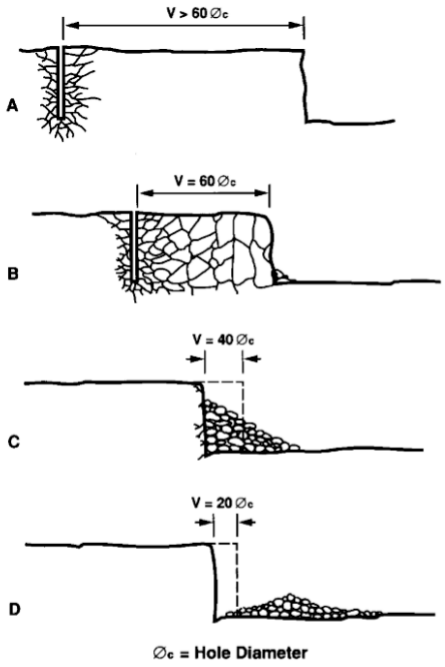


Figura 3.3 - Esempi di dimensionamento della spalla. Fonte: Mancini e Cardu, 2001

Per il dimensionamento della linea di minor resistenza in genere si usa l'equazione 3.1. Una formula alternativa e più precisa per il calcolo della spalla è espressa nell'equazione 3.2, infatti tiene in considerazione sia la densità dell'esplosivo che quella della roccia.

$$B \cong (30 \div 40) \cdot d\ [m] \tag{3.1}$$

e

$$B \cong \left(\frac{2 \cdot \rho_e}{\rho_r} + 1{,}5\right) \cdot 12d\ [m] \tag{3.2}$$

dove:

$d\ [m]$ è il diametro del foro

ρ_e $\left[\frac{kg}{m^3}\right]$ è la densità dell'esplosivo

ρ_r $\left[\frac{kg}{m^3}\right]$ è la densità dell'ammasso roccioso

Entrambe le formule sono indicative e forniscono un ordine di grandezza della spalla. (Yang et al., 2015)

L'interasse è la distanza tra le mine della stessa fila, è relazionato alla spalla, e può variare nell'intervallo suggerito dall' equazione 3.3:

$$S \cong (0{,}7 \div 1{,}5) \cdot B\ [m] \qquad (3.3)$$

La sotto-perforazione è la distanza tra il fondo-foro e il livello del piede del banco. È un parametro importante, perché è la parte più difficile da distaccare nella coltivazione a gradini diritti.

Può essere calcolato con la formula seguente (eq. 3.4).

$$J = (0{,}2 \div 0{,}4) \cdot B \qquad (3.4)$$

La costante utilizzata dipende dall'inclinazione dei gradoni, maggiore è l'angolo maggiore sarà il valore.

TIPOLOGIA DI ESPLOSIVO

Come accennato al capitolo 1, l'esplosivo è una tecnica di scavo molto utilizzata. Verrà data in seguito una breve descrizione degli esplosivi in uso.

Il Testo Unico delle Leggi di Pubblica Sicurezza (TULPS) (Malizia, 2018) divide gli esplosivi in cinque categorie:

I. Polveri e prodotti affini negli effetti esplodenti (come la polvere nera)
II. Dinamiti e prodotti affini negli effetti esplodenti (come dinamiti, ANFO, *slurries*, etc.)

III. Detonanti e prodotti affini negli effetti esplodenti (ovvero tutti i tipi di detonatori contenenti un esplosivo primario, come detonatori elettrici, comuni, etc.)
IV. Artifici e prodotti affini negli effetti esplodenti
V. Munizioni di sicurezza e giocattoli pirici

Gli esplosivi detonanti vengono divisi in primari e secondari per via delle differenti caratteristiche.

Gli esplosivi detonanti primari sono altamente sensibili agli urti, all'attrito e alla temperatura, per questo motivo la loro manipolazione va eseguita con cautela nonostante la velocità di detonazione e l'energia rilasciata siano relativamente basse. Sono usati in piccole quantità nei detonatori $m = 0{,}2 - 0{,}5\ g$ e hanno come obiettivo principale l'attivazione della carica detonante secondaria.

Gli esplosivi secondari detonanti vengono usati per l'abbattimento dell'ammasso roccioso. Possono essere di due tipi: sordi o sensibili al detonatore. L'esplosivo sordo, per avere certezza d'effetto, richiede di essere posto a contatto con un *booster*, ovvero di una carica ausiliaria di maggiore entità rispetto a un primario; l'attivazione del sensibile si ottiene per contatto con un esplosivo primario.

Di seguito verranno descritti alcuni esplosivi secondari detonanti.

ANFO

Uno degli esplosivi più utilizzati nell'industria estrattiva è l'ANFO, principalmente per via del suo costo limitato, ma anche per la sua sicurezza e facilità di trasporto, quando in forma di cartucce. L'ANFO è un esplosivo pulverulento e deve il suo nome alla composizione: Nitrato d'ammonio (Ammonium Nitrate) – Olio combustibile (Fuel Oil); le due sostanze prese separatamente non sono esplosive.

Le percentuali stechiometriche di composizione dell'esplosivo sono riportate di seguito:

$$ANFO\ =\ 94{,}42\%\ A.N.\ +\ 5{,}58\%\ F.O.$$

Caratteristiche dell'esplosivo:

- Densità: $\rho_e = 0{,}8 - 0{,}9 \frac{g}{cm^3}$
- Diametro della carica: $d > 50\ mm$
- Velocità di detonazione: $D \cong 2200 \frac{m}{s}$
- Bassa resistenza all'acqua
- Ammissibile in sotterraneo solo se incartucciato

Dinamite

Le dinamiti sono esplosivi che contengono nitro-glicerina, nitroglicol o una miscela dei due. Le dinamiti possono essere gelatinizzate o pulverulente, anche se quest'ultima è in disuso. Quelle gelatinizzate hanno una resistenza all'acqua superiore.

Caratteristiche dell'esplosivo:

- Densità: $\rho_e = 1{,}35 - 1{,}55 \frac{g}{cm^3}$
- Diametro di carica: $d > 30\ mm$
- Velocità di detonazione: $D \cong 6000 \frac{m}{s}$
- Alta resistenza all'acqua per le dinamiti gelatinose.

Slurries e water gels

Gli *slurries* sono una soluzione acquosa di nitrato di ammonio e nitrato di sodio $NaNO_3$ (o nitrato di calcio $Ca(NO_3)_2$), normalmente la percentuale di $A.N. = 30 - 70\ \%$ e la percentuale di $NaNO_3 = 10 - 15\ \%$, e possono, inoltre, contenere: $TNT = 5 - 15\ \%$, $gellificanti = 1 - 2\ \%$, $stabilizzanti = 0{,}1 - 2\ \%$, $glicol = 3 - 15\ \%$ e $acqua = 10 - 20\%$.

La gelatinizzazione può avvenire con amido o *cross-linking*. Possono essere miscelati con materiali combustibili per aumentarne la sensibilità, come ad esempio l'alluminio, l'urea, lo zucchero o il glicol.

Caratteristiche dell'esplosivo:

- Densità: $\rho_e = 1{,}10 - 1{,}20 \frac{g}{cm^3}$
- Diametro di carica: $d > 40\ mm$
- Velocità di detonazione: $D \cong 3500 \div 4500 \frac{m}{s}$

Emulsioni

Le emulsioni sono esplosivi raffinati, costituiti per il 90% da una soluzione concentrata di nitrati in acqua e per il 10% da oli, cere e paraffine. La fase ossidante è composta da elementi con una dimensione di $0{,}2 - 10\ \mu m$ ed è dispersa nella fase del comburente.

Poiché le emulsioni sono composte da sostanze che, prese separatamente, non sono esplosive, possono essere miscelate immediatamente prima dell'uso e introdotte direttamente all'interno del foro; in Italia vengono commercializzate sotto forma di cartucce.

Caratteristiche dell'esplosivo:

- Densità: $\rho_e = 1{,}20 - 1{,}30 \frac{g}{cm^3}$
- Diametro di carica: $d > 40\ mm$
- Velocità di detonazione: $D \cong 5500 \frac{m}{s}$

La scelta dell'esplosivo più adatto dipende sia dalle sue caratteristiche, come impedenza, dirompenza, resistenza all'acqua, ecc., ma anche dalle condizioni al contorno, come la qualità della roccia, la presenza di acqua, il diametro di perforazione, ecc.

Per l'analisi granulometrica è importante conoscere la pressione di detonazione. La pressione di detonazione rappresenta la capacità di un esplosivo di abbattere l'ammasso roccioso ed è funzione della densità e della velocità di detonazione. Pertanto, quando questi valori aumentano, aumenta la pressione di detonazione. (Mancini e Cardu, 2001)

CARICAMENTO E INNESCO

Ogni foro è caricato con i seguenti elementi, come mostrato in Figura 3.4:

- Detonatore
- Esplosivo
- Borraggio (*stemming*), materiale inerte posizionato nella parte superiore del foro per contenere le proiezioni e limitare la dispersione di energia

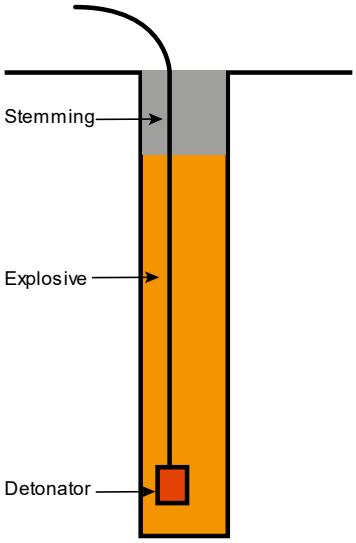


Figura 3.4 - schema di una mina.

Alcuni parametri per caratterizzare una volata sono la carica specifica, o consumo specifico di esplosivo (PF), la densità di perforazione (D_p) e la perforazione specifica (SD).

Il consumo specifico di esplosivo, o powder factor, (PF) è definito come la quantità di carica (Q) impiegata per far brillare un volume unitario (V) di roccia (eq. 3.5)

$$PF = \frac{Q}{V} \left[\frac{kg}{m^3}\right] \tag{3.5}$$

La densità di perforazione (D_1) è definita come il numero di fori (n_{fori}) diviso per l'area della maglia di tiro $(Area)$ (eq. 3.6).

$$D_1 = \frac{n_{fori}}{Area} \quad \left[\frac{fori}{m^2}\right] \tag{3.6}$$

La perforazione specifica (SD) è definita come il rapporto tra la lunghezza totale perforata (L_{tot}) e il volume (V) (eq. 3.7)

$$SD = \frac{L_{tot}}{V} \left[\frac{m_{perf}}{m^3}\right] \tag{3.7}$$

Una conseguenza del brillamento di una volata sono le vibrazioni indotte che possono causare danni agli edifici vicini al sito estrattivo: pertanto tali vibrazioni vanno studiate, ridotte, nel caso fossero eccessive, e monitorate. I parametri che caratterizzano lo studio della vibrazione sono la velocità delle particelle (PPV), la frequenza della vibrazione (f), la distanza tra il sito estrattivo e l'edificio più vicino ad esso (R) e la sua classe.

Una delle classificazioni più utilizzate è la normativa tedesca (DIN 4150-3) che divide gli edifici in tre classi:

1. Edifici utilizzati a fini commerciali, edifici industriali e edifici di *design* simile
2. Abitazioni e edifici con occupazione simili
3. Strutture che, a causa della loro particolare sensibilità alle vibrazioni, non possono essere classificate con le curve 1 e 2 e hanno un grande valore intrinseco

La legislazione sopra menzionata fornisce alcune indicazioni sulla velocità particellare in base alla frequenza e al tipo di struttura, come mostrato nella Figura 3.5.

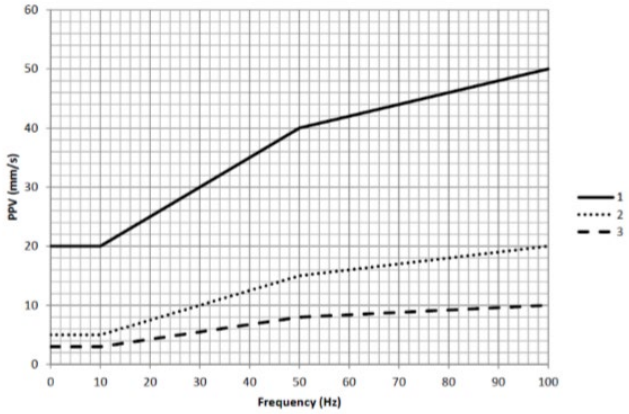


Figura 3.5 – limiti dello standard DIN 4150-3 per PPV. Fonte: DIN 4150-3., 1999. Erschütterungen im Bauwesen, Einwirkungen auf bauliche Anlagen

La relazione più attendibile tra esplosione e vibrazione del suolo è quella che mette a confronto la velocità di picco delle particelle (PPV) con la distanza scalata $\left(\frac{R}{\sqrt{Q}}\right)$. Test sul campo hanno stabilito che questa relazione può essere espressa da una legge di sito. Una legge di sito consente di studiare un determinato problema utilizzando i dati di input che caratterizzano il sito stesso. Una delle più comunemente utilizzate per il controllo delle vibrazioni, è la seguente (USBM (1995)):

$$PPV = K \cdot \left(\frac{R}{\sqrt{Q}}\right)^{\beta} \tag{3.8}$$

dove:

$R\ [m]$ è la distanza radiale tra la posizione della volata e il punto di monitoraggio

$Q\ [kg]$ è la quantità di esplosivo detonato per ritardo

$K\ e\ \beta$ sono costanti che vengono determinate tramite monitoraggio, sono particolari di ciascun sito.

Nel caso in cui si ritenga necessario contenere le vibrazioni, la soluzione generalmente usata è quella di ridurre la quantità di esplosivo per ritardo (CPD). Ciò significa definire la massima carica per ritardo, ovvero la quantità massima di esplosivo che può essere fatta esplodere in un intervallo di tempo (ritardo) all'interno di una volata. (Singh e Verma, 2010)

Una volta ricavate la legge di sito e la frequenza delle vibrazioni indotte, è possibile verificare se la quantità di esplosivo rispetta o meno i limiti imposti dalla DIN4150-3.

Se la carica per foro necessaria per abbattere la roccia dovesse risultare maggiore della CPD, allora sarà necessario dividere la carica in foro, al fine di rispettare il regolamento.

CORRELAZIONE TRA FRAMMENTAZIONE E TEMPORIZZAZIONE

Per determinare l'effetto dei tempi sulla frammentazione sono stati effettuati alcuni test di laboratorio su piccola scala. (Katsabanis e Omidi, 2015) Questi test sono stati sviluppati su blocchi di calce con dimensioni ridotte, ad esempio di $60\ cm\ x\ 40\ cm\ x\ 25\ cm$. I test sono stati eseguiti per diversi tempi di ritardo, ma anche per volate con schema di tiro allineato e non allineato.

Di seguito sono riportati i risultati grafici di quattro diversi test.

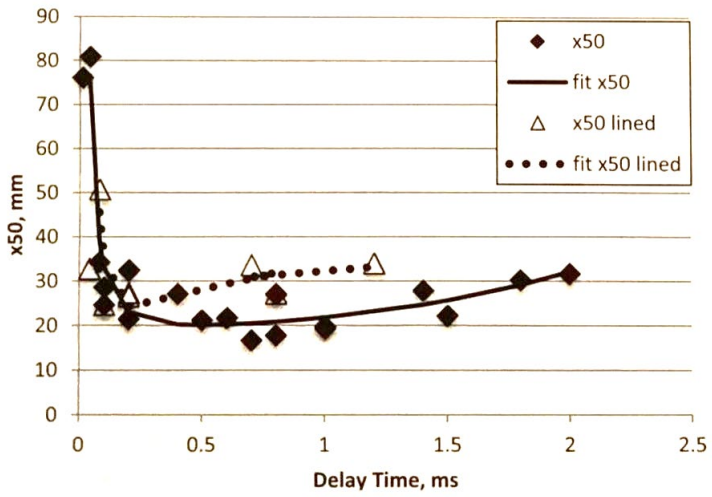


Figura 3.6 – Dimensione media dei frammenti con tempi di ritardo diversi per volate con schema di tiro allineato e non allineato (dati di Omidi, 2015). Fonte: Katsabanis e Omidi, 2015

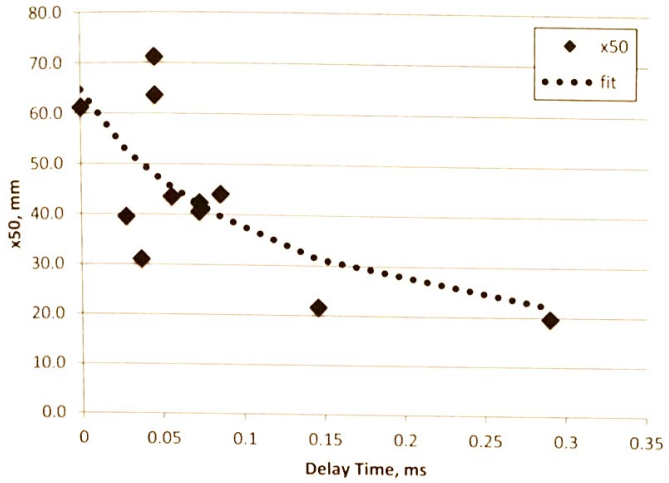


Figura 3.7 – Dimensione media dei frammenti rispetto al ritardo nel test di Johansson (2011) e Petropoulus (2011). L'interpolazione è l'interpretazione dell'effetto del ritardo da parte degli autori. Fonte: Katsabanis e Omidi, 2015

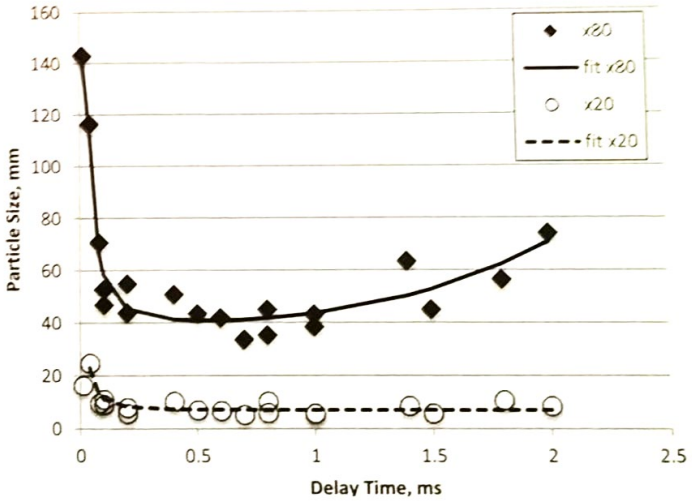


Figura 3.8 – Dimensioni di x_{80} e x_{20} rispetto al ritardo nei test in calce (dati di Omidi, 2015). Fonte: Katsabanis e Omidi, 2015

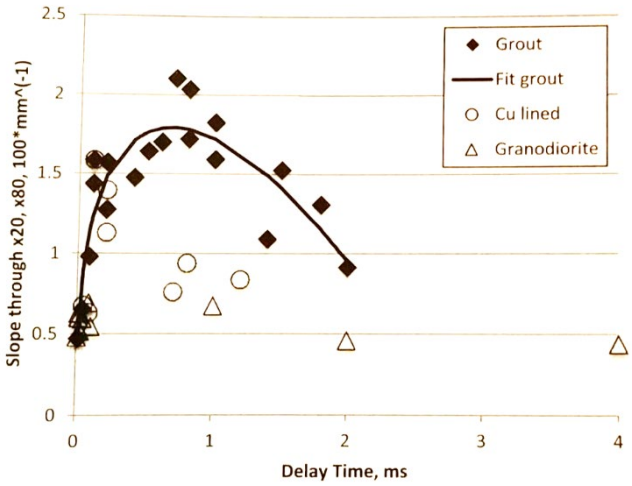


Figura 3.9 – Uniformità dei test nella calce rispetto al ritardo. Basato sull'analisi dei dati di Omidi (2015). Fonte: Katsabanis e Omidi, 2015

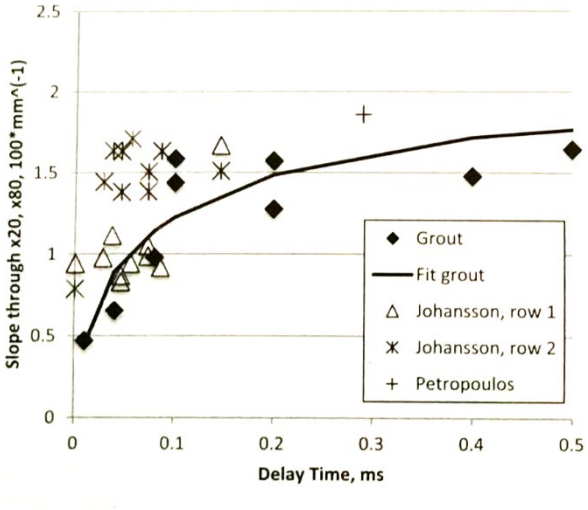


Figura 3.10 – Uniformità rispetto al ritardo per vari test. Basato sull'analisi dei dati di Omidi (2015), Johansson (2011) e Petropoulos (2011). Fonte: Katsabanis e Omidi, 2015

Nella Figura 3.6 è possibile notare che per tempi di ritardo brevi (inferiori a $0{,}1\ ms$) le dimensioni medie diminuiscono drasticamente. Per ritardi tra $0{,}2\ e\ 1\ ms$ la dimensione media dei frammenti sembra essere costante mentre, per ritardi maggiori, aumenta leggermente.

Un dettaglio del grafico precedente è rappresentato nella Figura 3.7.

