POLITECNICO DI TORINO

Collegio di Ingegneria per l'Ambiente e il Territorio

Corso di Laurea Magistrale

in Ingegneria per l'Ambiente e il Territorio

Tesi di Laurea Magistrale

Implementazione di scenari per la realizzazione di attività di scavo a scopi di ricerca ed accademici

Caratterizzazione geologica-geotecnica, approfondimenti analitici e progettazione dell'abbattimento con esplosivo

Relatore

Prof.ssa Marilena Cardu

Candidato

Andrea Di Lorenzo

Ottobre 2018

SOMMARIO

Premessa V

Introduzione VI

1 Inquadramento generale sul caso oggetto di studio 1

1.1 Inquadramento amministrativo del progetto 1

1.2 Inquadramento ingegneristico del problema 3

1.3 Geomorfologia 5

1.3.1 Inquadramento del problema e dati disponibili 5

1.3.2 Caratteristiche topografiche e geologiche Punto di Estrazione 7

2 Modello geometrico 11

2.1 Rilievo topografico 11

2.2 Ricostruzione topografia tramite software AutoCad 2018 16

2.3 Ricostruzione topografica tramite software ArcGis 19

3 Modello geomeccanico 28

3.1 Rilievo geostrutturale 28

3.1.1 Caratterizzazione geometrica 29

3.1.2 Caratterizzazione dell'ammasso roccioso 33

3.2 Indagine Geofisica 57

3.2.1 Indagine Passiva: Tecnica HSVR 57

3.2.2 Indagine Attiva: Sismica a rifrazione 62

3.3 Classificazione geomeccanica 113

4 Analisi analitica ed empirica 117

4.1 Analisi di scivolamento planare del versante insistente sull'area di estrazione 117

4.1.1 Verifica agli stati limite 127

4.2 Analisi scivolamento tridimensionale del versante insistente sull'area di estrazione 130

4.2.1 Verifica agli stati limite 133

4.3 Analisi della stabilità cunei di roccia a tetto e parete 136

4.3.1 Verifica agli stati limite 143

4.4 Definizione preliminare "crown pillar" 146

5 Convergence-Confinement Method (CCM) 153

5.1 Soluzione proposta da Vlachopoulos and Diederichs 154

5.2 Converge-Confinement Method modificato 156
5.3 Analisi della convergenza con software RocSupport v3.0..... 161

6 Realizzazione della miniera..... 164
6.1 Piano di tiro in sotterraneo 164
6.2 Realizzazione del deposito esplosivi 177

7 Conclusioni..... 180

Allegati..... 181

Bibliografia 207

Ringraziamenti 209

PREMESSA

Il presente studio è stato sviluppato in collaborazione dai candidati Andrea Di Lorenzo e Andrea Pasqua durante un periodo di 6 mesi di attività di ricerca presso un sito ubicato nei pressi di Chancòn (Cile), pertanto l'inquadramento del problema e tutti i capitoli riguardanti gli aspetti generali, modello geometrico e geomeccanico sono in comune nei due elaborati. La differenziazione degli aspetti fisici dell'elaborato riguarda il tipo di analisi effettuata (analitica ed empirica), applicazione del metodo convergenza-confinamento nel caso in cui viene ridotta la pressione interna di sito per simulare l'avanzamento dello scavo ed infine simulazione di un piano di tiro.

INTRODUZIONE

Il presente lavoro di ricerca è stato svolto con l'obiettivo di realizzare un laboratorio di scavo alla scala reale attraverso l'impiego di esplosivo. Il progetto consiste in una galleria principale, un deposito di esplosivi, un deposito attrezzature e due tunnel secondari esplorativi, che saranno destinati all'attività di ricerca sulla natura delle detonazioni e dei sistemi di rinforzo applicabili allo scavo. Si precisa che la realtà in cui si è operato è quella della piccola attività estrattiva (*small scale mining*) senza alcun fine di lucro, maturata in un ambiente universitario in cui studenti e docenti possono verificare le implicazioni dell'avanzamento mediante esplosivi e i benefici apportati dai sostegni al contorno di scavo.