Nella Figura 3.8 è abbastanza chiaro come la temporizzazione influenzi principalmente i grani con dimensioni maggiori (x_{80}). In effetti, i risultati riferiti alle particelle grossolane

visibili in Figura 3.8 risultano avere una risposta simile a quella mostrata nella Figura 3.6. Invece, i grani più fini (x_{20}) hanno un comportamento quasi costante per ritardi maggiori di $0{,}1\ ms$.

Nella Figura 3.9 e Figura 3.10 è riportato come il tempo di ritardo influenza l'uniformità della frammentazione. La Figura 3.9 mostra come, in caso di test per volate con schema di tiro non allineato (rappresentato dal simbolo del diamante), il valore di uniformità ottimale viene raggiunto con un ritardo di circa $0{,}6\ ms$. Nel caso di rame rivestito (rappresentato dal simbolo del cerchio), vi è una scarsità di dati, ma si può notare che per tempi di ritardo brevi (circa $0{,}2\ ms$) l'uniformità della frammentazione è maggiore rispetto a tempi di ritardo più lunghi $(0{,}7\ ms)$. Pertanto, la risposta del test per il rame si allinea ai risultati ottenuti per la malta non rivestita. Non esiste una chiara tendenza per la granodiorite (rappresentata dal simbolo triangolare): in effetti, i valori risultanti da tempi di ritardo brevi e lunghi sono circa gli stessi.

La Figura 3.10 mostra il confronto tra Omidi (2015), Johansson (2011) e Petropoulos (2011) relativi all'uniformità. Anche se i dati risultanti per ogni studio sono diversi, esiste una corrispondenza.

In conclusione, lo studio ha dimostrato che esiste una relazione tra temporizzazione e dimensione media dei frammenti, specialmente per grani più grandi, e una correlazione fra tempi di ritardo e uniformità di frammentazione del materiale.

4. VALUTAZIONE DELLA DISTRIBUZIONE GRANULOMETRICA

Lo studio della distribuzione granulometrica dell'abbattuto può essere effettuato con metodi diretti o indiretti.

Il metodo diretto più comune si esegue mediante setacciatura, o vagliatura. Il procedimento consiste nell'impiegare una colonna vibrante composta da una serie di setacci con aperture decrescenti, e permette di analizzare la dimensione di grani in un intervallo definito. Alla fine della prova si pesa il materiale rimanente in ciascun setaccio e, rapportandolo al peso totale del campione, si ottiene la percentuale in massa del solido trattenuto. Il risultato grafico sarà la curva granulometrica.

I metodi indiretti sono tre:

- Metodo osservativo
- Metodi empirici, come il *Kuz-Ram*, il *crush-zone*, il KCO ecc. Per questi metodi è necessario conoscere lo schema di brillamento, il tipo di roccia e il tipo di esplosivo utilizzato. I modelli saranno elencati e descritti in seguito
- Metodi di analisi d'immagine, tramite *software*, che creano una curva granulometrica a partire dalle fotografie del marino generato dalla tecnica di scavo. Il *software* utilizzato in questo studio è *Split-desktop*, prendendo in considerazione la tecnica del *drill and blast*.

MODELLI EMPIRICI PER LA DEFINIZIONE DI UNA CURVA GRANULOMETRICA

I modelli che verranno descritti nel seguito permettono di effettuare uno studio predittivo del grado di frammentazione dell'ammasso roccioso a seguito di una volata.

I modelli empirici basano la loro applicazione sulla conoscenza iniziale del tipo di esplosivo e della carica per ritardo che si andrà ad utilizzare e dalla considerazione della geometria della volata e del tipo di roccia che si andrà ad attaccare. In questo capitolo verranno descritti i modelli empirici: *Kuz-Ram*, *Crush-zone*, *KCO*, *SveDeFo*, *Kou-Rustan*, *Chung-Katsabanis* e *xP-frag*. Ad esclusione del xP-frag, i modelli empirici restituiscono la

percentuale di passante partendo dalla dimensione dei grani. Il modello *xP-frag*, invece, ipotizza una data percentuale di passante e, calcolando una serie di parametri, quantifica la dimensione delle particelle passanti alla percentuale ipotizzata.

I modelli che verranno descritti in seguito sono stati sviluppati a partire dell'equazione 4.1 di V. M. Kuznetsov (1973).

$$\bar{X} = A \cdot q^{-\frac{4}{5}} \cdot Q^{\frac{1}{6}} \, [m] \tag{4.1}$$

dove:

$\bar{X}$ è la dimensione media dei grani ottenuti da una volata

A è correlato al tipo di roccia da abbattere

$q \left[\frac{kg}{m^3}\right] \ (o \ PF)$ è il consumo specifico di esplosivo

$Q \, [kg]$ è la massa di esplosivo per foro

Il coefficiente A può assumere i seguenti valori (V. M. Kuznetov, 1973):

- $A = 7$ per rocce di durezza media
- $A = 10$ per rocce dure ma con numerose fratture
- $A = 13$ per rocce molto dure e poco fratturate

Dato che la formula 4.1 non tiene in considerazione il tipo di esplosivo, Kuznetov riformulò l'equazione esplicitando q in riferimento al TNT equivalente: considerando che: $q = \frac{Q}{V_0} \left[\frac{kg}{m^3}\right]$ e $V_0 = B \cdot S \cdot H \, [m^3]$, l'equazione è stata modificata come segue (eq. 4.2).

$$\begin{aligned} \bar{X} = A \cdot \left(\frac{Q_{TNT}}{V_0}\right)^{-\frac{4}{5}} \cdot Q_{TNT}^{\frac{1}{6}} = A \cdot \left(\frac{Q \cdot \frac{E}{E_{TNT}}}{V_0}\right)^{-\frac{4}{5}} \cdot \left(Q \cdot \frac{E}{E_{TNT}}\right)^{\frac{1}{6}} \\ = A \cdot q^{-\frac{4}{5}} \cdot Q^{\frac{1}{6}} \cdot \left(\frac{E}{E_{TNT}}\right)^{\frac{1}{6}-\frac{4}{5}} = A \cdot q^{-\frac{4}{5}} \cdot Q^{\frac{1}{6}} \cdot \vartheta^{-\frac{19}{30}} \, [m] \end{aligned} \tag{4.2}$$

dove:

ϑ è l'equivalente in energia dell'esplosivo rispetto al TNT

A questa formula vennero apportate numerose modifiche e venne reinterpretata da numerosi autori, che hanno formulato diversi modelli empirici per determinare la dimensione media di materiale passante in seguito ad una volata.

1. The Kuz-Ram model

Il modello Kuz-Ram venne formulato da Cunningham (1983), il quale si basò sull'equazione 4.2 e ne apportò alcune modifiche riscrivendola come segue (eq. 4.3):

$$x_{50} = A \cdot q^{-0,8} \cdot Q^{\frac{1}{6}} \cdot \left[\frac{E}{115}\right]^{-\frac{19}{30}} [m] \qquad (4.3)$$

dove:

$x_{50}\ [m]$ è la dimensione media dei grani

$Q\ [kg]$ è la massa di esplosivo per foro

E è l'energia dell'esplosivo rispetto all'ANFO ed anche noto come RWS (*Relative Weight Strength*)

115 è la RWS del TNT

Per la massa di esplosivo in foro Cunningham non include la quantità presente nella sotto-perforazione poiché essa non contribuisce in modo significativo alla frammentazione della roccia.

Una importante modifica fu apportata nel modo di calcolare il coefficiente A (eq. 4.4). Poiché A è correlato al tipo e alla qualità della roccia, Cunningham lo espresse in funzione delle discontinuità, della densità e della durezza della roccia: (Silva et al., 2016)

$$A = 0,06 \cdot (RMD + RDI + HF) \qquad (4.4)$$

dove:

RDI $(Rock\ Density\ Influence)$, è correlato alla densità della roccia, secondo l'equazione 4.5:

$$RDI = (25 \cdot \frac{\rho}{1000}) - 50 \left[\frac{t}{m^3}\right] \qquad (4.5)$$

HF $(Hardness\ Factor)$ può assumere due valori a seconda del modulo elastico della roccia:

$HF = \frac{E}{3}$, se $E < 50\ GPa$

$HF = \frac{\sigma_c}{5}$, se $E > 50 GPa$

RMD $(Rock\ Mass\ Descriprion)$ è un parametro funzione della spaziatura e dell'orientamento delle discontinuità:

- $RMD = 10$ per rocce densamente fratturare
- $RMD = 50$ per rocce massive
- $RMD = JF$ se il *dip angle* delle discontinuità è maggiore di 30°

$JF = JPS + JPA$,

- JPS $(Joint\ Plane\ Spacing)$ può avere tre valori differenti a seconda della spaziatura tra le discontinuità:

  $JPS = 10$ per $spaziatura < 0{,}1\ m$

  $JPS = 20$ per $0{,}1\ m < spaziatura < sopramisura$

  $JPS = 50$ per $spaziatura > sopramisura$

- JPA $(Joint\ Plane\ Angle)$ assume tre valori diversi a seconda della *dip direction* dei giunti:

  $JPA = 20$ per *dip out of face*

  $JPA = 30$ per *strike normal to face*

  $JPA = 40$ per *dip into face*

Una volta calcolata la dimensione media dei frammenti ottenuti dalla volata, è necessario calcolare la percentuale di passante in riferimento a tale dimensione. Viene dunque applicata e adattata la distribuzione Rosin-Rammler (eq. 4.6):

$$R_x = exp\left[-0{,}693 \cdot \left(\frac{x}{x_{50}}\right)^n\right] \qquad (4.6)$$

dove:

R_x è la quantità di materiale trattenuto

$x\ [mm]$ è la dimensione dei grani considerata

n è l'indice di uniformità

$x_{50}\ [mm]$ è la dimensione media di passante

L'indice di uniformità è calcolato con l'equazione 4.7 formulata da Cunningham (2005)

$$n = \sqrt{\left(2 - 30 \cdot \frac{B}{d}\right)} \cdot \left(1 - \frac{W}{B}\right) \cdot \sqrt{\left(\frac{1 + \frac{S}{B}}{2}\right)} \cdot \left(\frac{L}{H}\right)^{0,3} \cdot C(n) n_s \cdot \left(\frac{A}{6}\right)^{0,3} \qquad (4.7)$$

dove:

$B\ [m]$ è la spalla

$d\ [mm]$ è il diametro di perforazione

$W\ [m]$ è la deviazione dei fori rispetto al valore teorico

$S\ [m]$ è l'interasse

$L\ [m]$ è la lunghezza caricata

$H\ [m]$ è l'altezza del gradino

A è il coefficiente dipendente dalle caratteristiche della roccia (eq. 4.4)

$C(n)$ è un fattore generico di correzione (normalmente è di 1,1)

$n_s = 0{,}206 + \left(1 - \frac{R_s}{4}\right)^{0,8}$ è la correzione per la precisione nella temporizzazione dell'innesco

$R_s = 6 \cdot \frac{\sigma_t}{T}$ è un fattore di ritardo dovuto all'innesco impiegato

σ_t $[ms]$ è la deviazione standard del tempo di ritardo

T $[ms]$ è il tempo di ritardo fra mine della stessa fila

In seguito, Cunningham ha apportato una nuova modifica al modello introducendo un fattore di ritardo A_t nella formula 4.3. Tale fattore può assumere due valori differenti:

$$A_t = 0{,}66 \cdot \left(\frac{T}{T_{max}}\right)^3 - 0{,}13 \cdot \left(\frac{T}{T_{max}}\right)^2 - 1{,}58 \cdot \left(\frac{T}{T_{max}}\right) + 2{,}1$$

per $0 \leq \left(\frac{T}{T_{max}}\right) \leq 1$

$$A_T = 0{,}9 + 0{,}1 \cdot \left(\frac{T}{T_{max}} - 1\right) \text{ per } \left(\frac{T}{T_{max}}\right) > 1$$

dove:

T_{max} è il ritardo per cui è minima la dimensione del frammento, calcolato tramite l'equazione 4.8:

$$T_{max} = \frac{15{,}6}{C_p} \cdot B\ [ms] \qquad (4.8)$$

dove:

c_p $[m/ms]$ è la velocità delle onde longitudinali P

Dunque, nel 2005, Cunningham riformulò il modello iniziale Kuz-Ram come segue (eq. 4.9):

$$x_{50} = A \cdot A_T \cdot q^{-0{,}8} \cdot Q^{\frac{1}{6}} \cdot \left(\frac{E}{115}\right)^{-\frac{19}{30}}\ [cm] \qquad (4.9)$$

Osservando l'equazione, si può notare che la dimensione dei frammenti risulta direttamente proporzionale:

- Alla qualità della roccia: maggiore resistenza della roccia implica maggiore dimensione media dei frammenti di abbattuto

e inversamente proporzionale:

- Alla carica specifica: minore consumo specifico di esplosivo implica maggiore dimensione media dell'abbattuto
- Alla forza dirompente dell'esplosivo: minore è la forza esplosiva, maggiore è la dimensione dei frammenti prodotti
- Alla massa di esplosivo/foro: minore sarà la quantità di esplosivo, maggiore sarà la dimensione media dei grani

Per calcolare la percentuale di passante è possibile utilizzare l'adattamento dell'equazione di Rosin-Rammler (eq. 4.6), con alcune variazioni (eq. 4.10):

$$P(x) = 1 - \exp\left(-\left(\ln(2) \cdot \left(\frac{\mathrm{x}}{x_{50}}\right)^{n}\right)\right) \qquad (4.10)$$

Noto il tipo di roccia su cui lavorare e scelto l'esplosivo da utilizzare, è possibile lavorare sulla geometria della volata per vedere come essa influenza la percentuale di passante.

I fattori geometrici che influenzano sia il x_{50} sia l'indice di uniformità sono tre: la spalla, l'interasse e il diametro di perforazione. Ne consegue che:

- La spalla influisce inversamente su n, e direttamente sulla dimensione media dei frammenti. Dunque, se si ha un aumento della spalla, aumenta anche x_{50}, mentre n diminuisce. Sebbene la percentuale di passante sia inversamente proporzionale a x_{50} e abbia come esponenziale n, le due variazioni sono bilanciate
- L'interasse è direttamente proporzionale a entrambi i fattori: quindi, quando aumenta l'interasse tra i fori, n e x_{50} aumentano
- Il diametro della perforazione è direttamente proporzionale a n e inversamente proporzionale al quadrato di x_{50} per questo motivo si ha un aumento della percentuale di passante. (Sanchidrián, 2010)

2. THE CRUSH-ZONE MODEL

Il modello *crush-zone* assume che i fini prodotti da una volata siano generate da rottura a compressione e a taglio e che i frammenti grossolani siano generati dal cedimento a trazione.

In questo modello, la *crush-zone* può essere studiata a partire dal suo raggio r_c $[mm]$, dal volume di materiale abbattuto per mina V_c e della frazione di fino F_c; per calcolare r_c è possibile utilizzare diverse formule; se ne riportano tre tra le più conosciute:

Thornton et al. (2001) (eq. 4.11): il raggio della *crush-zone* è stimato equiparando la sollecitazione prodotta da un caricamento uniforme del foro all'UCS della roccia; il carico è assunto quasi statico.

$$r_c = r_0 \sqrt{\frac{\rho_e \cdot D^2}{8 \cdot \sigma_c}} \; [mm] \qquad (4.11)$$

dove:

r_0 $[mm]$ è il diametro del foro

D $\left[\frac{m}{s}\right]$ è la velocità di detonazione dell'esplosivo

ρ_e $\left[\frac{kg}{m^3}\right]$ è la densità dell'esplosivo

σ_c $[Pa]$ è la resistenza a compressione uniassiale della roccia

Szuladzinski (1993) (eq. 4.12): in questo caso la roccia è trattata come un corpo elastico con capacità di compressione e resistenza alla rottura.

$$r_c = \sqrt{\frac{2 \cdot r_0^2 \cdot \rho_e \cdot Q_{ef}}{F_c'}} \; [mm] \qquad (4.12)$$

dove:

r_0 $[mm]$ è il raggio del foro

ρ_e $\left[\frac{g}{mm^3}\right]$ è la densità dell'esplosivo

Q_{ef} $[\frac{N \cdot mm}{g}]$è l'energia specifica dell'esplosivo

F_c' $[MPa]$ è la resistenza a compressione dinamica confinata dell'ammasso roccioso. Normalmente $F_c' = 8 \cdot \sigma_c$

Djirdjevic (1999) (eq. 4.13): in questo caso la formula si basa sul criterio di rottura di Griffith.

$$r_c = \frac{r_0}{\sqrt{\frac{24T}{P_b}}} \; [mm] \qquad (4.13)$$

dove:

T $[Pa]$ è la resistenza a trazione della roccia

$P_b = \frac{\rho_e \cdot D^2}{8}$ $[Pa]$ è la pressione generata da una mina

Una volta calcolato il raggio della zona di frantumazione, è necessario quantificare il volume di roccia fratturata per mina V_c (eq. 4.14).

$$V_c = \pi \cdot (r_c^2 - r_0^2) \cdot (H - l_s) \; [m^3] \qquad (4.14)$$

dove:

r_c $[m]$ è il raggio della zona di frantumazione

r_0 $[m]$ è il raggio del foro

H $[m]$ è l'altezza del banco

l_s $[m]$ è la lunghezza del borraggio

Noto il volume V_c, è possibile calcolare la frazione di fino F_c (eq. 4.15):

$$F_c = \frac{V_c}{B_h \cdot S \cdot H} \; [-] \qquad (4.15)$$

dove:

$B_h = \frac{B}{\cos i}$ $[m]$, ovvero la spalla in funzione della di deviazione del foro i $[rad]$

S $[m]$ è l'interasse

H $[m]$ è l'altezza del banco

Il modello della *crush-zone* si sviluppa in maniera differente a seconda della resistenza dell'ammasso roccioso (ovvero a seconda della UCS):

- Roccia dura, $\sigma_c > 50\ MPa$

In questo caso il modello prevede due diverse formule per calcolare la percentuale di passante del materiale. Finché la dimensione dei grani è maggiore della dimensione media ($x > x_{50}$) la formula rimane uguale a quella del modello precedente (eq. 4.10). Invece, nel caso in cui la dimensione dei grani sia inferiore a quella media ($x < x_{50}$) cambia il calcolo dell'indice di uniformità n_f come segue (eq. 4.16):

$$n_f = \frac{\ln\left(-\frac{\ln(1-F_c)}{\ln(2)}\right)}{\ln\left(\frac{1}{x_{50}}\right)}\ [-] \qquad (4.16)$$

dove:

x_{50} $[mm]$ è la dimensione media di passante

F_C $[-]$ è il fattore di fino

Dunque, la probabilità di passante è data da (eq. 4.17):

$$P(x) = 1 - \exp\left(-\ln(2) \cdot \left(\frac{x}{x_{50}}\right)^{n_f}\right)\ [\%] \qquad (4.17)$$

La dimensione media dei frammenti (x_{50}) è calcolata come nel modello precedente (eq. 4.9).

Sebbene la formula dell'indice di uniformità cambi al mutare della dimensione dei frammenti ottenuti dalla volata, la probabilità varia approssimativamente come nel modello di Kuz-Ram.

- Roccia debole, $\sigma_c < 10\ MPa$

Se la dimensione dell'abbattuto è maggiore della dimensione dei grani con il 90% di materiale trattenuto ($x > x_{90}$), l'indice di uniformità non cambia rispetto al modello Kuz-Ram ma il calcolo della probabilità è modificato come segue (eq. 4.18):

$$P(x) = 1 - \exp\left(-\ln(10) \cdot \left(\frac{x}{x_{90}}\right)^{n}\right)\ [\%] \qquad (4.18)$$

dove x_{90} è calcolato come segue (eq. 4.19):

$$x_{90} = x_{50} \cdot \left(\frac{\ln(10)}{\ln(2)}\right)^{\frac{1}{n}}\ [mm] \qquad (4.19)$$

Nel caso in cui la pezzatura dell'abbattuto sia di dimensione inferiore ($x < x_{90}$), la probabilità viene calcolata come espresso nell'equazione 4.20:

$$P(x) = 1 - \exp\left(-\ln(10) \cdot \left(\frac{x}{x_{90}}\right)^{n_{f90}}\right)\ [\%] \qquad (4.20)$$

In questo caso, l'indice di uniformità (n_{f90}) cambia e viene calcolato come segue (eq. 4.21):

$$n_{f90} = \frac{\ln\left(-\frac{\ln(1 - F_c)}{\ln(2)}\right)}{\ln\left(\frac{1}{x_{90}}\right)}\ [-] \qquad (4.21)$$

Il *crush-zone* non fornisce un'equazione nel caso in cui $10 < \sigma_c < 50\ MPa$, dunque nel caso in cui la resistenza a compressione uniassiale sia compresa tra questi due valori si consiglia l'utilizzo di un modello diverso.

Un vantaggio del modello è la possibilità di valutare la capacità di frantumazione di una mina, tramite l'utilizzo di due indici adimensionali: π_1 e π_2, che è anche noto come indice della zona fratturata (eq. 4.22).

$$\pi_1 = \frac{r_0}{r_c}\,[-]\ e\ \pi_2 = CZI = \frac{P_b^3}{K \cdot \sigma_c^2}\,[-] \qquad (4.22)$$

dove:

$P_b\ [Pa]$ è la pressione in foro indotta dall'esplosivo

$\sigma_c\ [Pa]$ è la resistenza a compressione uniassiale

$K = \frac{E_d}{1+\nu_d}\ [Pa]$ è la rigidezza della roccia

$E_d\ [Pa]$ è il modulo di Young dinamico

$\nu_d\ [-]$ è il coefficiente di Poisson dinamico

La relazione tra i due indici $(\pi_1 e\ \pi_2)$ fornisce una regressione non lineare, dalla quale è però possibile ottenere il coefficiente di correlazione R. Quando $R^2 \approx 1$, i due fattori sono strettamente correlati e dunque la capacità di frammentazione risulta elevata. (Esen, Onederra, e Bilgin, 2003)

3. THE KCO MODEL

Il modello prende il nome da Kuznetsov, Cunningham e Ouchterlony ed è basato sulla funzione Swebrec presentata da Ouchterlony (2005). Sostanzialmente, si basa sull'utilizzo di una nuova funzione di distribuzione (eq. 4.23) che sostituisce quella di Rosin Rammler (eq. 4.6).

$$P(x) = \frac{1}{1 + \left(\frac{\ln\left(\frac{x_{max}}{x}\right)}{\ln\left(\frac{x_{max}}{x_{50}}\right)} \right)^{b}} \qquad (4.23)$$

dove:

$x_{max} = \min(B, S, l_b)\ [cm]$

$x_{50}\ [cm]$ è la dimensione media dei frammenti di abbattuto

b è il parametro ondulatorio della curva ed è dato dall'equazione 4.24:

$$b = 0{,}5 \cdot x_{50}^{0{,}25} \cdot \ln\left(\frac{x_{max}}{x_{50}}\right) \qquad (4.24)$$

Questo modello si adatta molto bene ai frammenti di dimensioni $0{,}5 < x < 500\ [mm]$ però è limitato superiormente da x_{max}.

4. THE SVEDEFO MODEL

La Swedish Detonics Research Foundation ha sviluppato un modello che tiene conto del tipo di ammasso roccioso e della geometria della volata, col fine di prevedere la dimensione media dell'abbattuto. Rispetto ai modelli precedenti, x_{50} risulta modificato come segue (eq. 4.25):

$$x_{50} = \frac{1}{6{,}99} \cdot \left(B^2 \cdot \sqrt{\frac{1{,}25}{\frac{S}{B}}} \right)^{0{,}29} \cdot \left(\frac{c}{s \cdot q} \right)^{1{,}35} \qquad (4.25)$$

dove:

$x_{50}\ [m]$ è la dimensione media dei frammenti di abbattuto

$B\ [m]$ è la spalla

$S\ [m]$ è l'interasse fra le mine

$c\ \left[\frac{kg}{m^3}\right]$ è una costante dipendente dal tipo di roccia, ed in genere assume il valore

$c = 0{,}4\ \left[\frac{kg}{m^3}\right]$

q $\left[\frac{kg}{m^3}\right]$ è la carica specifica o il consumo specifico

s è la forza relativa che tiene conto del calore d'esplosione e del volume dei gas generati; per l'ANFO è pari a 0,84

In questo modello x_{50} è strettamente correlato e condizionato dal valore della spalla. Se la spalla è maggiore dell'interasse, il valore all'interno della radice quadrata aumenta e di conseguenza anche x_{50} aumenta.

Un'altra differenza del modello SveDeFo rispetto ai precedenti si può riscontrare nella funzione di distribuzione dei grani, in quanto l'indice di uniformità (n) cambia, assumendo un valore costante (eq. 4.26).

$$P(x) = 1 - \exp\left(-0{,}76 \cdot \left(\frac{x}{x_{50}}\right)^{1{,}35}\right) \qquad (4.26)$$

5. The Kou-Rustan model

Il modello Kou-Rustan è un'estensione del modello SveDeFo e i parametri più influenti sono: l'altezza del banco (H), la spalla (B) e l'interasse (S).

Nell'applicazione di questo metodo occorre tener conto che è stato studiato valutando volate su piccola scala. Il vantaggio è che il calcolo della dimensione media dei grani può essere applicato a qualunque tipo di roccia (eq. 4.27).

$$x_{50} = \frac{0{,}01}{B^{0{,}8}} \cdot \frac{\left(\rho_r \cdot c_p\right)^{0{,}6} \cdot (B \cdot S)^{0{,}5}}{\left(\frac{L_{tot}}{H}\right)^{0{,}7} \cdot D^{0{,}4} \cdot q} \ [mm] \qquad (4.27)$$

dove:

ρ_r $\left[\frac{kg}{m^3}\right]$ è la densità della roccia

c_p $\left[\frac{m}{s}\right]$ è la velocità delle onde P

B $[m]$ è la spalla

S $[m]$ è l'interasse

L_{tot} $[m]$ è la lunghezza totale caricata

H $[m]$ è l'altezza del banco

D $[m]$ è la velocità di detonazione dell'esplosivo

q $\left[\frac{kg}{m^3}\right]$ è la carica specifica

In questo caso la roccia è caratterizzata della velocità di propagazione delle onde P e della densità della roccia.

Per la percentuale di passante il modello non suggerisce una formula: però viene spesso applicato utilizzando la distribuzione di Rosin Rammler (eq. 4.28).

$$P(x) = 1 - \exp\left(-\left(\ln(2) \cdot \left(\frac{\mathrm{x}}{x_{50}}\right)^{n}\right)\right) \qquad (4.28)$$

6. THE CHUNG-KATSABANIS MODEL

Questo modello propone la distribuzione di Rosin Rammler modificata secondo il modello Kuz-Ram (eq. 4.10), variando la formula dell'indice di uniformità come segue (eq. 4.29):

$$n = \frac{0{,}842}{\ln(x_{80}) - \ln(x_{50})} = \frac{\ln\left(\frac{\ln 5}{\ln 2}\right)}{\frac{\ln x_{80}}{\ln x_{50}}} \qquad (4.29)$$

Come è possibile notare nell'indice di uniformità sono considerate le percentuali di passante al 50% (x_{50}) e 80% (x_{80}). Questi due valori si possono calcolare utilizzando rispettivamente le equazioni 4.30 e 4.31. Entrambe le formulazioni derivano dall'equazione di Kuznetsov (eq. 4.2)

$$x_{50} = A \cdot Q_e^{-1{,}193} \cdot B^{2{,}461} \cdot \left(\frac{S}{B}\right)^{1{,}254} \cdot H^{1{,}266} \qquad (4.30)$$

$$x_{80} = 3A \cdot Q_e^{-1,073} \cdot B^{2,43} \cdot \left(\frac{S}{B}\right)^{1,013} \cdot H^{1,111} \quad (4.31)$$

Sapendo che:

$$Q_e = q \cdot (B \cdot S \cdot H)\ [kg] \quad (4.32)$$

Le equazioni 4.31 e 4.32 possono essere riscritte esplicitando la dipendenza dalla geometria della volata (eq. 4.33 e 4.34).

$$x_{50} = \frac{A \cdot (B^{0,015} \cdot S^{-0,002} \cdot H^{0,010})}{q^{1,193}} \quad (4.33)$$

$$x_{80} = \frac{3A \cdot B^{0,344} \cdot S^{-0,060} \cdot H^{0,038}}{q^{1,073}} \quad (4.34)$$

Osservando queste due formule si può notare che gli esponenti di B, H e S sono bassi e dunque i parametri trascurabili.

Per x_{50} tutti i valori della maglia di tiro possono essere trascurati: risulta dunque che la dimensione media dei grani dipende unicamente della carica specifica e non dai fattori di scala.

Il vantaggio di questo modello è che per calcolare x_{50} e x_{80} sono necessari meno parametri rispetto, ad esempio, al modello Kuz-Ram.

Tracciando però la curva di distribuzione si nota come, sotto una certa dimensione dei frammenti, il modello non sia più attendibile ($x \cong 50\ mm$).

7. THE XP-FRAG MODEL

Il modello xP-frag è totalmente diverso da quelli analizzati in precedenza: infatti, sulla base di un determinato valore della percentuale di passante, consente di calcolare la dimensione dei grani per la percentuale attribuita.

In questo modello vengono calcolati una serie di parametri in funzione della percentuale di passante (Tabella 4.1), partendo dall'idea che l'esponente della carica specifica sia variabile con essa.

$k = 4.873P^{1.280}$	(45)	$R^2 = 0.9993$ (R); RRMSE = 0.0169
$a_s = 0.4539 + 0.1557P^{-1.123}(1-P)^{0.1}$	(46)	$R^2 = 0.9873$ (R); RRMSE = 0.0389
$a_o = 0.05431 + 0.1737P^{-1.012}$	(47)	$R^2 = 0.9949$ (O); RRMSE = 0.0707
$\kappa = 0.161 + 0.373\left(\frac{1}{P} - 1\right)^{0.3648}$	(48)	$R^2 = 0.9772$ (O); RRMSE = 0.0610
$h = 1.207(P - 0.04744)^{0.3152(1-P)^{1.25}}$	(49)	$R^2 = 0.9683$ (O); RRMSE = 0.0417
$\lambda = 0.8201 + 2.773P - 22.33P^2 + 59.62P^3 - 65.06P^4 + 25.79P^5$	(50)	$R^2 = 0.9335$ (O); RRMSE = 0.0564
$\delta_1 = 0.7811 - 0.06989P$	(51)	$R^2 = 0.7337$ (O); RRMSE = 0.0158
$\delta_2\delta_3 = 0.000836 + 0.003832P - 0.0137P^2 + 0.0217P^3 - 0.012P^4$	(52)	$R^2 = 0.7528$ (O); RRMSE = 0.0776
$\frac{\delta_2}{\delta_3} = P^{-0.09161}(1.01 - P)^{0.2062}\exp(0.3034P)$	(53)	$R^2 = 0.9733$ (R); RRMSE = 0.0237

R^2, determination coefficient; *RRMSE*, relative root-mean-squared error
(R) and (O) indicate robust and ordinary least squares fit, respectively

Tabella 4.1 - Parametri del modello xP-Frag. Fonte: Sanchidrián e Ouchterlony, 2017

Questo modello può essere applicato per percentuali: $5\% \leq P \leq 100\%$.

Dunque, occorre anzitutto ipotizzare la percentuale di passante e calcolare i parametri riportati in Tabella 4.1; verranno quindi valutate le caratteristiche dell'esplosivo e la geometria della volata, necessari per il calcolo delle dimensioni dei grani prodotti dalla volata, per ciascun valore di percentuale di passante.

La formula per calcolare la dimensione del passante secondo questo modello è data dell'equazione 4.35:

$$x_p = L_c \cdot k \cdot (J_s + J_0) \cdot k_2^h \cdot \left(\frac{\sigma}{qe}\right)^{\kappa} \cdot \frac{1}{L_c^{\lambda\kappa}} \cdot f_t(\Pi_t) \qquad (4.35)$$

dove:

$L_c = \sqrt{HS}\ [m]$ è la lunghezza caratteristica del foro

$k, h, \kappa\ e\ \lambda$ sono coefficienti determinati da dati sperimentali

$J_s = \min(\frac{s_j}{B}, a_s)\ [-]$ è un fattore che si riferisce alla spaziatura dei giunti

$s_j\ [m]$ è la spaziatura tra le discontinuità

$k_2 = \frac{B}{\sqrt{HS}\cdot\cos\theta}\ [-]$ è il fattore di forma

$\sigma = \frac{\sigma_c^2}{2E}\ [MPa]$ è la resistenza dell'ammasso roccioso

$J_0 = a_0 \cdot j_0\ [-]$ è un fattore funzione dell'orientamento dei giunti

$j_0\ [-]$ è correlato all'orientamento delle discontinuità e può variare da 0,25 a 1.

$q \cdot e\ \left[\frac{MJ}{m^3}\right]$, $q\ \left[\frac{kg}{m^3}\right]$ è la carica specifica ed $e\ \left[\frac{MJ}{kg}\right]$ è l'energia specifica dell'esplosivo, mentre $f_t(\Pi_t)$ è l'esponenziale della funzione Π_t (eq. 4.36)

$$f_t(\Pi_t) = \delta_1 + (1 - \delta_1 - \delta_2 \cdot \Pi_t) \cdot \exp(-\delta_3 \cdot \Pi_t) \qquad (4.36)$$

$\Pi_t\ [-]$ è un fattore di temporizzazione adimensionale espresso dall'equazione 4.37; in particolare, indica le dimensioni della maglia di tiro in relazione al diametro di perforazione (rappresentato dalla lunghezza caratteristica L_t) rispetto alla distanza percorsa dalle onde longitudinali (onde P) durante un intervallo di ritardo.

$$\Pi_t = \frac{c_p \cdot \Delta t}{L_t} \qquad (4.37)$$

$c_p\ \left[\frac{m}{s}\right]$ è la velocità delle onde P

$\Delta t\ [s]$ è il ritardo di ciascun gruppo di mine

$L_t = S\ [m]$ è l'interasse

Una volta calcolati i parametri sopra indicati, è possibile sviluppare il modello in modo da relazionare la percentuale di passante e la dimensione dei grani. (Sanchidrián e Ouchterlony, 2017)

CONFRONTO TRA I MODELLI EMPIRICI

Analizzando similitudini e differenze tra i vari modelli si può notare che tutti hanno gli stessi fondamenti: il tipo di roccia, il tipo di esplosivo, le caratteristiche della geometria della volata e della sequenza di tiro.

Tuttavia, al fine di tenere conto del tipo di ammasso roccioso si possono usare diversi fattori; ad esempio, in alcuni casi, viene utilizzato il parametro A (che è descritto nel modello Kuz-Ram, eq. 4.4), in altri casi si considera la densità della roccia (ρ) e la velocità delle onde p (c_p) o l'orientamento delle discontinuità; in altri casi ancora viene usata la resistenza a compressione uniassiale (σ_c).

La stessa cosa accade per quanto riguarda l'esplosivo: in ciascun caso viene descritto facendo riferimento alla carica specifica (q), ma è abbinato ogni volta a parametri diversi come: θ (carica di TNT equivalente), E (energia dell'esplosivo rispetto all'ANFO), D (velocità di detonazione) e ρ_e (densità dell'esplosivo), s (forza "svedese" relativa, combina il calore d'esplosione e il volume dei gas) ecc.

Per quanto riguarda i fattori caratterizzanti la maglia di tiro, i modelli possono riferirsi alla massa (Q) o alla velocità di detonazione degli esplosivi (D) oppure alla geometria come la spalla (B), l'interasse (S) e l'altezza (H). Inoltre, si possono tenere in considerazione di altri aspetti come sotto-perforazione (J) o diametro del foro (d), e la sequenza di tiro può variare tra il ritardo di ciascun gruppo di mine (ΔT) o la precisione del ritardo (R_s).

METODO DI ANALISI D'IMMAGINE

È possibile effettuare un'analisi della distribuzione dei grani attraverso l'utilizzo di *software*; uno dei più utilizzati, ed in particolare quello impiegato nel caso in studio, è *Split-desktop*.

Il *software* permette di valutare la dimensione dei grani partendo da una fotografia o più del marino prodotto da una volata. La fotografia dovrà essere di qualità elevata e non modificata, in modo da permettere all'operatore di isolare i singoli grani del cumulo. Inoltre, sarà indispensabile la presenza di almeno un (meglio due) riferimento

dimensionale, come ad esempio una moneta, e non vi dovrà essere distorsione, con un'aderenza il più possibile simile alla realtà. Infine, è molto importante che anche la luce dell'immagine sia uniforme, in modo da non perdere dettagli a causa dell'uso del flash o per la presenza di aree scure.

Una volta ottenute le fotografie con la qualità e le caratteristiche richieste, esse possono essere elaborate con il *software*.

Nel *software* sarà prima necessario impostare la scala della fotografia, che può essere effettuata inserendo la dimensione del riferimento scelto. Nel caso di una moneta, come quella da 0,50 €, si può inserire la dimensione del diametro: $\phi = 24{,}25\ cm$.

In seguito, è necessario definire il *fine cut off*, che dipende dal tipo di roccia con cui si lavora e dalla dimensione dei grani ottenuti con la volata. La scelta del *fine cut off* deve essere effettuata anche in base alla capacità/possibilità di isolare i grani più fini. Successivamente, è necessario lavorare manualmente sull'immagine, dividendo i grani che appaiono uniti dopo l'utilizzo del *fine cut off* e unendo, invece, quelli separati.

Infine, sarà necessario impostare le diverse dimensioni delle quali si vogliono conoscere le percentuali di passante per creare la curva granulometrica.

5. APPLICAZIONE DEI MODELLI EMPIRICI E DEL *SOFTWARE SPLIT-DESKTOP*

Le fotografie analizzate mediante *Split-desktop* e i dati utilizzati per l'applicazione dei modelli empirici ed elaborati mediante Excel sono stati tratti dai risultati di alcune volate effettuate presso una cava sita a Roaschia (CN) da cui si estrae calcare per la produzione di cemento.

APPLICAZIONE DI *SPLIT-DESKTOP*

Come descritto nel capitolo 4, per il metodo dell'analisi di immagine è necessario utilizzare fotografie con determinate caratteristiche. Il *software Split-desktop* è stato applicato alle quattro immagini sottostanti (Figure 5.1 – 5.4), rappresentanti un cumulo di materiale abbattuto da una volata in cava.

Figura 5.1 – IMG_114251

Figura 5.2 – IMG_114255

Figura 5.3 – IMG_114546

Figura 5.4 – IMG_114550

In ogni immagine si nota una moneta da 50 centesimi, utilizzata come riferimento per scalare le fotografie. Per ottenere risultati più significativi sarebbe stato meglio partire da immagini con due riferimenti noti (ad esempio due monete) e, vista la dimensione di alcuni frammenti, con una maggiore distanza dal cumulo.

Dalla elaborazione delle fotografie mediante *Split-desktop* si sono ricavate le curve di distribuzione granulometrica, dopo aver impostato l'apertura delle maglie dei setacci. La dimensione minima dei grani analizzabile tramite l'impiego del *software* risulta inferiore a 1 mm, a differenza di quella adottabile dai modelli empirici.

In Figura 5.5 è riportata la distribuzione granulometrica dell'immagine IMG_114251; come si nota, la curva è attendibile fino ad un limite inferiore definito dal *fines cut off* che in questo caso era impostato a $30\ mm$.

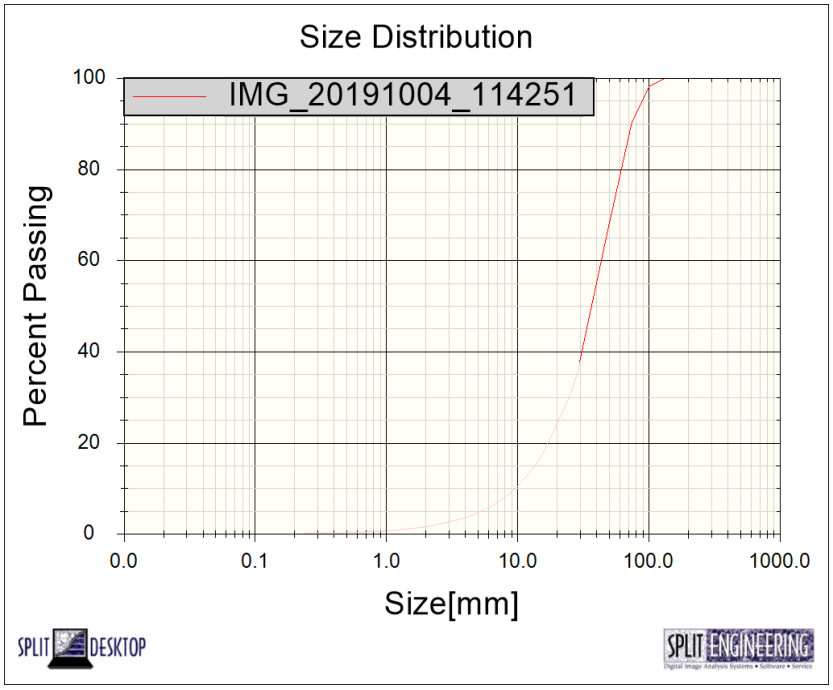


Figura 5.5 - Distribuzione granulometrica dell'IMG_114251

I dati dettagliati relativi alla percentuale di passante sono riportati in Tabella 5.1. Inoltre, la massima dimensione dei frammenti riscontrata da *Split-desktop* è pari a $134{,}2\ mm$ $[Topsize(99{,}95\%)]$.

Dimensione dei setacci [mm]	Percentuale di passante [%]
150	100,00
125	99,57
100	98,02
75	90,35
50	67,43
25	30,51
15	16,87
10	10,54
8	8,14
6	5,84
4	3,65
2	1,64
1	0,74
0,75	0,53
0,5	0,33
0,38	0,24
0,25	0,14
0,19	0,11
0,08	0,05

Tabella 5.1 – Percentuale di passante relativa alla dimensione dei setacci dell'IMG_114251

Nella Figura 5.6 è rappresentata la curva granulometrica dell'IMG_114255, in questo caso il *fines of cut off* risulta essere di $26\ mm$ e la dimensione massima dei grani pari a $129{,}8\ mm$ $[Topsize(99{,}95\%)]$.