La tesi è articolata in sei capitoli: nel primo capitolo sono forniti un inquadramento amministrativo, ingegneristico e geomorfologico del sito di interesse. Nel secondo capitolo vengono sviluppati il modello geometrico, con l'ausilio di un rilievo topografico, e una successiva ricostruzione tridimensionale con l'impiego di AutoCad e ArcGis. Il terzo capitolo si concentra sulla costruzione di un modello geomeccanico attraverso prove in sito e in laboratorio, la cui finalità è classificare l'ammasso roccioso e ottenere i parametri necessari alla simulazione analitica ed empirica svolta nel quarto capitolo. Nel quinto capitolo vengono applicati i suggerimenti proposti dagli autori Oke O.J., Vlachopoulos N., Diederichs M.(2018) per studiare l'interazione tra la capacità portante del supporto scelto e gli spostamenti riscontrati in fase di avanzamento del tunnel. Il sesto capitolo, infine, mostra gli schemi di tiro progettati per l'avanzamento in galleria e il dimensionamento del deposito di materiale esplosivo.

Grazie a questo lavoro di ricerca è stato possibile analizzare alcuni importanti fattori legati alla costruzione del modello geometrico e geomeccanico e alla simulazione empirica e analitica svolta con gli opportuni software di calcolo. I risultati ottenuti da questa ricerca saranno esposti dettagliatamente nelle conclusioni del presente elaborato.

1 INQUADRAMENTO GENERALE SUL CASO OGGETTO DI STUDIO

Per lo sviluppo della ricerca sono state svolte delle attività al fine di delineare l'inquadramento del problema, sia dal punto di vista geometrico sia geomeccanico, in modo sufficientemente robusto da garantire il successo delle operazioni. Una sintesi delle attività svolte è di seguito riportata:

1. Rilievo topografico
2. Rilievo geostrutturale
3. Caratterizzazione meccanica dell'ammasso roccioso attraverso prove in campo e in laboratorio
4. Simulazione analitica ed empirica.
5. Applicazione del metodo convergenza-confinamento.
6. Realizzazione ipotetica di un piano di tiro e deposito esplosivi.

Nei paragrafi successivi si entra nel merito di questi.

1.1 Inquadramento amministrativo del progetto

Il presente paragrafo ha l'obbiettivo di descrivere dal punto di vista gestionale e amministrativo le tappe del progetto minerario (Escuela Mina Planta, successivamente abbreviato EMP).

L'ideatore e fondatore del progetto è il Prof. Miguel Herrera, ingegnere metallurgico presso l'Università Adolfo Ibañez, Chile. Il fondatore del progetto assume il ruolo di direttore esecutivo.

L'obiettivo e il contesto in cui si pone la EMP sono di carattere strettamente didattico e non hanno alcun fine di lucro. In particolare, la filosofia è di aiutare gli studenti liceali e universitari a diventare dei tecnici e professionisti in ambito minerario. Si precisa che gli studenti di liceo e di università secondo quanto previsto dal progetto sono indipendenti gli uni dagli altri, pur essendovi alcune aree tecniche comuni. Questa differenziazione è dovuta al diverso grado di conoscenza che le due istituzioni offrono.

Il finanziamento del progetto è interamente su base pubblica, in particolare si tratta di fondi regionali della VI regione del Libertador General Bernardo O'Higgins e ammonta ad un totale 700,000,000 CLP (attualmente 1,084,766 US$) suddivisi in tre tranches da 233,000,000 CLP ognuna. Si evidenzia che tali fondi sono previsti per legge per ogni regione del Cile al fine di aumentare la competitività e la ricerca in campo minerario del Paese, in quanto una quantità non trascurabile del PIL (quasi il 70%) dello stato cileno deriva dall'attività estrattiva.

L'accesso ai fondi precedentemente citati avviene attraverso la valutazione e l'approvazione da parte apposite commissioni. Si precisa che il progetto EMP si è classificato secondo su un totale di oltre 100 progetti. L'idea, il perfezionamento e la difesa del progetto di fronte ad apposite commissioni di inchiesta è stata svolta unicamente per la prima fase da Miguel Herrera.

L'approvazione del progetto è passata attraverso due commissioni, la prima composta da cinque direttori di licei e autorità locali (Segretario Regional de Mineria, Segretario Regional De Educacion, Segretario Regional de Energia, Segretario Regional De Medioambiente e Directivo de los pequeños Mineros de Distrecto 55 de Chancòn). La commissione appena descritta prende il nome di *Consejo Regional* ed ha il compito di distribuire i fondi regionali e investigare circa: il grado innovazione, finanziatori esterni del progetto, numeri di donne coinvolte nell'attività e chi può beneficiare delle conoscenze emerse. La difficolta riscontrata è stata trasmettere l'idea e la filosofia del progetto, in quanto la commissione è composta per lo più da avvocati la cui preparazione è principalmente in ambito agricolo e ridotta in ambiente minerario. Per quanto attiene la seconda commissione, essa ha il compito di scremare ulteriormente i progetti presentati, stilando la graduatoria dei primi 10 progetti (distribuendo i fondi in modo proporzionale tra questi) e respingendo i restanti. La commissione è prevalentemente interessata al carattere economico dei progetti.