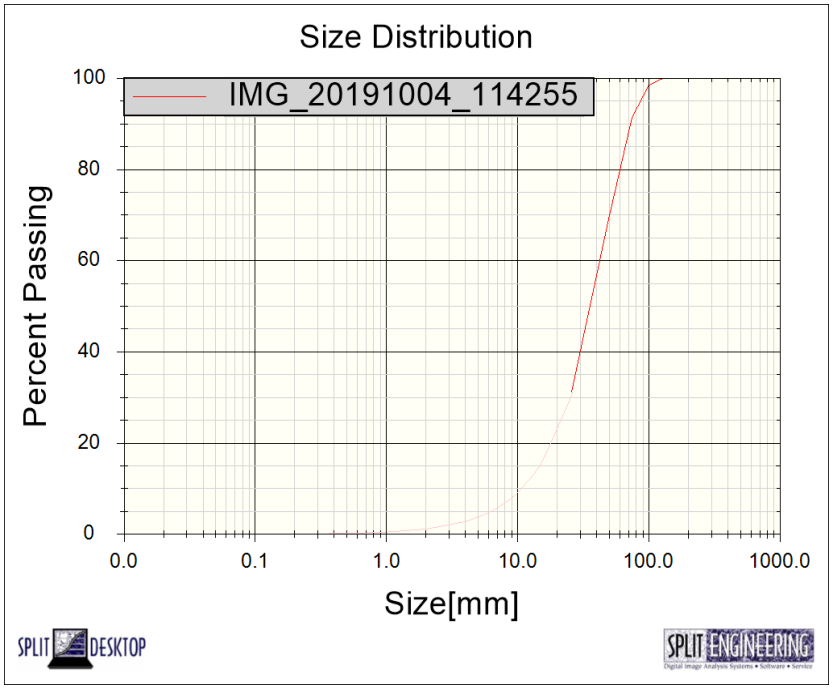


Figura 5.6 - Distribuzione granulometrica dell'IMG_114255

I dati dettagliati relativi alla percentuale di passante alle diverse classi sono riportati in Tabella 5.2.

Dimensione dei setacci [mm]	Percentuale di passante [%]
150	100,00
125	99,75
100	98,41
75	91,28
50	69,04
25	29,57
15	15,35
10	9,13
8	6,87
6	4,75
4	2,84
2	1,18
1	0,49
0,75	0,34
0,5	0,20
0,38	0,14
0,25	0,08
0,19	0,06
0,08	0,02

Tabella 5.2 – Percentuale di passante relativa alla dimensione dei setacci dell'IMG_114255

Nella Figura 5.7 è rappresentata la distribuzione granulometrica dell'immagine 114546. Per questa immagine il limite di attendibilità risulta essere: $fines\ cut\ off = 34{,}25\ mm$ mentre la dimensione massima dei frammenti è pari a $165{,}6\ mm$ $[Topsize\ (99{,}95\%)]$.

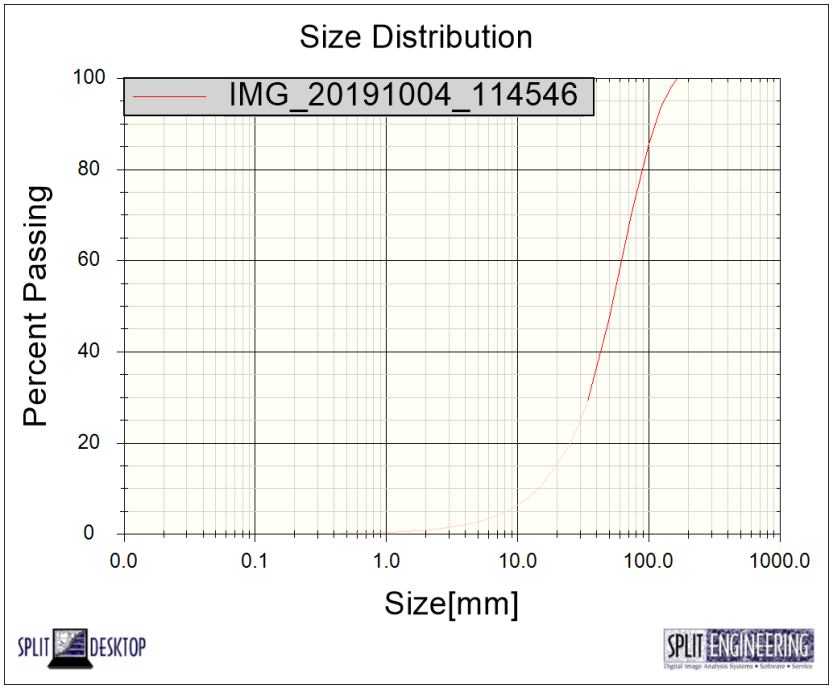


Figura 5.7 – Distribuzione granulometrica dell'IMG_114546

I dati dettagliati relativi alla percentuale di passante alle diverse classi sono riportati in Tabella 5.3.

Dimensione dei setacci [mm]	Percentuale di passante [%]
175	100,00
150	98,11
125	93,60
100	85,41
75	70,66
50	46,63
25	19,77
15	10,52
10	6,38
8	4,85
6	3,40
4	2,07
2	0,89
1	0,38
0,75	0,27
0,5	0,16
0,38	0,11
0,25	0,07
0,19	0,05
0,08	0,02

Tabella 5.3 – Percentuale di passante relativa alla dimensione dei setacci dell'IMG_114546

Nella Figura 5.8 è rappresentata la curva granulometrica dell'IMG_114550, il *fines of cut off* è di $32{,}5\,mm$ e la dimensione massima dei frammenti è pari a $219{,}5\,mm$ $[Topsize(99{,}95\%)]$.

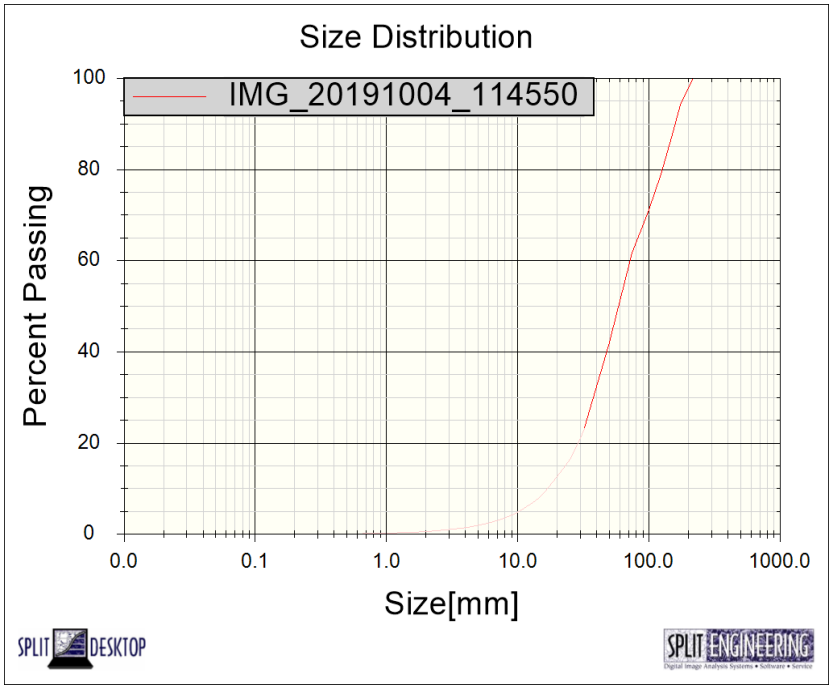


Figura 5.8 – Distribuzione granulometrica dell'IMG_114550

I dati dettagliati relativi alla percentuale di passante alle diverse classi sono riportati in Tabella 5.4.

Dimensione dei setacci [mm]	Percentuale di passante [%]
225	100,00
200	97,88
175	94,11
150	86,90
125	78,98
100	71,07
75	61,58
50	41,30
25	16,44
15	8,32
10	4,85
8	3,61
6	2,46
4	1,44
2	0,58
1	0,23
0,75	0,16
0,5	0,09
0,38	0,06
0,25	0,03
0,19	0,03
0,08	0,01

Tabella 5.4 – Percentuale di passante relativa alla dimensione dei setacci dell'IMG_114550

Le distribuzioni granulometriche ottenute dall'utilizzo di *Split-desktop* andranno confrontate con quelle realizzate dall'applicazione dei modelli empirici. Per rendere il confronto significativo viene presa in considerazione unicamente l'IMG_114550 poiché restituisce una dimensione massima dei grani maggiore rispetto alle altre, permettendo una migliore comparazione con i modelli empirici; i quali risultano cautelativi.

SVILUPPO DI MODELLI EMPIRICI

Per l'applicazione dei modelli empirici, come riportato nel capitolo precedente, è necessario conoscere:

- La geometria della volata
- Le caratteristiche dell'ammasso roccioso
- La tipologia e la quantità di esplosivo utilizzato

Partendo da questi dati è stato possibile calcolare tutti i fattori necessari per sviluppare i diversi modelli.

Geometria delle volate adottata presso la cava di Roaschia

La coltivazione avviene su bancate di altezza $H = 15\,m$, con una spalla $B = 2\,m$ e interasse $S = 3\,m$. I fori sono realizzati mediante perforatrici top *hammer* a roto-percussione con diametro di perforazione $d = 101\,mm$ e inclinazione $\alpha = 70°$.

I dati salienti sono riportati in Tabella 5.5.

Geometria della volata	
$B\ [m]$	2
$S\ [m]$	3
$H\ [m]$	15
$d\ [mm]$	101
$W\ [m]$	0,25
$ls\ [m]$	5
$J\ [m]$	1
$i\ [°]$	12
$i\ [rad]$	0,21

Tabella 5.5 – Geometria della volata

W è la deviazione dalla corretta direzione di perforazione, l_s è la lunghezza del borraggio in foro, J è la sotto-perforazione e i è l'angolo di deviazione del foro che viene ipotizzato di 12° in quanto varia a seconda della bravura dell'operatore.

Caratteristiche dell'ammasso roccioso

I dati utili per lo sviluppo dei modelli sono: la densità della roccia ρ_r, la resistenza a compressione σ_c, il modulo elastico E e la velocità delle onde p all'interno della roccia c_p (Tabella 5.6). Inoltre, è stato necessario calcolare il fattore A con l'equazione 4.4; si sono dunque ipotizzati l'RMD, il JF e l'HF (Tabella 5.7).

Calcare	
$\rho_r\ [kg/m^3]$	2710
$C_p\ [m/s]$	5000
$\sigma_c\ [MPa]$	100
$E\ [GPa]$	45

Tabella 5.6 – Caratteristiche del calcare

A	
RMD	50
JPS	20
JPA	30
JF	50
RDI	17,8
HF	15
A	4,965

Tabella 5.7 – Calcolo del fattore A

Tipologia e caratteristiche dell'esplosivo

L'esplosivo impiegato in cava è un Anfo (EURANFO77), confezionato in cartucce con involucro di polietilene; le sue principali caratteristiche sono riportate in Tabella 5.8.

EURANFO 77	
$Q_v\ [kJ/kg]$	3250
$\rho_e\ [kg/m^3]$	720
$T\ [ms]$	25
$\sigma_t\ [m/s]$	0,5
$D\ [m/s]$	2900

Tabella 5.8 – Caratteristiche dell'esplosivo

Le caratteristiche tecniche relative all'esplosivo sono riportate nell'appendice (scheda tecnica esplosivo).

A partire dai dati riportati nelle tabelle 5.5-5.8 sono stati sviluppati i modelli empirici trattati al Cap. 4, le curve granulometriche ottenute sono riportate in Figura 5.9.

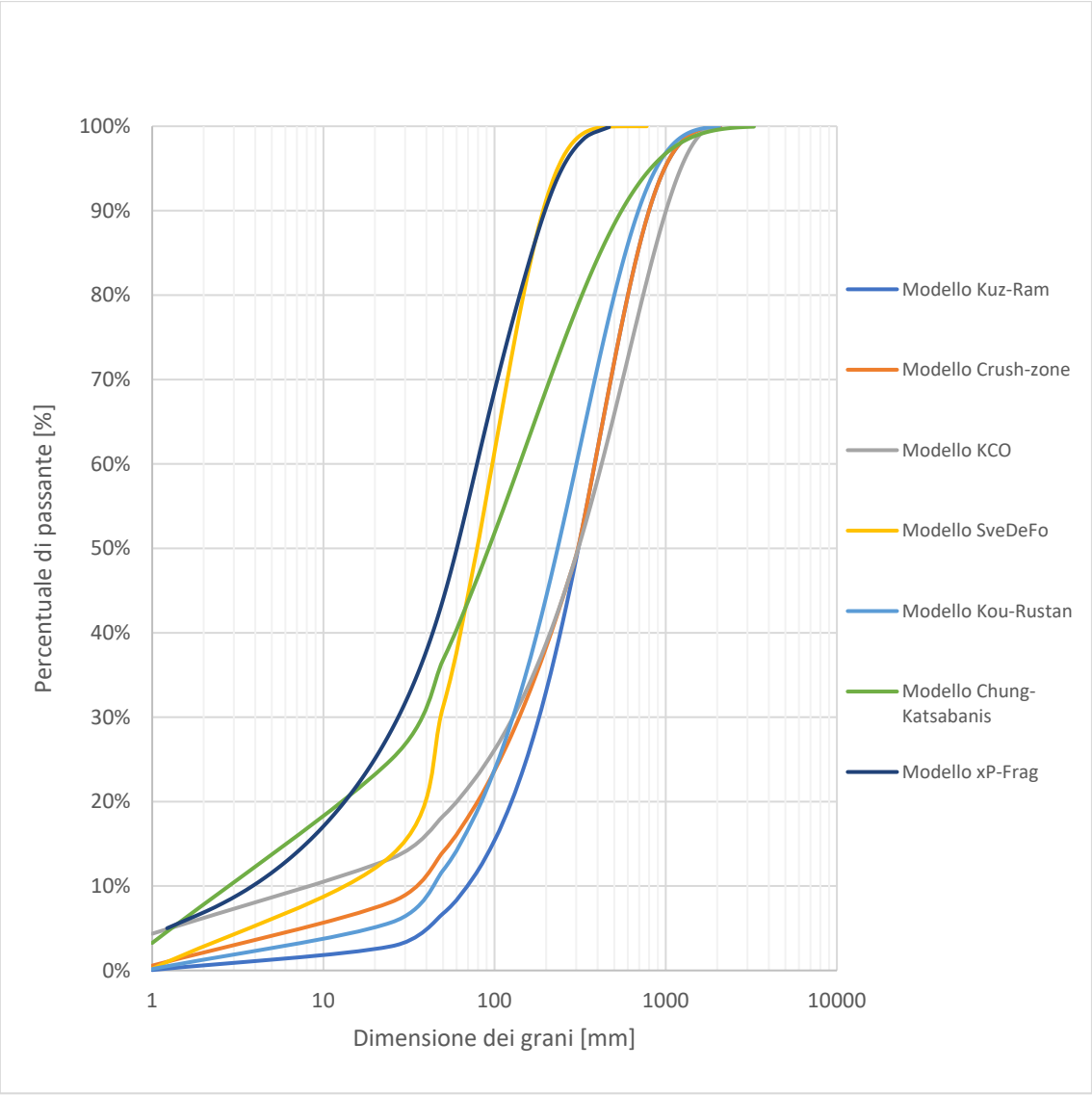


Figura 5.9 – Confronto tra le curve granulometriche ottenute mediante l'impiego dei modelli empirici

Come si nota, l'andamento delle curve è simile sebbene in alcuni casi la dimensione dei grani superi di molto quella ottenuta analizzando le fotografie. Per maggior dettaglio, si sono effettuati confronti grafici (riportati nelle Figure 5.10-5.16) tra ciascuno dei modelli empirici e l'IMG_114550. Tali confronti sono stati limitati all'intervallo di dimensioni comprese fra $1\ mm$ e $225\ mm$, dove $1\ mm$ è limite minimo imposto dall'affidabilità dei modelli empirici mentre $225\ mm$ è la dimensione massima ottenuta dall'uso di *Split-desktop*.

Le curve riportate in Figura 5.10 sono molto diverse tra loro; infatti, a parità di dimensione dei frammenti, la differenza tra le percentuali di passante è estremamente marcata. Ciò è da attribuire al fatto che la dimensione massima dei grani per l'IMG_114550 è di circa $220\ mm$, mentre quella ottenuta con il modello Kuz-Ram è di circa $2000\ mm$, ossia di un ordine di grandezza maggiore. Ciò non significa che il modello non sia veritiero poiché, come già osservato, le fotografie analizzate potrebbero non essere rappresentative del cumulo ottenuto dalla volata. Infatti, volendo confrontare l'andamento delle due curve, senza prendere in considerazione la differenza tra le dimensioni dei frammenti, si nota che le distribuzioni hanno la stessa tendenza (Allegati – Grafici di confronto tra modelli empirici e IMG_114550).

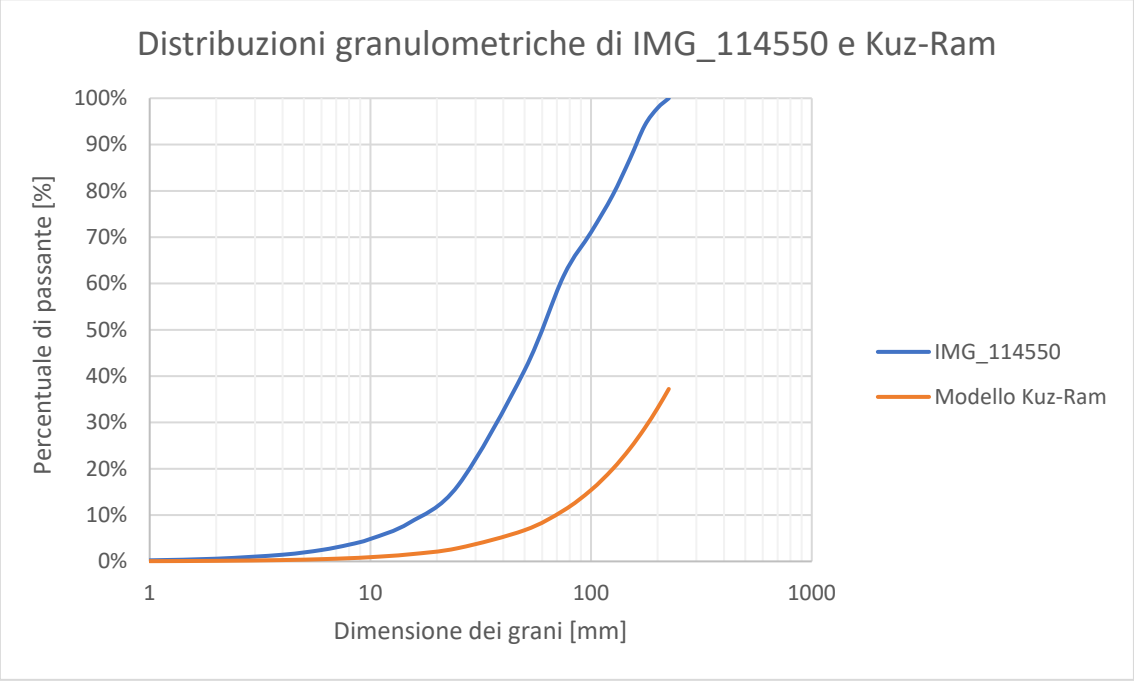


Figura 5.10 - Confronto tra le distribuzioni granulometriche dell'IMG_114550 e il modello Kuz-Ram

Il modello Crush-zone mostra un comportamento analogo a quello osservato precedentemente per grani di dimensione maggiore a $x_{50} = 308\,mm$; infatti, se $x > x_{50}$ la formulazione per il calcolo della percentuale di passante risulta la stessa per entrambi i modelli. Nella Figura 5.11 questo non si può notare perché la fotografia analizzata con il *software* presenta una dimensione massima dei grani di $220\,mm$. Per $x < x_{50}$, l'esponente della formula di $P(x)$ è minore rispetto a quello del modello Kuz-Ram. Per questo motivo, a parità di dimensione dei frammenti, la percentuale di passante è leggermente superiore e si avvicina maggiormente a quella dell'IMG_114550.

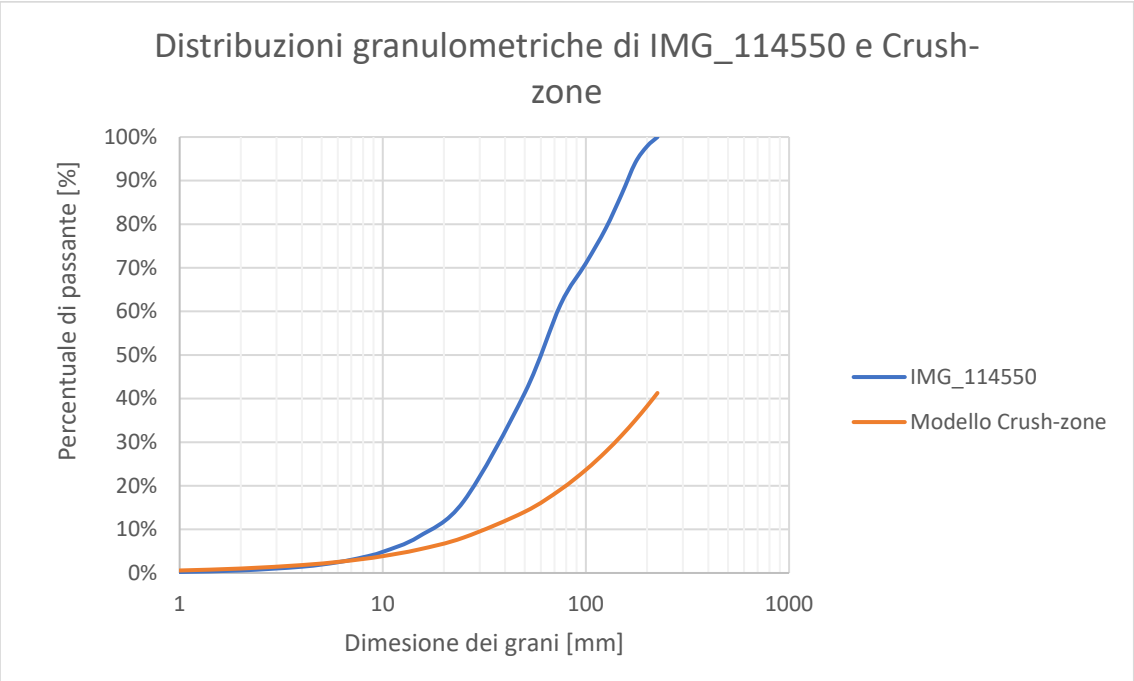


Figura 5.11 – Confronto tra le distribuzioni granulometriche dell'IMG_114550 e crush-zone

Nel caso del modello KCO, a differenza dei precedenti, la tendenza è visibilmente diversa rispetto a quella ottenuta con *Split-desktop* (Figura 5.12). Questo è dovuto a una formulazione della funzione di distribuzione totalmente diversa rispetto ai modelli esaminati in precedenza. Di conseguenza questo modello è sconsigliato per descrivere la distribuzione granulometrica di cumuli di materiale risultante da volate di mine come quello analizzato.

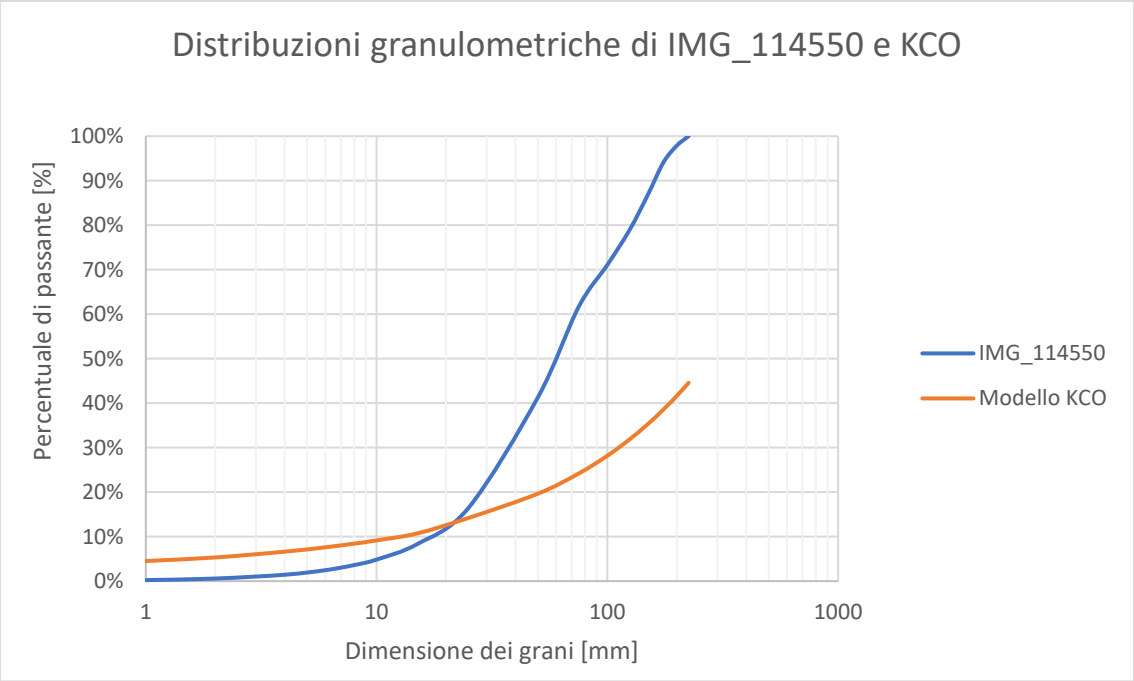


Figura 5.12 - Confronto tra le distribuzioni granulometriche dell'IMG_114550 e KCO

Analizzando le distribuzioni granulometriche della Figura 5.13, si nota che il modello SveDeFo presenta un andamento comparabile a quello ottenuto dall'analisi del cumulo di IMG_114550. La differenza rispetto ai modelli precedenti è data dal calcolo di x_{50}. L'equazione della dimensione media dei grani include, oltre alla qualità dell'ammasso roccioso e al tipo di esplosivo, anche la geometria del piano di tiro. In questo caso, dunque, il modello SveDeFo è il più attendibile: in entrambe le curve il 100% di passante corrisponde a dimensioni aventi lo stesso ordine di grandezza (intorno a $230\ mm$).

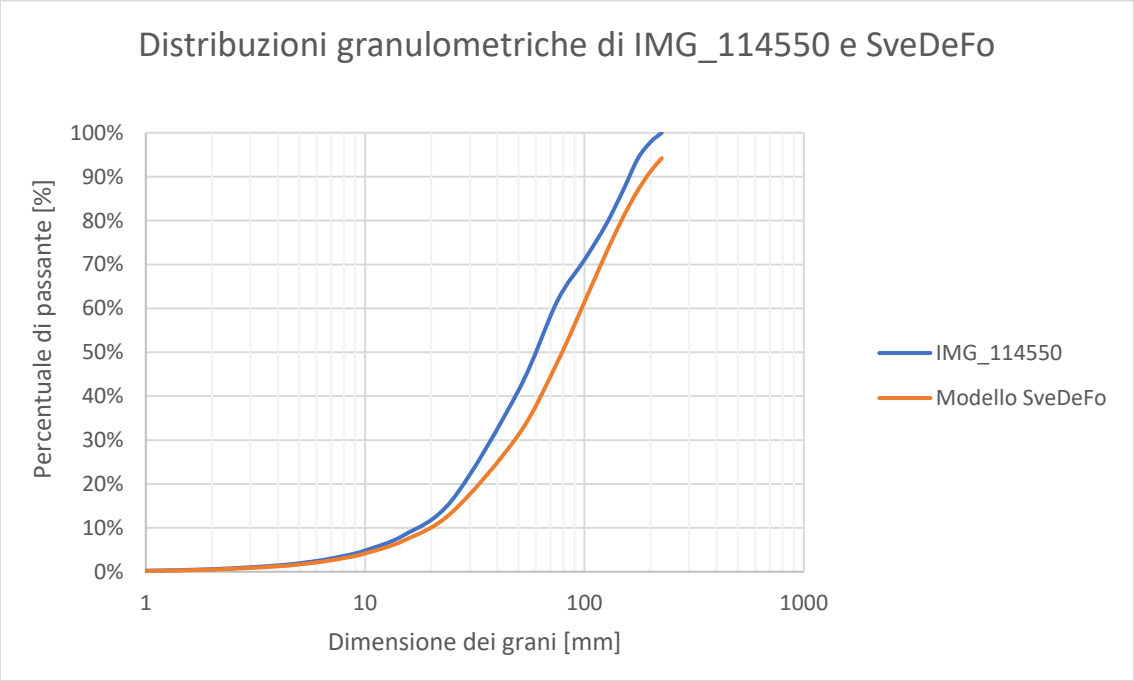


Figura 5.13 - Confronto tra le distribuzioni granulometriche dell'IMG_114550 e SveDeFo

Il modello Kou-Rustan (Figura 5.14) presenta un comportamento simile a quello osservato nei modelli Kuz-Ram e Crush-zone. A differenza di questi ultimi, varia tuttavia il modo di calcolare x_{50}, che risulta minore. Questa differenza fa sì che la percentuale di passante, a parità di dimensione dei grani, risulti maggiore, avvicinandosi di più ai valori ottenuti dal *software*, e proponendosi come modello più valido per la descrizione della fotografia del cumulo.

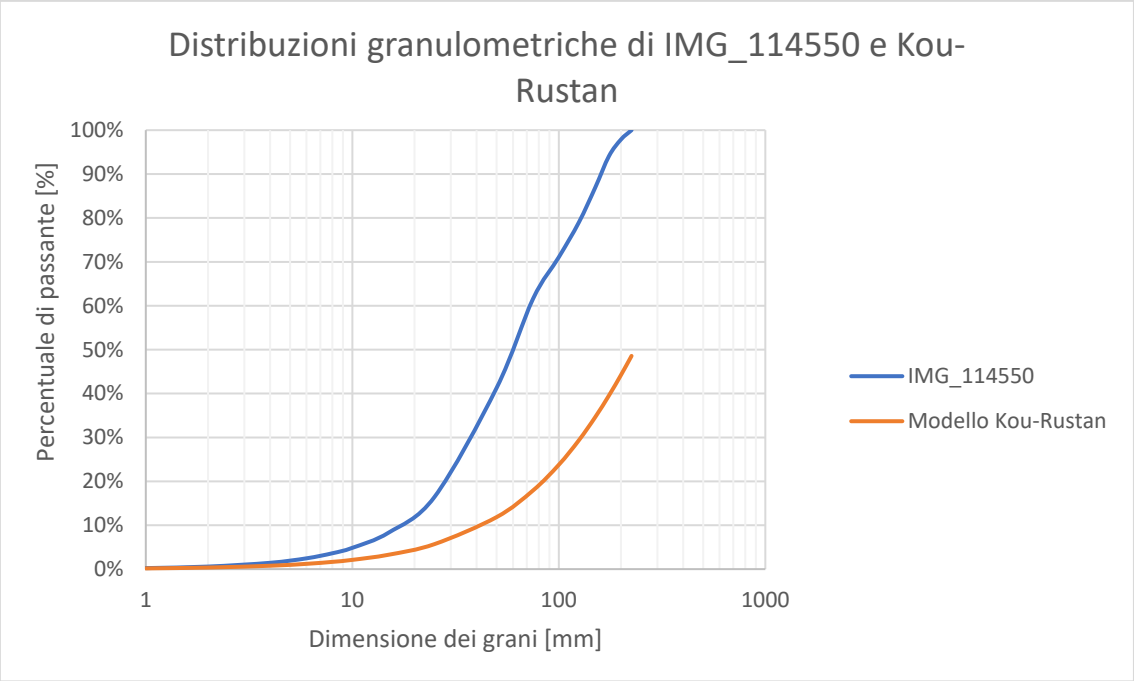


Figura 5.14 – Confronto tra le distribuzioni granulometriche dell'IMG_114550 e Kou-Rustan

Nonostante la formula di distribuzione del modello Chung-Katsabanis sia la stessa dei modelli Kuz-Ram e Crush-zone, l'andamento della curva granulometrica risulta diverso (Figura 5.15). Questo si spiega poiché variano il calcolo dell'indice di uniformità (n), nel quale vengono considerati x_{50} e x_{80}; e la formulazione della dimensione media dei grani, che considera i coefficienti di geometria della volata, ma elevandoli a esponenti infinitesimi. Questo fa sì che sia n sia x_{50} risultino molto inferiori rispetto ai modelli precedenti.

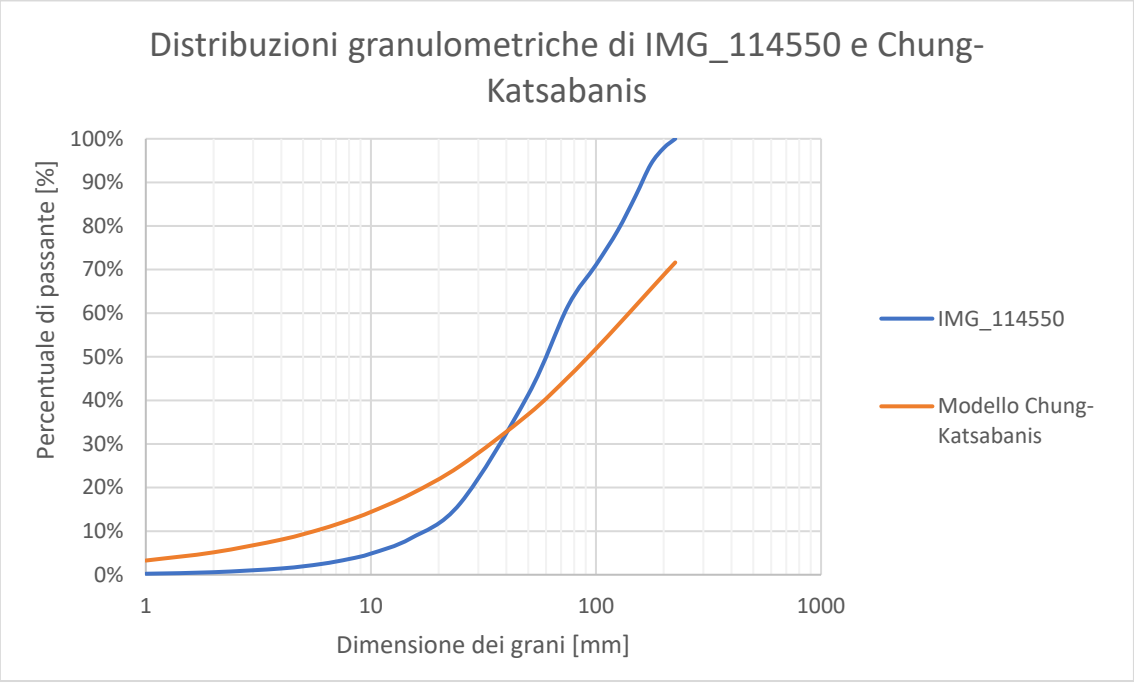


Figura 5.15 – Confronto tra le distribuzioni granulometriche dell'IMG_114550 e Chung-Katsabanis

Sebbene il modello xP-Frag sia formulato in modo totalmente diverso dai precedenti, si può osservare che per grani di dimensioni maggiori di circa $40\ mm$ risulta una buona approssimazione della curva ottenuta con *Split-desktop* (Figura 5.16). Di conseguenza questo modello è consigliato nel caso in cui si sia interessati allo studio di frammenti più grossolani.

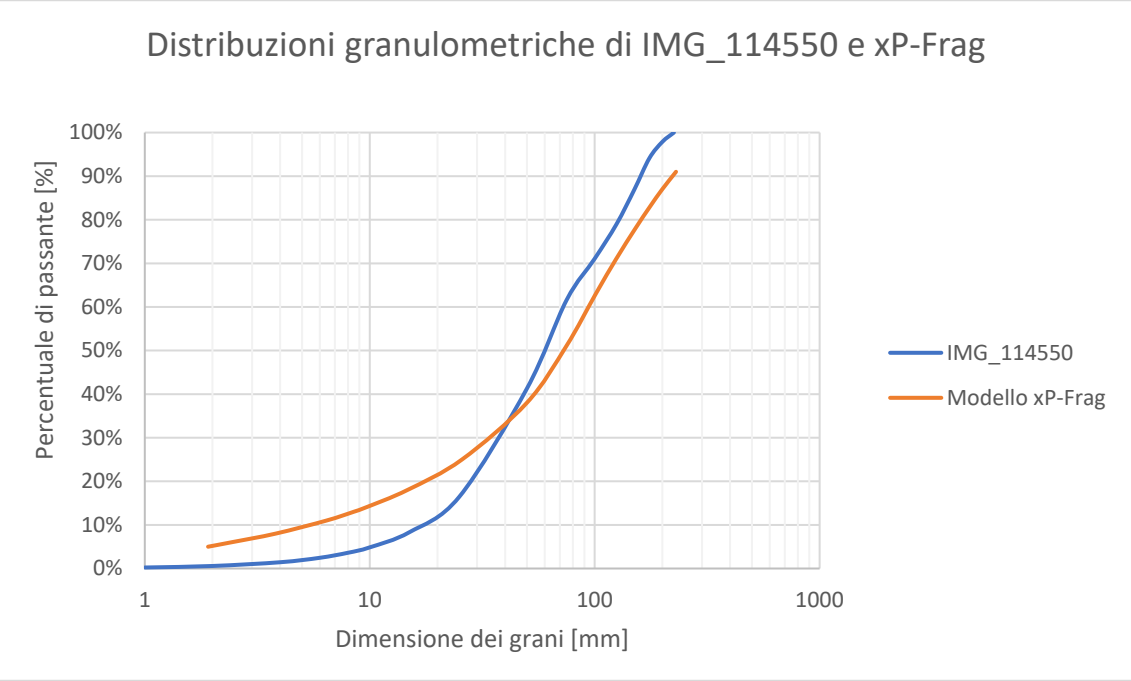


Figura 5.16 – Confronto tra le distribuzioni granulometriche dell'IMG_114550 e xP-Frag

CONCLUSIONI

Lo scopo dell'elaborato è stato quello di fornire un confronto tra modelli empirici e utilizzo del *software Split-desktop* per lo studio della distribuzione dei frammenti del materiale abbattuto nello scavo con esplosivo.

Inizialmente si è fornita una descrizione della tecnica e dei parametri utili per l'applicazione dei modelli predittivi, considerando sia le proprietà geomeccaniche dell'ammasso roccioso sia le caratteristiche geometriche e fisiche della volata.

I modelli empirici utilizzati sono stati descritti dettagliatamente, unitamente al *software* impiegato. I modelli analizzati nello studio sono stati:

I. Kuz-Ram
II. Crush-zone
III. KCO
IV. Kou-Rustan
V. SveDeFo
VI. Chung-Katsabanis
VII. xP-Frag

Per i primi sei il calcolo della percentuale di passante $\big(P(x)\big)$ è funzione della dimensione media dei frammenti abbattuti (x_{50}) e dell'indice di uniformità (n). Il modello xP-Frag, invece, sulla base di un determinato valore della percentuale di passante, consente di calcolare la dimensione dei grani per la $P(x)$ attribuita.

Mediante il *software Split-desktop* sono state analizzate alcune immagini raffiguranti diverse porzioni di cumuli di materiale abbattuto presso una cava di calcare in cui è stato impiegato esplosivo del tipo EURANFO 77. Le fotografie, tuttavia, non possono essere considerate totalmente caratterizzanti del marino, in quanto il campo di immagine è ristretto. Ai fini dello studio è stata considerata la curva granulometrica risultante più rappresentativa. Quest'ultima è stata messa a confronto con ciascun modello per valutarne la validità.

I modelli Kuz-Ram, Crush-zone e Kou-Rustan utilizzano equazioni simili per il calcolo di x_{50}, n e $P(x)$; ciò risulta evidente nell'andamento della curva granulometrica. Confrontando tali modelli con il risultato del *software* si osserva che le curve granulometriche ottenute hanno la stessa tendenza anche se i modelli empirici risultano più cautelativi.

Un risultato discordante con quello dell'analisi delle fotografie dei cumuli si è ottenuto dall'applicazione dei modelli KCO e Chung-Katsabanis. L'andamento della curva ottenuto mediante KCO risulta diverso da quello ottenuto mediante *Split-desktop*, a causa della diversa formulazione di P(x); essa non si basa sulla distribuzione di Rosin Rammler, come gli altri modelli. Invece, Chung-Katsabanis, nonostante presenti la stessa equazione per il calcolo della percentuale di passante dei modelli citati nel paragrafo 6, considera equazioni differenti per x_{50} e n. Di conseguenza questi modelli sono sconsigliati per la descrizione del marino prodotto da abbattimento con esplosivo in una cava con caratteristiche della roccia e geometria della volata simili a quella considerata.

Il modello xP-Frag, sebbene presenti una formulazione diversa da quelle degli altri modelli, risulta un buon metodo per l'analisi di grani di dimensioni grossolane. Infatti, si può tenere in considerazione per il dimensionamento dei grani in ingresso nell'impianto di macinazione.

Infine, la curva granulometrica ottenuta con l'applicazione del modello SveDeFo risulta essere quella che approssima meglio il grafico di *Split-desktop*. Entrambe le curve presentano lo stesso andamento e raggiungono il 100% di passante per grani di dimensioni aventi lo stesso ordine di grandezza. La differenza sostanziale tra questo modello e i tre iniziali si riscontra nella formula di x_{50}, che, oltre a considerare i parametri caratterizzanti l'esplosivo e l'ammasso roccioso, tiene conto anche della geometria della volata.

In conclusione, i risultati ottenuti da alcuni dei modelli empirici proposti sono comparabili con quelli del *software*; possono dunque ritenersi come una buona opzione per l'analisi a priori della frammentazione e dunque come un valido strumento per il dimensionamento di volate.

RIFERIMENTI BIBLIOGRAFICI

Barton N., 1988. «Rock mass classification and tunnel reinforcement selection using the Q-system». In *Rock Classification Systems for Engineering Purposes*, a cura di L. Kirkaldie. ASTM International.

Bieniawski Z. T., 1989. «*Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*». In *Wiley*, New York.

Brideau M. A., Yan M., e Stead D., 2009. «The Role of Tectonic Damage and Brittle Rock Fracture in the Development of Large Rock Slope Failures». In *Geomorphology*.

Darling P., e Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (U.S.), a c. di. 2011. *SME mining engineering handbook*. 3rd ed. Englewood, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.

Dierkers J., 2017. «Miners face a changed landscape on return to Mongolia». In *Financial Times.*

Esen S., Onederra I., e Bilgin H. A., 2003. «Modelling the Size of the Crushed Zone around a Blasthole». In *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*.

Faramarzi F., Ebrahimi Farsangi M. A., e Mansouri H., 2015. «Prediction of rock fragmentation using a Gamma-based blast fragmentation distribution model». In *11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting: 24-26 August 2015, Sydney, Australia*.

Jahani M., e Taji M., 2015. «Comparison of Empirical Fragmentation Models at the Gol-Gohar Iron Ore Mine». In *11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting: 24-26 August 2015, Sydney, Australia*.

Kahriman A., 2001. «Evaluation of Ground Vibration Due to Surface Blasting at a Celestite Open-Pit Mine». In *Researchgate*

Katsabanis P. D., e Omidi O., 2015. «The effect of delay time on fragmentation distribution through small and medium scale testing and analysis». In *11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting: 24-26 August 2015, Sydney, Australia*.

Malizia M., 2018. «Esplosivi - Normativa di prevenzione incendi». In *Testo Unico delle Leggi di Pubblica Sicurezza*.

Mancini R., e Cardu M., 2001. «Scavi in roccia: gli esplosivi». In *Hevelius*.

Ouchterlony F., 2015. «The median versus the mean fragment size and other issues with the Kuz-Ram Model». In *11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting: 24-26 August 2015, Sydney, Australia*.

Ramírez Oyanguren P., e Monge L. A., 2008. «Mecánica de rocas: fundamentos e ingeniería de taludes». In *ETSI Minas,* Madrid.

Roy P. P., 2005. «Rock Blasting: Effects and Operations». In *Balkema*, Leiden.

Sanchidrián J. A., 2014. «Fragmentation by Blasting Models - A Review -».

Sanchidrián J. A., e Ouchterlony F., 2017. «A Distribution-Free Description of Fragmentation by Blasting Based on Dimensional Analysis». In *Rock Mechanics and Rock Engineering*.

Sanchidrián J. A., 2010. «Rock Fragmentation by Blasting: Proceedings of Th 9th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting». In *CRC Press*.

Segarra Catasús P., 2004. «Análisis experimental de la fragmentación, vibraciones y movimiento de la roca en voladuras a cielo abierto».

Silva A. C. S., de Souza J. C., Silva R. A., e Rocha S. S., 2016. «Simulation and analysis of fragmentation in rock blasting at the Herval Quarry-Barrerios–Pe». In *24th World Mining Congress*.

Singh T. N., e Verma A. K., 2010. «Sensitivity of Total Charge and Maximum Charge per Delay on Ground Vibration». In *Geomatics, Natural Hazards and Risk*.

Wyllie D. C., e Mah C. W., 2005. «*Rock Slope Engineering: Civil and Mining, 4th Edition*». In *CRC Press.*

Yang J., Chen Z. Y., Yu Q., e Ren G., 2015. «The wedge theory of borehole charge design for bench blasting and its numerical simulation». In *11th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting: 24-26 August 2015, Sydney, Australia*.

APPENDICE

TABELLA PER LA CLASSIFICAZIONE RMR

Rock mass classification

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND THEIR RATINGS									
Parameter			Range of values						
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index	>10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	For this low range - uniaxial compressive test is preferred		
		Uniaxial comp. strength	>250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	1 - 5 MPa	< 1 MPa
	Rating		15	12	7	4	2	1	0
2	Drill core Quality *RQD*		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Rating		20	17	13	8	3		
3	Spacing of		> 2 m	0.6 - 2 . m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Rating		20	15	10	8	5		
4	Condition of discontinuities (See E)		Very rough surfaces Not continuous No separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Slightly weathered walls	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Highly weathered walls	Slickensided surfaces or Gouge < 5 mm thick or Separation 1-5 mm Continuous	Soft gouge >5 mm thick or Separation > 5 mm Continuous		
	Rating		30	25	20	10	0		
5	Groundwater	Inflow per 10 m tunnel length (l/m)	None	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		(Joint water press)/ (Major principal σ)	0	< 0.1	0.1, - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		General conditions	Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing		
	Rating		15	10	7	4	0		

B. RATING ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS (See F)						
Strike and dip orientations		Very favourable	Favourable	Fair	Unfavourable	Very Unfavourable
Ratings	Tunnels & mines	0	-2	-5	-10	-12
	Foundations	0	-2	-7	-15	-25
	Slopes	0	-5	-25	-50	

C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED FROM TOTAL RATINGS					
Rating	100 ← 81	80 ← 61	60 ← 41	40 ← 21	< 21
Class number	I	II	III	IV	V
Description	Very good rock	Good rock	Fair rock	Poor rock	Very poor rock

D. MEANING OF ROCK CLASSES					
Class number	I	II	III	IV	V
Average stand-up time	20 yrs for 15 m span	1 year for 10 m span	1 week for 5 m span	10 hrs for 2.5 m span	30 min for 1 m span
Cohesion of rock mass (kPa)	> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100
Friction angle of rock mass (deg)	> 45	35 - 45	25 - 35	15 - 25	< 15

E. GUIDELINES FOR CLASSIFICATION OF DISCONTINUITY conditions					
Discontinuity length (persistence) Rating	< 1 m 6	1 - 3 m 4	3 - 10 m 2	10 - 20 m 1	> 20 m 0
Separation (aperture) Rating	None 6	< 0.1 mm 5	0.1 - 1.0 mm 4	1 - 5 mm 1	> 5 mm 0
Roughness Rating	Very rough 6	Rough 5	Slightly rough 3	Smooth 1	Slickensided 0
Infilling (gouge) Rating	None 6	Hard filling < 5 mm 4	Hard filling > 5 mm 2	Soft filling < 5 mm 2	Soft filling > 5 mm 0
Weathering Ratings	Unweathered 6	Slightly weathered 5	Moderately weathered 3	Highly weathered 1	Decomposed 0

F. EFFECT OF DISCONTINUITY STRIKE AND DIP ORIENTATION IN TUNNELLING**			
Strike perpendicular to tunnel axis		Strike parallel to tunnel axis	
Drive with dip - Dip 45 - 90°	Drive with dip - Dip 20 - 45°	Dip 45 - 90°	Dip 20 - 45°
Very favourable	Favourable	Very unfavourable	Fair
Drive against dip - Dip 45-90°	Drive against dip - Dip 20-45°	Dip 0-20 - Irrespective of strike°	
Fair	Unfavourable	Fair	

* Some conditions are mutually exclusive . For example, if infilling is present, the roughness of the surface will be overshadowed by the influence of the gouge. In such cases use A.4 directly.
** Modified after Wickham et al (1972).

Fonte: Bieniawski Z. T., 1989, *Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*, New York, Wiley

SCHEDA TECNICA ESPLOSIVO

SCHEDA TECNICA		EURANFO 77	EPC-ITALIA EPC GROUPE
Revisione	9		
Data	29/01/2013		

IMPIEGO

IN CAVA ED IN LAVORI DI SBANCAMENTO IN GENERE SPECIALMENTE IN ROCCIA FRATTURATA

ASPETTO

GRANULARE DI COLORE BIANCO

CONFEZIONAMENTO

GUAINA DI POLIETILENE

CARATTERISTICHE TECNICHE

DENSITA'	700 ÷ 735	kg/m^3
VELOCITA' DI DETONAZIONE	2.900	m/s
ENERGIA DI DETONAZIONE:		
• DI SHOCK	1,07	MJ/kg
• DEI GAS	2,18	MJ/kg
• TOTALE	3,25	MJ/kg
VOLUME DEI GAS (0 °C/Atm.)	976	l/kg
PRESSIONE DI DETONAZIONE	4.060	MPa

LIMITI D'IMPIEGO

INNESCO:		
• DETONATORE (scala Sellier-Bellot)	N° 8	
• MICCIA DETONANTE (PETN)	≥ 12	g/m
TEMPERATURA	≥ – 5 ≤ + 50	°C
DIAMETRO CRITICO	50	mm
PRESSIONE STATICA	≤ 0,3	MPa
RESISTENZA ALL'ACQUA	PESSIMA	

SEI EPC ITALIA SpA - INTER.E.M. S.r.l. ___ Sede Amministrativa: Via Cefalonia 70, 25124 BRESCIA (ITALY)
Tel: +39 030 90411 – Fax: +39 030 9031461 – Mail: info@epc-groupe.it – www.epc-groupe.it

Fonte: EPC Group

CONFEZIONAMENTO

DIMENSIONI CARTUCCE (POLIETILENE)				
DIAMETRO mm	LUNGHEZZA mm	N° CARTUCCE PER CASSA	PESO UNITARIO kg	PESO TOTALE kg
50	500	30	0,833	25
60	500	22	1,136	25
70	500	16	1,563	25
80	500	13	1,923	25
90	500	10	2,500	25
SACCO	---	1 (no scatola)	25,0	25
SACCO	---	5	5,0	25

NOTA1: I valori riportati nella tabella sono nominali e possono essere variati senza preavviso

CLASSIFICAZIONE

•	CATEGORIA	IIª
•	ONU	
	NUMERO UN	0082
	CLASSE	1.1D
•	ADR/RID	
	Esplosivo da mina Tipo B Classe	1.1D

•	PRESA D'ATTO DEL MINISTERO DELL'INTERNO	557/PAS.7123-XVJ/6/15/2005-CE/8
•	PRESA D'ATTO DEL MINISTERO DELL'INTERNO	557/PAS/E/006819/XVJ/CE/C/2001
•	PRESA D'ATTO DEL MINISTERO DELL'INTERNO	557/PAS/E/010987/XVJ76715/2005-CE/C/2011
•	PRESA D'ATTO DEL MINISTERO DELL'INTERNO	5577PAS/E/020447/XVJ/CE/C
•	RICONOSCIMENTO DEL MINISTERO DELL'INDUSTRIA	CODICE MAP 1Ab 0194 DEL 14/12/1977
•	CERTIFICATO DI OMOLOGAZIONE CE	0080.EXP.02.0114

SEI EPC ITALIA SpA - INTER.E.M. S.r.l. ___ Sede Amministrativa: Via Cefalonia 70, 25124 BRESCIA (ITALY)
Tel: +39 030 90411 – Fax: +39 030 9031461 – Mail: info@epc-groupe.it – www.epc-groupe.it

Fonte: EPC Group

ALLEGATI

MODELLO KUZ-RAM

n_s	
n_s	1,18

n	
n	1,26

x_{50}	
x_{50} [cm]	30,84
x_{50} [mm]	308,42

x [mm]	P(x)
2075	1,000
2050	0,999
2025	0,999
2000	0,999
1975	0,999
1950	0,999
1925	0,999
1900	0,999
1875	0,999
1850	0,999
1825	0,999
1800	0,998
1775	0,998
1750	0,998
1725	0,998
1700	0,997
1675	0,997
1650	0,997
1625	0,996
1600	0,996
1575	0,996
1550	0,995
1525	0,995
1500	0,994
1475	0,993
1450	0,992
1425	0,992
1400	0,991
1375	0,990
1350	0,988
1325	0,987
1300	0,986
1275	0,984
1250	0,983
1225	0,981
1200	0,979
1175	0,976
1150	0,974
1125	0,971
1100	0,968
1075	0,965
1050	0,961

x [mm]	P(x)
1025	0,957
1000	0,953
975	0,948
950	0,943
925	0,937
900	0,931
875	0,924
850	0,917
825	0,909
800	0,900
775	0,891
750	0,881
725	0,870
700	0,858
675	0,845
650	0,831
625	0,815
600	0,799
575	0,782
550	0,763
525	0,742
500	0,721
475	0,697
450	0,673
425	0,646
400	0,618
375	0,588
350	0,557
325	0,523
300	0,488
275	0,451
250	0,412
225	0,372
200	0,331
175	0,288
150	0,244
125	0,199
100	0,154
75	0,110
50	0,067
25	0,029
1	0,001

MODELLO CRUSH-ZONE

r_c [mm]	
r_0 [mm]	50,5
ρ_e [kg/m^3]	720
D^2 [m^2/s^2]	8410000
σ_c [Pa]	1,00E+08
r_c [mm]	138,93

V_c [m^3]	
r_c^2 [m^2]	0,0193028
r_0^2 [m^2]	0,0025503
H [m]	15
l_s [m]	5
V_c [m^3]	0,5

F_c [-]	
V_c [m^3]	0,5
B_h [m]	2,04
S [m]	3,00
H [m]	15,00
F_c [-]	0,006

n_s [-]	
n_s	1,18

n	
n	1,26

x_{50}	
x_{50} [cm]	30,84
x_{50} [mm]	308,42

n_f	
n_f	0,84

x [mm]	P(x)
2075	1,000
2050	0,999
2025	0,999
2000	0,999
1975	0,999
1950	0,999
1925	0,999
1900	0,999
1875	0,999
1850	0,999
1825	0,999
1800	0,998
1775	0,998
1750	0,998
1725	0,998
1700	0,997
1675	0,997
1650	0,997
1625	0,996
1600	0,996
1575	0,996
1550	0,995
1525	0,995
1500	0,994
1475	0,993
1450	0,992
1425	0,992
1400	0,991
1375	0,990
1350	0,988
1325	0,987
1300	0,986
1275	0,984
1250	0,983
1225	0,981
1200	0,979
1175	0,976
1150	0,974
1125	0,971
1100	0,968
1075	0,965
1050	0,961

x [mm]	P(x)
1025	0,957
1000	0,953
975	0,948
950	0,943
925	0,937
900	0,931
875	0,924
850	0,917
825	0,909
800	0,900
775	0,891
750	0,881
725	0,870
700	0,858
675	0,845
650	0,831
625	0,815
600	0,799
575	0,782
550	0,763
525	0,742
500	0,721
475	0,697
450	0,673
425	0,646
400	0,618
375	0,588
350	0,557
325	0,523
300	0,492
275	0,467
250	0,441
225	0,413
200	0,383
175	0,350
150	0,316
125	0,278
100	0,237
75	0,191
50	0,140
25	0,081
1	0,006

MODELLO KCO

x_{50}	
x_{50} [cm]	30,84
x_{50} [mm]	308,42

b	
$x_{50}^{0,25}$	2,36
x_{max}	200
x_{50}	30,84
b	2,20277

x [mm]	P(x)
1900	1,000
1875	0,999
1850	0,999
1825	0,999
1800	0,998
1775	0,998
1750	0,997
1725	0,996
1700	0,995
1675	0,994
1650	0,993
1625	0,992
1600	0,991
1575	0,989
1550	0,988
1525	0,986
1500	0,984
1475	0,982
1450	0,980
1425	0,977
1400	0,975
1375	0,972
1350	0,969
1325	0,966
1300	0,962
1275	0,958
1250	0,954
1225	0,950
1200	0,946
1175	0,941
1150	0,936
1125	0,931
1100	0,925
1075	0,919
1050	0,913
1025	0,906
1000	0,899
975	0,892
950	0,884

x [mm]	P(x)
925	0,876
900	0,867
875	0,858
850	0,848
825	0,838
800	0,828
775	0,817
750	0,805
725	0,793
700	0,781
675	0,768
650	0,754
625	0,740
600	0,725
575	0,709
550	0,693
525	0,676
500	0,659
475	0,641
450	0,622
425	0,602
400	0,582
375	0,561
350	0,539
325	0,516
300	0,492
275	0,467
250	0,442
225	0,415
200	0,387
175	0,358
150	0,328
125	0,296
100	0,261
75	0,224
50	0,183
25	0,133
1	0,044

MODELLO SVEDEFO

n_s	
n_s	1,18

n	
n	1,11

x_{50}	
x_{50} [cm]	7,90
x_{50} [mm]	78,96

x [mm]	P(x)
1	0,002
25	0,136
50	0,312
75	0,476
100	0,615
125	0,724
150	0,808
175	0,869
200	0,912
225	0,942
250	0,963
275	0,976
300	0,985
325	0,991
350	0,994
375	0,997
400	0,998
425	0,999
450	0,999
475	1,000

MODELLO KOU-RUSTAN

n_s	
n_s	1,18

n	
n	1,11

x_{50}	
x_{50} [cm]	23,36
x_{50} [mm]	233,61

x [mm]	P(x)
2050	1,000
2025	0,999
2000	0,999
1975	0,999
1950	0,999
1925	0,999
1900	0,999
1875	0,999
1850	0,999
1825	0,999
1800	0,999
1775	0,999
1750	0,998
1725	0,998
1700	0,998
1675	0,998
1650	0,998
1625	0,997
1600	0,997
1575	0,997
1550	0,996
1525	0,996
1500	0,996
1475	0,995
1450	0,995
1425	0,994
1400	0,993
1375	0,993
1350	0,992
1325	0,991
1300	0,990
1275	0,989
1250	0,988
1225	0,987
1200	0,985
1175	0,984
1150	0,982
1125	0,980
1100	0,979
1075	0,976
1050	0,974
1025	0,971

x [mm]	P(x)
1000	0,968
975	0,965
950	0,962
925	0,958
900	0,954
875	0,949
850	0,944
825	0,939
800	0,933
775	0,926
750	0,919
725	0,911
700	0,903
675	0,893
650	0,883
625	0,872
600	0,860
575	0,847
550	0,832
525	0,817
500	0,800
475	0,781
450	0,761
425	0,739
400	0,715
375	0,689
350	0,662
325	0,632
300	0,599
275	0,564
250	0,526
225	0,486
200	0,442
175	0,396
150	0,346
125	0,293
100	0,238
75	0,179
50	0,119
25	0,057
1	0,002

MODELLO CHUNG-KATSABANIS

n_s	
n_s	1,18

n	
n	0,67

x_{50}	
x_{50} [cm]	9,25
x_{50} [mm]	92,45

x_{80}	
x_{80} [cm]	32,38
x_{80} [mm]	323,77

x [mm]	P(x)
3275	1,000
3250	0,999
3225	0,999
3200	0,999
3175	0,999
3150	0,999
3125	0,999
3100	0,999
3075	0,999
3050	0,999
3025	0,999
3000	0,999
2975	0,999
2950	0,999
2925	0,999
2900	0,999
2875	0,999
2850	0,999
2825	0,999
2800	0,999
2775	0,999
2750	0,999
2725	0,999
2700	0,999
2675	0,999
2650	0,999
2625	0,999
2600	0,999
2575	0,998
2550	0,998
2525	0,998
2500	0,998
2475	0,998
2450	0,998
2425	0,998
2400	0,998
2375	0,998
2350	0,998
2325	0,998
2300	0,998
2275	0,997
2250	0,997
2225	0,997
2200	0,997
2175	0,997

x [mm]	P(x)
2150	0,997
2125	0,997
2100	0,996
2075	0,996
2050	0,996
2025	0,996
2000	0,996
1975	0,996
1950	0,995
1925	0,995
1900	0,995
1875	0,995
1850	0,994
1825	0,994
1800	0,994
1775	0,994
1750	0,993
1725	0,993
1700	0,993
1675	0,992
1650	0,992
1625	0,991
1600	0,991
1575	0,991
1550	0,990
1525	0,990
1500	0,989
1475	0,988
1450	0,988
1425	0,987
1400	0,986
1375	0,986
1350	0,985
1325	0,984
1300	0,983
1275	0,982
1250	0,981
1225	0,980
1200	0,979
1175	0,978
1150	0,977
1125	0,976
1100	0,974
1075	0,973

x [mm]	P(x)
1050	0,971
1025	0,969
1000	0,968
975	0,966
950	0,964
925	0,961
900	0,959
875	0,957
850	0,954
825	0,951
800	0,948
775	0,945
750	0,941
725	0,937
700	0,933
675	0,928
650	0,923
625	0,918
600	0,912
575	0,906
550	0,899
525	0,892
500	0,884
475	0,875
450	0,866
425	0,855
400	0,843
375	0,831
350	0,816
325	0,801
300	0,783
275	0,763
250	0,741
225	0,716
200	0,688
175	0,655
150	0,617
125	0,572
100	0,518
75	0,452
50	0,368
25	0,250
1	0,033

Lc	6,71
Ls=L_j	2,00
L_t	3,00
k_2	0,30
σ	0,11
Q_v	3000,00
Q	40,38
V	128,81
qe [MJ/m^3]	2,04

$J_s=\min(s_j/L_j,a_s)$	
s_j	0,4
L_j	2
s_j/L_j	0,2

$J_o=a_o*j_o$	
j_o	0,5

$\Pi_t=c_p*\Delta t/L_t$	
c_p	5000
Δt	25
L_t	3
Π_t	41,66666667

$f_t(\Pi_t)=\exp(-\delta_1\Pi_t)$

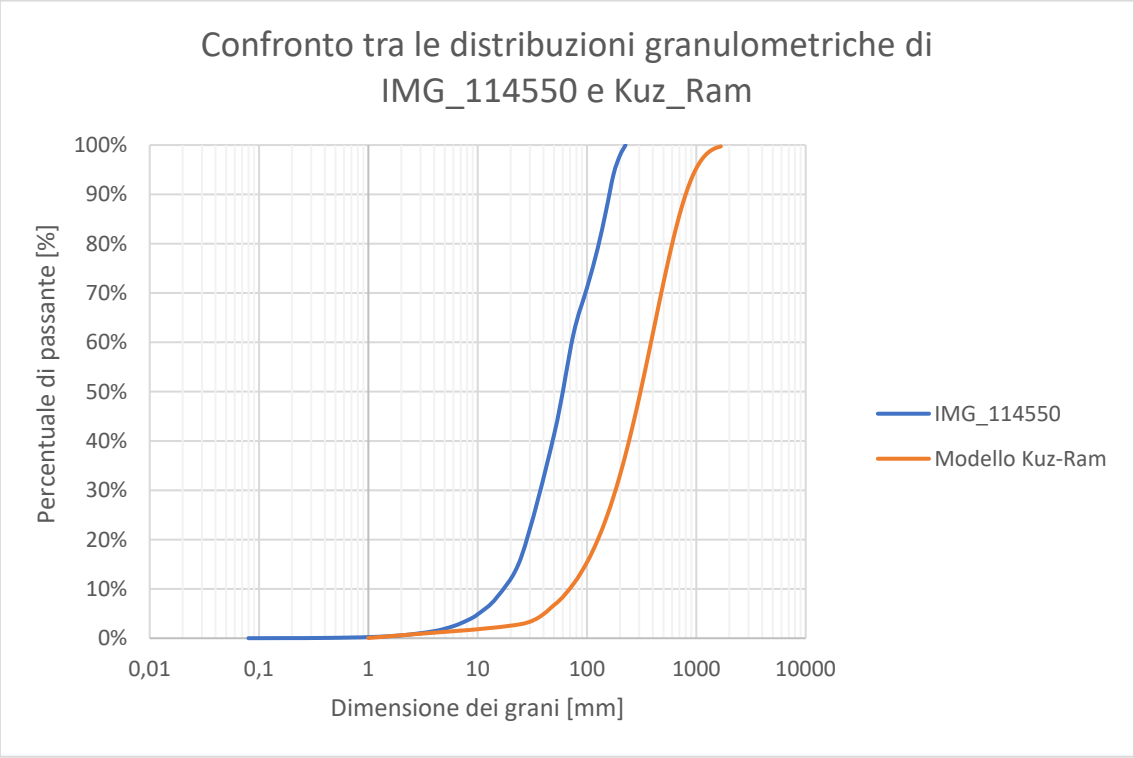
P(x)	k	a_s	a_o	κ	h	λ	δ_1	$\delta_2\delta_3$	δ_2/δ_3	δ_3	δ_2
0,05	0,11	4,93	3,66	1,25	0,21	0,91	0,78	0,00100	1,32	0,027	0,036
0,06	0,13	4,10	3,05	1,18	0,34	0,92	0,78	0,00102	1,30	0,028	0,036
0,07	0,16	3,52	2,62	1,12	0,41	0,92	0,78	0,00104	1,29	0,028	0,037
0,08	0,19	3,09	2,29	1,07	0,46	0,93	0,78	0,00107	1,27	0,029	0,037
0,09	0,22	2,76	2,04	1,03	0,50	0,93	0,77	0,00108	1,26	0,029	0,037
0,1	0,26	2,50	1,84	0,99	0,53	0,93	0,77	0,00110	1,25	0,030	0,037
0,11	0,29	2,29	1,68	0,96	0,57	0,93	0,77	0,00112	1,24	0,030	0,037
0,12	0,32	2,12	1,54	0,93	0,60	0,92	0,77	0,00113	1,23	0,030	0,037
0,13	0,36	1,97	1,42	0,91	0,62	0,92	0,77	0,00115	1,22	0,031	0,037
0,14	0,39	1,85	1,32	0,88	0,65	0,91	0,77	0,00116	1,21	0,031	0,038
0,15	0,43	1,74	1,24	0,86	0,67	0,90	0,77	0,00117	1,21	0,031	0,038
0,16	0,47	1,65	1,16	0,84	0,69	0,90	0,77	0,00118	1,20	0,031	0,038
0,17	0,50	1,57	1,10	0,83	0,71	0,89	0,77	0,00119	1,19	0,032	0,038
0,18	0,54	1,50	1,04	0,81	0,73	0,88	0,77	0,00120	1,19	0,032	0,038
0,19	0,58	1,44	0,99	0,79	0,75	0,87	0,77	0,00120	1,18	0,032	0,038
0,2	0,62	1,38	0,94	0,78	0,77	0,86	0,77	0,00121	1,18	0,032	0,038
0,21	0,66	1,33	0,90	0,77	0,79	0,85	0,77	0,00121	1,17	0,032	0,038
0,22	0,70	1,29	0,86	0,75	0,80	0,85	0,77	0,00122	1,17	0,032	0,038
0,23	0,74	1,24	0,82	0,74	0,82	0,84	0,77	0,00122	1,17	0,032	0,038
0,24	0,78	1,21	0,79	0,73	0,84	0,83	0,76	0,00123	1,16	0,032	0,038
0,25	0,83	1,17	0,76	0,72	0,85	0,82	0,76	0,00123	1,16	0,033	0,038
0,26	0,87	1,14	0,73	0,71	0,86	0,81	0,76	0,00123	1,15	0,033	0,038
0,27	0,91	1,11	0,71	0,70	0,88	0,81	0,76	0,00124	1,15	0,033	0,038
0,28	0,96	1,08	0,68	0,69	0,89	0,80	0,76	0,00124	1,15	0,033	0,038
0,29	1,00	1,06	0,66	0,68	0,90	0,79	0,76	0,00124	1,14	0,033	0,038
0,3	1,04	1,03	0,64	0,67	0,91	0,79	0,76	0,00124	1,14	0,033	0,038
0,31	1,09	1,01	0,62	0,66	0,93	0,78	0,76	0,00124	1,14	0,033	0,038
0,32	1,13	0,99	0,60	0,65	0,94	0,78	0,76	0,00124	1,13	0,033	0,038
0,33	1,18	0,97	0,59	0,64	0,95	0,78	0,76	0,00125	1,13	0,033	0,038
0,34	1,22	0,96	0,57	0,64	0,96	0,77	0,76	0,00125	1,13	0,033	0,037
0,35	1,27	0,94	0,56	0,63	0,97	0,77	0,76	0,00125	1,12	0,033	0,037
0,36	1,32	0,92	0,54	0,62	0,98	0,77	0,76	0,00125	1,12	0,033	0,037
0,37	1,36	0,91	0,53	0,61	0,99	0,77	0,76	0,00125	1,12	0,033	0,037
0,38	1,41	0,89	0,52	0,61	1,00	0,77	0,75	0,00125	1,11	0,034	0,037
0,39	1,46	0,88	0,50	0,60	1,01	0,77	0,75	0,00126	1,11	0,034	0,037
0,4	1,51	0,87	0,49	0,59	1,01	0,77	0,75	0,00126	1,11	0,034	0,037
0,41	1,56	0,86	0,48	0,59	1,02	0,77	0,75	0,00126	1,11	0,034	0,037
0,42	1,61	0,84	0,47	0,58	1,03	0,78	0,75	0,00126	1,10	0,034	0,037
0,43	1,65	0,83	0,46	0,57	1,04	0,78	0,75	0,00127	1,10	0,034	0,037
0,44	1,70	0,82	0,45	0,57	1,05	0,78	0,75	0,00127	1,10	0,034	0,037
0,45	1,75	0,81	0,44	0,56	1,05	0,79	0,75	0,00127	1,09	0,034	0,037
0,46	1,80	0,80	0,44	0,56	1,06	0,79	0,75	0,00127	1,09	0,034	0,037
0,47	1,85	0,80	0,43	0,55	1,07	0,80	0,75	0,00128	1,09	0,034	0,037
0,48	1,90	0,79	0,42	0,55	1,07	0,80	0,75	0,00128	1,09	0,034	0,037
0,49	1,96	0,78	0,41	0,54	1,08	0,81	0,75	0,00129	1,08	0,034	0,037
0,5	2,01	0,77	0,40	0,53	1,09	0,82	0,75	0,00129	1,08	0,035	0,037
0,51	2,06	0,76	0,40	0,53	1,09	0,82	0,75	0,00129	1,08	0,035	0,037
0,52	2,11	0,76	0,39	0,52	1,10	0,83	0,74	0,00130	1,07	0,035	0,037
0,53	2,16	0,75	0,38	0,52	1,10	0,84	0,74	0,00130	1,07	0,035	0,037

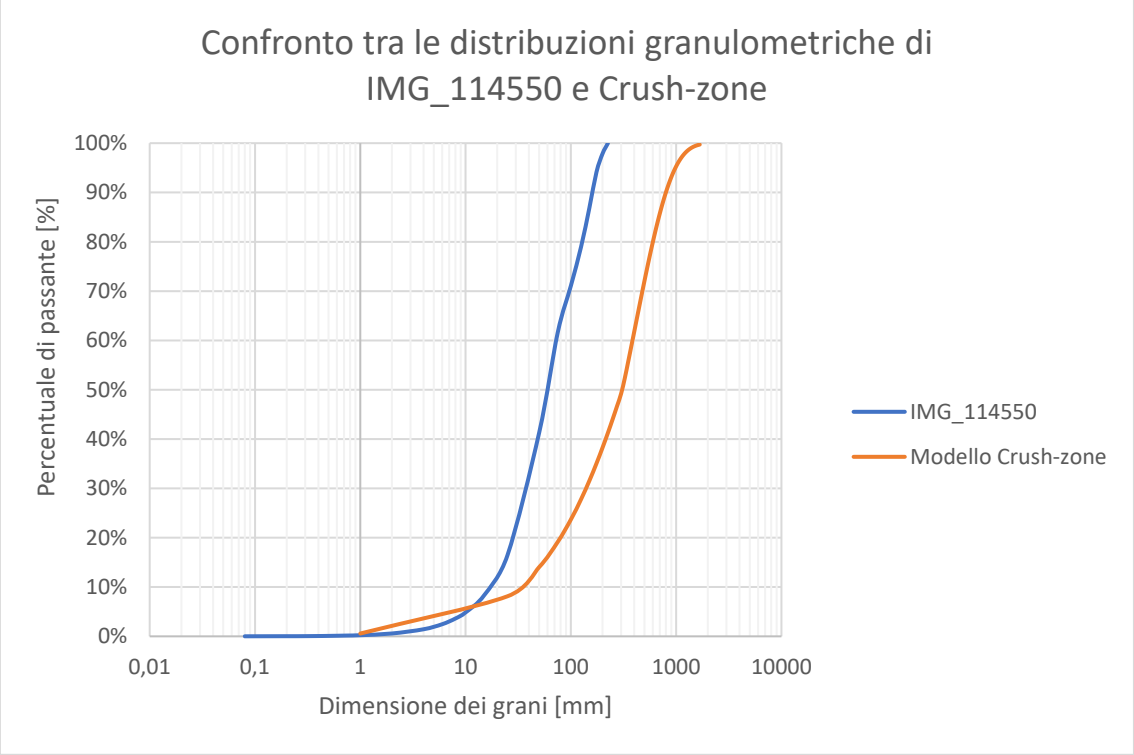
P(x)	k	a_s	a_o	κ	h	λ	δ_1	$\delta_2\delta_3$	δ_2/δ_3	δ_3	δ_2
0,54	2,21	0,74	0,38	0,51	1,11	0,85	0,74	0,00131	1,07	0,035	0,037
0,55	2,27	0,74	0,37	0,51	1,11	0,85	0,74	0,00131	1,06	0,035	0,037
0,56	2,32	0,73	0,37	0,50	1,12	0,86	0,74	0,00132	1,06	0,035	0,037
0,57	2,37	0,72	0,36	0,50	1,12	0,87	0,74	0,00132	1,06	0,035	0,037
0,58	2,43	0,72	0,36	0,49	1,13	0,88	0,74	0,00133	1,05	0,035	0,037
0,59	2,48	0,71	0,35	0,49	1,13	0,89	0,74	0,00133	1,05	0,036	0,037
0,6	2,53	0,71	0,35	0,48	1,14	0,90	0,74	0,00134	1,05	0,036	0,037
0,61	2,59	0,70	0,34	0,48	1,14	0,91	0,74	0,00134	1,04	0,036	0,037
0,62	2,64	0,70	0,34	0,47	1,15	0,91	0,74	0,00134	1,04	0,036	0,037
0,63	2,70	0,69	0,33	0,47	1,15	0,92	0,74	0,00135	1,03	0,036	0,037
0,64	2,75	0,69	0,33	0,46	1,15	0,93	0,74	0,00135	1,03	0,036	0,037
0,65	2,81	0,68	0,32	0,46	1,16	0,94	0,74	0,00136	1,03	0,036	0,037
0,66	2,86	0,68	0,32	0,45	1,16	0,95	0,73	0,00136	1,02	0,036	0,037
0,67	2,92	0,67	0,31	0,45	1,16	0,96	0,73	0,00136	1,02	0,037	0,037
0,68	2,97	0,67	0,31	0,44	1,17	0,97	0,73	0,00136	1,01	0,037	0,037
0,69	3,03	0,66	0,31	0,44	1,17	0,97	0,73	0,00137	1,01	0,037	0,037
0,7	3,09	0,66	0,30	0,43	1,17	0,98	0,73	0,00137	1,00	0,037	0,037
0,71	3,14	0,66	0,30	0,43	1,17	0,99	0,73	0,00137	1,00	0,037	0,037
0,72	3,20	0,65	0,30	0,43	1,18	1,00	0,73	0,00137	0,99	0,037	0,037
0,73	3,26	0,65	0,29	0,42	1,18	1,01	0,73	0,00137	0,99	0,037	0,037
0,74	3,31	0,64	0,29	0,42	1,18	1,02	0,73	0,00136	0,98	0,037	0,037
0,75	3,37	0,64	0,29	0,41	1,18	1,03	0,73	0,00136	0,98	0,037	0,036
0,76	3,43	0,64	0,28	0,41	1,19	1,04	0,73	0,00136	0,97	0,037	0,036
0,77	3,49	0,63	0,28	0,40	1,19	1,04	0,73	0,00135	0,96	0,037	0,036
0,78	3,55	0,63	0,28	0,40	1,19	1,05	0,73	0,00135	0,96	0,037	0,036
0,79	3,60	0,63	0,27	0,39	1,19	1,06	0,73	0,00134	0,95	0,038	0,036
0,8	3,66	0,62	0,27	0,39	1,19	1,08	0,73	0,00133	0,94	0,038	0,035
0,81	3,72	0,62	0,27	0,38	1,19	1,09	0,72	0,00132	0,94	0,038	0,035
0,82	3,78	0,62	0,27	0,38	1,20	1,10	0,72	0,00131	0,93	0,038	0,035
0,83	3,84	0,61	0,26	0,37	1,20	1,11	0,72	0,00129	0,92	0,037	0,034
0,84	3,90	0,61	0,26	0,36	1,20	1,12	0,72	0,00128	0,91	0,037	0,034
0,85	3,96	0,61	0,26	0,36	1,20	1,14	0,72	0,00126	0,90	0,037	0,034
0,86	4,02	0,61	0,26	0,35	1,20	1,16	0,72	0,00124	0,89	0,037	0,033
0,87	4,08	0,60	0,25	0,35	1,20	1,17	0,72	0,00122	0,88	0,037	0,033
0,88	4,14	0,60	0,25	0,34	1,20	1,19	0,72	0,00119	0,87	0,037	0,032
0,89	4,20	0,60	0,25	0,33	1,20	1,21	0,72	0,00116	0,86	0,037	0,032
0,9	4,26	0,59	0,25	0,33	1,20	1,23	0,72	0,00113	0,84	0,037	0,031
0,91	4,32	0,59	0,25	0,32	1,20	1,26	0,72	0,00110	0,83	0,036	0,030
0,92	4,38	0,59	0,24	0,31	1,20	1,29	0,72	0,00107	0,81	0,036	0,029
0,93	4,44	0,58	0,24	0,31	1,21	1,32	0,72	0,00103	0,79	0,036	0,029
0,94	4,50	0,58	0,24	0,30	1,21	1,35	0,72	0,00099	0,77	0,036	0,028
0,95	4,56	0,58	0,24	0,29	1,21	1,38	0,71	0,00094	0,75	0,035	0,027
0,96	4,62	0,57	0,24	0,28	1,21	1,42	0,71	0,00090	0,72	0,035	0,025
0,97	4,69	0,57	0,23	0,27	1,21	1,46	0,71	0,00084	0,69	0,035	0,024
0,98	4,75	0,56	0,23	0,25	1,21	1,51	0,71	0,00079	0,65	0,035	0,023
0,99	4,81	0,55	0,23	0,23	1,21	1,56	0,71	0,00073	0,60	0,035	0,021
0,999	4,87	0,53	0,23	0,19	1,21	1,61	0,71	0,00067	0,53	0,036	0,019

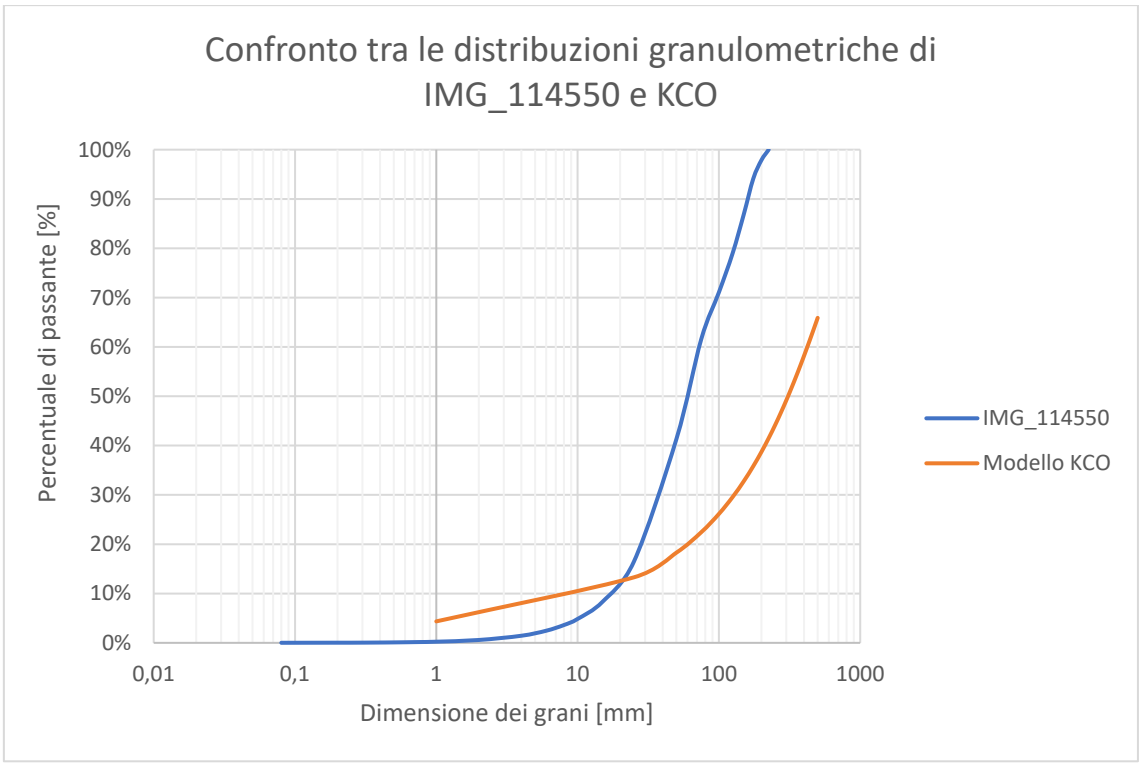
J_s	J_o	J_s+J_o	$k*(J_s+J_o)$	$k_2{}^h$	$(\sigma/qe)^\kappa$	$1/(L_c{}^{\lambda\kappa})$	$m=\exp(-\delta_3*\Pi_t)$	$(1-\delta_1-\delta_2*\Pi_t)*m$	$f_t(\Pi_t)$	$x_{p\,[}mm]$
0,20	1,83	2,03	0,21354	0,78	0,0261	0,114169	0,31902	-0,4118821	0,37	1,22
0,20	1,52	1,72	0,22933	0,67	0,0324	0,127468	0,31160	-0,4042405	0,37	1,59
0,20	1,31	1,51	0,24432	0,62	0,0385	0,139740	0,30513	-0,3977563	0,38	2,06
0,20	1,15	1,35	0,25874	0,58	0,0445	0,151349	0,29943	-0,3921138	0,38	2,60
0,20	1,02	1,22	0,27274	0,55	0,0502	0,162533	0,29437	-0,3871141	0,39	3,20
0,20	0,92	1,12	0,28642	0,53	0,0557	0,173445	0,28986	-0,3826239	0,39	3,85
0,20	0,84	1,04	0,29987	0,51	0,0611	0,184191	0,28582	-0,3785494	0,39	4,56
0,20	0,77	0,97	0,31313	0,49	0,0664	0,194834	0,28219	-0,3748216	0,40	5,32
0,20	0,71	0,91	0,32624	0,48	0,0714	0,205415	0,27893	-0,3713883	0,40	6,13
0,20	0,66	0,86	0,33924	0,46	0,0764	0,215956	0,27599	-0,3682085	0,40	7,00
0,20	0,62	0,82	0,35216	0,45	0,0812	0,226461	0,27333	-0,3652493	0,41	7,92
0,20	0,58	0,78	0,36500	0,44	0,0858	0,236929	0,27093	-0,3624838	0,41	8,90
0,20	0,55	0,75	0,37780	0,43	0,0904	0,247345	0,26876	-0,3598895	0,41	9,93
0,20	0,52	0,72	0,39056	0,42	0,0949	0,257693	0,26679	-0,3574472	0,41	11,01
0,20	0,49	0,69	0,40330	0,41	0,0993	0,267949	0,26500	-0,3551405	0,41	12,14
0,20	0,47	0,67	0,41601	0,40	0,1036	0,278087	0,26338	-0,3529551	0,41	13,32
0,20	0,45	0,65	0,42872	0,39	0,1078	0,288080	0,26190	-0,3508782	0,42	14,55
0,20	0,43	0,63	0,44143	0,38	0,1119	0,297896	0,26055	-0,3488987	0,42	15,83
0,20	0,41	0,61	0,45414	0,38	0,1160	0,307507	0,25931	-0,3470065	0,42	17,14
0,20	0,40	0,60	0,46686	0,37	0,1200	0,316883	0,25817	-0,3451925	0,42	18,50
0,20	0,38	0,58	0,47959	0,36	0,1239	0,325995	0,25712	-0,3434486	0,42	19,90
0,20	0,37	0,57	0,49234	0,36	0,1278	0,334815	0,25614	-0,3417673	0,42	21,33
0,20	0,35	0,55	0,50511	0,35	0,1316	0,343319	0,25523	-0,3401417	0,42	22,80
0,20	0,34	0,54	0,51790	0,35	0,1354	0,351482	0,25438	-0,3385656	0,42	24,29
0,20	0,33	0,53	0,53071	0,34	0,1391	0,359286	0,25357	-0,3370332	0,42	25,81
0,20	0,32	0,52	0,54355	0,34	0,1428	0,366713	0,25280	-0,3355392	0,42	27,36
0,20	0,31	0,51	0,55642	0,33	0,1464	0,373747	0,25206	-0,3340788	0,43	28,92
0,20	0,30	0,50	0,56931	0,33	0,1500	0,380380	0,25135	-0,3326472	0,43	30,50
0,20	0,29	0,49	0,58224	0,32	0,1536	0,386601	0,25065	-0,3312404	0,43	32,10
0,20	0,29	0,49	0,59519	0,32	0,1572	0,392409	0,24995	-0,3298544	0,43	33,70
0,20	0,28	0,48	0,60818	0,32	0,1607	0,397801	0,24926	-0,3284854	0,43	35,32
0,20	0,27	0,47	0,62121	0,31	0,1642	0,402779	0,24857	-0,3271302	0,43	36,95
0,20	0,26	0,46	0,63426	0,31	0,1676	0,407350	0,24788	-0,3257853	0,43	38,58
0,20	0,26	0,46	0,64735	0,31	0,1711	0,411520	0,24717	-0,3244479	0,43	40,21
0,20	0,25	0,45	0,66048	0,30	0,1745	0,415301	0,24645	-0,3231151	0,43	41,85
0,20	0,25	0,45	0,67364	0,30	0,1779	0,418707	0,24571	-0,3217843	0,43	43,50
0,20	0,24	0,44	0,68684	0,30	0,1813	0,421752	0,24494	-0,3204529	0,43	45,14
0,20	0,24	0,44	0,70008	0,29	0,1847	0,424453	0,24416	-0,3191185	0,43	46,79
0,20	0,23	0,43	0,71335	0,29	0,1881	0,426831	0,24335	-0,3177790	0,43	48,44
0,20	0,23	0,43	0,72666	0,29	0,1914	0,428904	0,24251	-0,3164323	0,43	50,10
0,20	0,22	0,42	0,74000	0,29	0,1948	0,430694	0,24165	-0,3150763	0,43	51,76
0,20	0,22	0,42	0,75339	0,28	0,1981	0,432224	0,24075	-0,3137091	0,44	53,42
0,20	0,21	0,41	0,76681	0,28	0,2015	0,433517	0,23983	-0,3123289	0,44	55,10
0,20	0,21	0,41	0,78027	0,28	0,2048	0,434595	0,23887	-0,3109341	0,44	56,78
0,20	0,21	0,41	0,79376	0,28	0,2082	0,435481	0,23789	-0,3095231	0,44	58,48
0,20	0,20	0,40	0,80730	0,27	0,2115	0,436199	0,23688	-0,3080943	0,44	60,19
0,20	0,20	0,40	0,82087	0,27	0,2149	0,436771	0,23585	-0,3066462	0,44	61,93
0,20	0,20	0,40	0,83448	0,27	0,2182	0,437219	0,23479	-0,3051777	0,44	63,68
0,20	0,19	0,39	0,84813	0,27	0,2216	0,437566	0,23370	-0,3036872	0,44	65,46

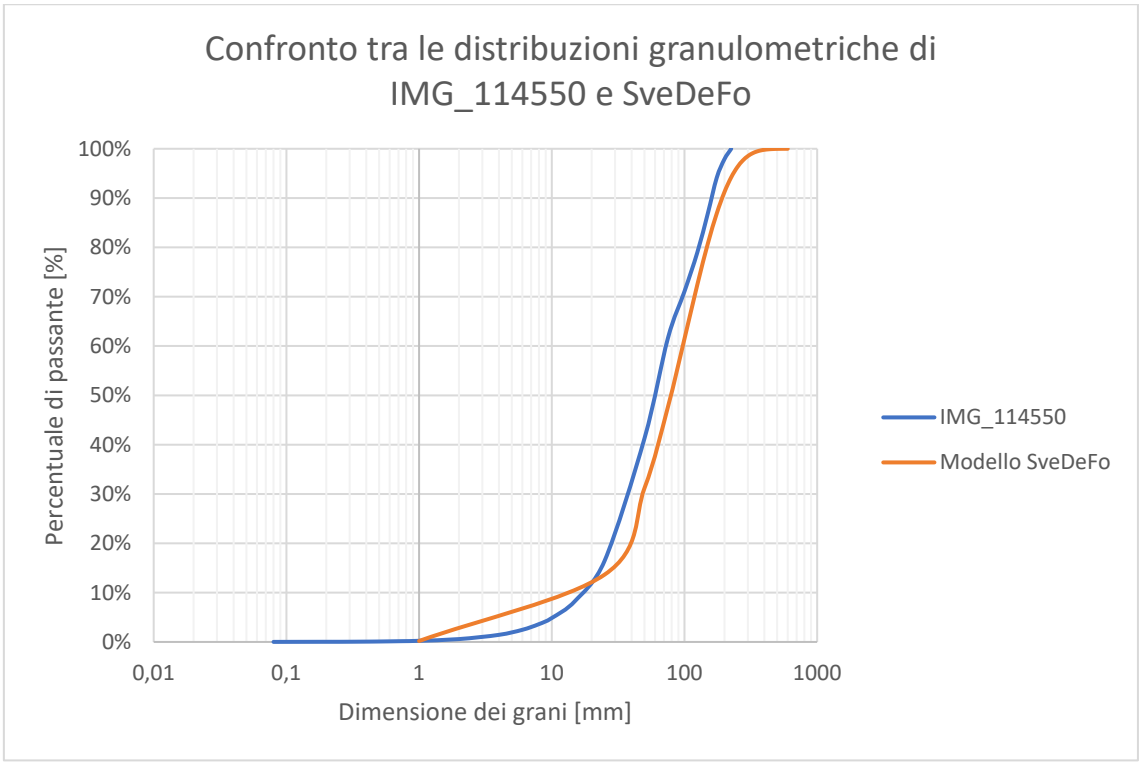
J_s	J_o	J_s+J_o	$k*(J_s+J_o)$	k_2^h	$(\sigma/qe)^\kappa$	$1/(L_c^{\lambda\kappa})$	$m=\exp(-\delta 3*\Pi_t)$	$(1-\delta_1-\delta_2*\Pi_t)*m$	$f_t(\Pi_t)$	x_p [mm]
0,20	0,19	0,39	0,86181	0,27	0,2250	0,437831	0,23260	-0,3021738	0,44	67,27
0,20	0,19	0,39	0,87554	0,27	0,2284	0,438035	0,23147	-0,3006361	0,44	69,11
0,20	0,18	0,38	0,88930	0,26	0,2318	0,438196	0,23033	-0,2990732	0,44	70,98
0,20	0,18	0,38	0,90309	0,26	0,2352	0,438332	0,22918	-0,2974840	0,44	72,90
0,20	0,18	0,38	0,91693	0,26	0,2386	0,438459	0,22802	-0,2958676	0,44	74,87
0,20	0,18	0,38	0,93080	0,26	0,2421	0,438593	0,22685	-0,2942230	0,45	76,89
0,20	0,17	0,37	0,94471	0,26	0,2456	0,438746	0,22568	-0,2925494	0,45	78,96
0,20	0,17	0,37	0,95866	0,26	0,2491	0,438933	0,22451	-0,2908460	0,45	81,09
0,20	0,17	0,37	0,97265	0,26	0,2526	0,439162	0,22335	-0,2891118	0,45	83,29
0,20	0,17	0,37	0,98667	0,26	0,2562	0,439444	0,22219	-0,2873462	0,45	85,55
0,20	0,16	0,36	1,00073	0,25	0,2598	0,439787	0,22106	-0,2855481	0,45	87,90
0,20	0,16	0,36	1,01482	0,25	0,2634	0,440197	0,21994	-0,2837169	0,45	90,32
0,20	0,16	0,36	1,02895	0,25	0,2671	0,440679	0,21884	-0,2818514	0,45	92,83
0,20	0,16	0,36	1,04312	0,25	0,2708	0,441236	0,21778	-0,2799508	0,45	95,43
0,20	0,16	0,36	1,05732	0,25	0,2746	0,441869	0,21675	-0,2780139	0,46	98,13
0,20	0,15	0,35	1,07157	0,25	0,2784	0,442580	0,21576	-0,2760395	0,46	100,93
0,20	0,15	0,35	1,08584	0,25	0,2823	0,443365	0,21482	-0,2740260	0,46	103,84
0,20	0,15	0,35	1,10015	0,25	0,2862	0,444223	0,21392	-0,2719719	0,46	106,86
0,20	0,15	0,35	1,11450	0,25	0,2902	0,445149	0,21309	-0,2698751	0,46	110,00
0,20	0,15	0,35	1,12889	0,25	0,2943	0,446136	0,21232	-0,2677333	0,46	113,26
0,20	0,14	0,34	1,14331	0,25	0,2984	0,447177	0,21162	-0,2655439	0,46	116,66
0,20	0,14	0,34	1,15776	0,25	0,3027	0,448264	0,21099	-0,2633036	0,47	120,19
0,20	0,14	0,34	1,17225	0,24	0,3070	0,449385	0,21045	-0,2610085	0,47	123,87
0,20	0,14	0,34	1,18678	0,24	0,3114	0,450530	0,21000	-0,2586541	0,47	127,69
0,20	0,14	0,34	1,20133	0,24	0,3160	0,451687	0,20965	-0,2562351	0,47	131,68
0,20	0,14	0,34	1,21593	0,24	0,3206	0,452842	0,20941	-0,2537449	0,47	135,82
0,20	0,14	0,34	1,23056	0,24	0,3254	0,453982	0,20929	-0,2511760	0,47	140,15
0,20	0,13	0,33	1,24522	0,24	0,3303	0,455093	0,20928	-0,2485191	0,48	144,65
0,20	0,13	0,33	1,25992	0,24	0,3354	0,456162	0,20942	-0,2457633	0,48	149,36
0,20	0,13	0,33	1,27465	0,24	0,3407	0,457176	0,20969	-0,2428956	0,48	154,27
0,20	0,13	0,33	1,28941	0,24	0,3461	0,458126	0,21012	-0,2399001	0,48	159,42
0,20	0,13	0,33	1,30421	0,24	0,3518	0,459002	0,21072	-0,2367578	0,48	164,82
0,20	0,13	0,33	1,31905	0,24	0,3578	0,459801	0,21150	-0,2334458	0,49	170,50
0,20	0,13	0,33	1,33391	0,24	0,3640	0,460523	0,21247	-0,2299358	0,49	176,51
0,20	0,13	0,33	1,34881	0,24	0,3705	0,461177	0,21365	-0,2261935	0,49	182,88
0,20	0,12	0,32	1,36374	0,24	0,3774	0,461781	0,21504	-0,2221759	0,50	189,69
0,20	0,12	0,32	1,37871	0,24	0,3848	0,462367	0,21667	-0,2178297	0,50	197,02
0,20	0,12	0,32	1,39371	0,24	0,3926	0,462988	0,21853	-0,2130868	0,50	205,00
0,20	0,12	0,32	1,40874	0,24	0,4011	0,463724	0,22064	-0,2078600	0,51	213,79
0,20	0,12	0,32	1,42380	0,24	0,4104	0,464697	0,22299	-0,2020341	0,51	223,63
0,20	0,12	0,32	1,43890	0,24	0,4206	0,466094	0,22555	-0,1954543	0,52	234,88
0,20	0,12	0,32	1,45403	0,24	0,4321	0,468208	0,22828	-0,1879040	0,53	248,07
0,20	0,12	0,32	1,46919	0,24	0,4454	0,471521	0,23105	-0,1790673	0,53	264,12
0,20	0,12	0,32	1,48438	0,24	0,4613	0,476900	0,23358	-0,1684512	0,54	284,63
0,20	0,12	0,32	1,49960	0,24	0,4816	0,486145	0,23528	-0,1552069	0,56	312,97
0,20	0,11	0,31	1,51486	0,24	0,5110	0,504286	0,23456	-0,1376146	0,57	358,50
0,20	0,11	0,31	1,52862	0,24	0,5737	0,557420	0,22756	-0,1142961	0,60	466,59

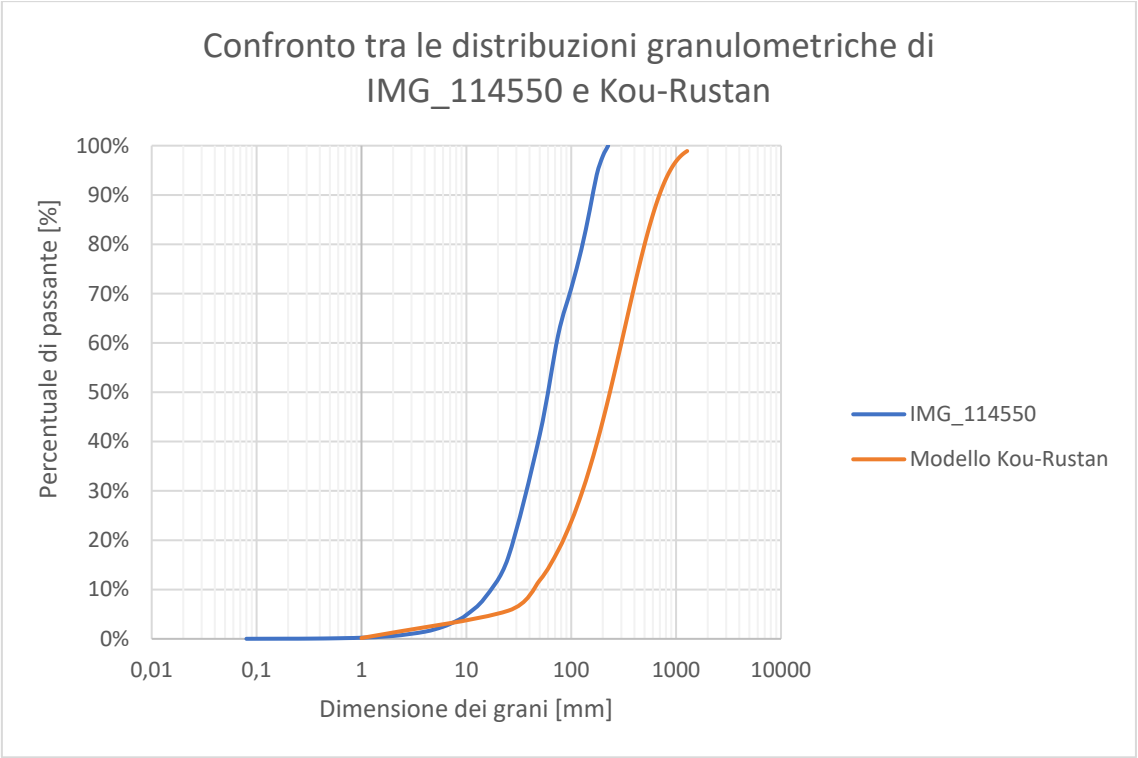
GRAFICI DI CONFRONTO TRA MODELLI EMPIRICI E IMG_114550

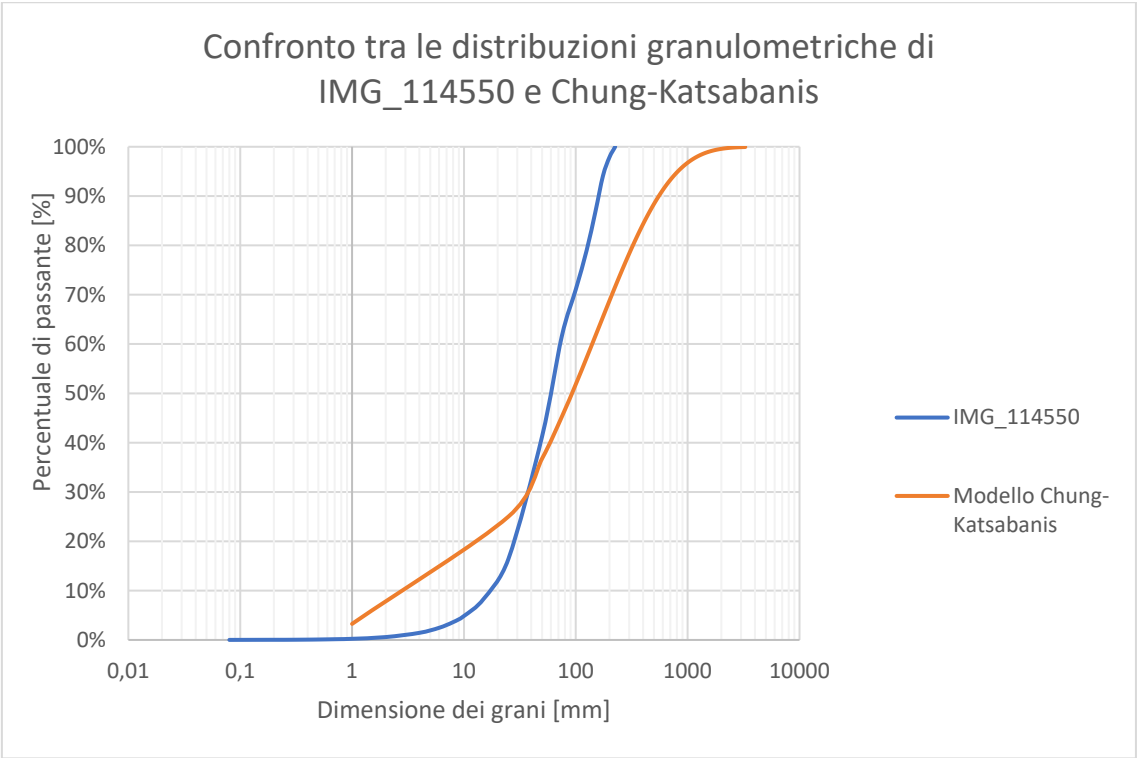


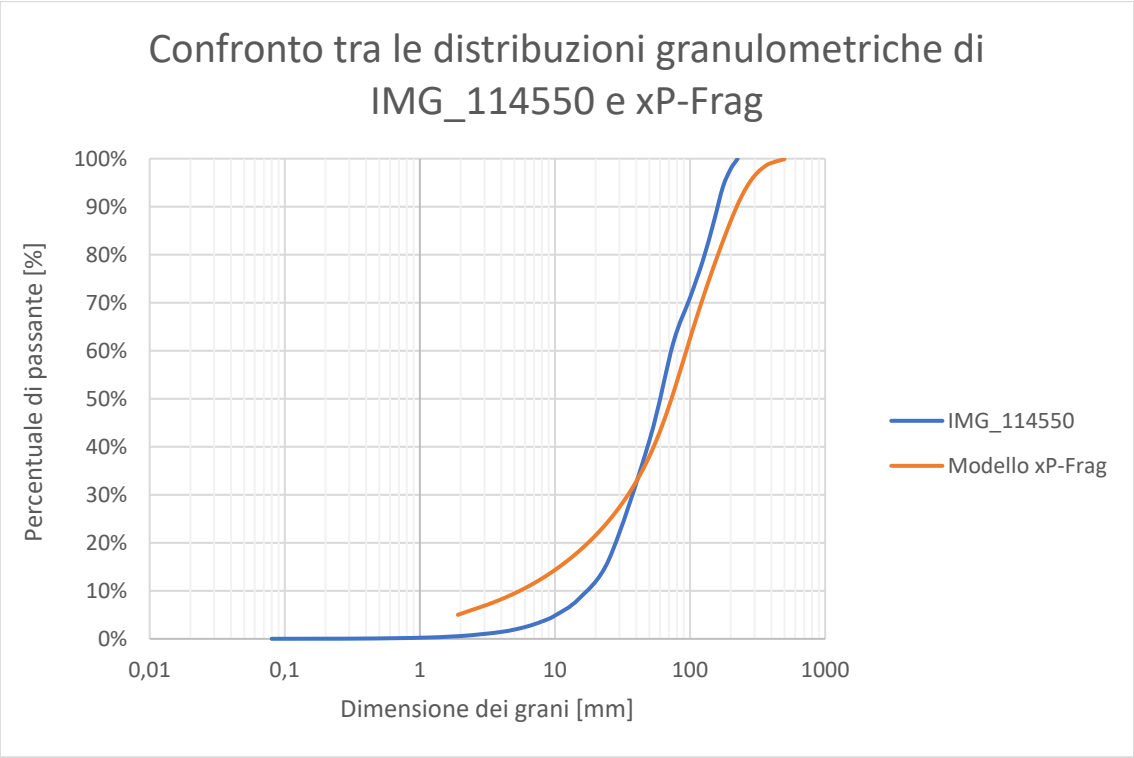



Confronto tra le distribuzioni granulometriche di IMG_114550 e KCO
Percentuale di passante [%]
100%
90%
80%
70%
60%
50%
40%
30%
20%
10%
0%
0,01
0,1
1
10
100
1000
Dimensione dei grani [mm]
IMG_114550
Modello KCO


Confronto tra le distribuzioni granulometriche di IMG_114550 e SveDeFo
Percentuale di passante [%]
100%
90%
80%
70%
60%
50%
40%
30%
20%
10%
0%
0,01
0,1
1
10
100
1000
Dimensione dei grani [mm]
IMG_114550
Modello SveDeFo


Confronto tra le distribuzioni granulometriche di IMG_114550 e Kou-Rustan
Percentuale di passante [%]
100%
90%
80%
70%
60%
50%
40%
30%
20%
10%
0%
0,01
0,1
1
10
100
1000
10000
Dimensione dei grani [mm]
IMG_114550
Modello Kou-Rustan


Confronto tra le distribuzioni granulometriche di IMG_114550 e Chung-Katsabanis
Percentuale di passante [%]
100%
90%
80%
70%
60%
50%
40%
30%
20%
10%
0%
0,01
0,1
1
10
100
1000
10000
Dimensione dei grani [mm]
IMG_114550
Modello Chung-Katsabanis


Confronto tra le distribuzioni granulometriche di IMG_114550 e xP-Frag
Percentuale di passante [%]
100%
90%
80%
70%
60%
50%
40%
30%
20%
10%
0%
0,01
0,1
1
10
100
1000
Dimensione dei grani [mm]
IMG_114550
Modello xP-Frag