La EMP è stata valutata positivamente e classificata seconda in graduatoria, con un punteggio di 4.6 su massimo di 5. Un punteggio così elevato è giustificato dalla grande innovazione tecnologica che il progetto può apportare e dall'idea rivoluzionaria.

Il progetto EMP è stato accolto con grande favore da parte delle associazioni ENAMI (consorzio di piccoli minatori), CODELCO e dall'allora ministro della Mineria Aurora Williams.

Ottenuta l'approvazione del progetto, la prima tranche di fondi è stata assegnata alla casa madre della Universidad Adolfo Ibañez, con sede legale in Avenida Presidente Errázuriz 3485, Las Condes, Región Metropolitana.

Dal punto di vista esecutivo il progetto prevede tre fasi:

1. Fase I: ramo metallurgico.
2. Fase II: ramo minerario.
3. Fase III: ramo ambientale.

Ufficialmente il progetto prende inizio nel mese di febbraio 2017.

I professionisti coinvolti nella prima fase sono:

- Ana Paula Yañez (Ingegnere in Metallurgia, responsabile di svolgere lezioni frontali agli studenti di liceo e università, gestione dei tirocinanti).
- Ignacio Urbina (Responsabile della edificazione fisica della scuola presso Chancòn).
- Daniela Valdivia (Responsabile di lezioni frontali di idrometallurgia e recupero ambientale della miniera).
- Constanza Lara Espinoza (Ingegnere capo gestionale del progetto).

Allo stato attuale del progetto (Agosto 2018) è stato realizzato quanto segue:

1. Identificazione e preparazione del sito in cui sono situate le aule per le lezioni frontali.
2. Realizzazione dei laboratori ove svolgere le analisi chimiche sul materiale estratto.
3. Scelta dell'impresa incaricata della realizzazione degli scavi per l'apertura della miniera.

Si precisa che nonostante il progetto EMP sia di carattere universitario e interamente stilato da professori e studenti, la realizzazione pratica delle opere geotecniche viene effettuata da azienda specialistica a causa di scelte di sicurezza che la Universidad Adolfo Ibañez ha intrapreso.

Nel seguito si descrivono le criticità e i ritardi che si sono riscontrati nel corso di svolgimento del progetto EMP.

- Un primo ritardo ha riguardato la fase I del progetto ed è quantificabile in circa due mesi: esso è stato essenzialmente imputabile a preventivi errati e materiali mancanti per la realizzazione della scuola. Inoltre, non essendo in possesso di un comodato d'uso, nessun lavoro poteva essere intrapreso all'interno della proprietà.
- Un secondo ritardo si è verificato al terzo mese dall'inizio del progetto (maggio 2017), ed è stato causato da preventivi errati per l'acquisto di container dove svolgere le attività di lezione frontale presso la Mina Escuela.

Ulteriore difficoltà riscontrata è dovuta alla sicurezza, in quanto la preoccupazione principale dell'Università è l'incolumità degli studenti, resa potenzialmente precaria a causa di un possibile cinematismo di instabilità (globale e/o locale della miniera). A questo si è risposto con un adeguato studio sulla sicurezza, secondo quanto proposto dall'ente SERNAGEOMIN e migliorando il protocollo di sicurezza rendendo così l'attività estrattiva un posto di lavoro molto sicuro.

Altra difficoltà è stata riscontrata nell'incompatibilità di carattere tra i professionisti assunti all'interno del progetto, che ha causato attriti, incomprensioni e ritardi. Tale difficoltà è stata superata grazie alla riallocazione di alcuni elementi. Tuttavia, causò un ritardo di cinque mesi al progetto.

Altra difficoltà si è riscontrata nelle capacità tecniche insoddisfacenti di parte dei professionisti assunti all'interno del progetto.

Infine, ulteriore elemento di rallentamento dei lavori è imputabile alla scarsa conoscenza della matematica, fisica e chimica degli studenti, i quali sono i fruitori finali delle lezioni e pertanto dovrebbero essere autonomi una volta posti in campo.

Dalla lista di difficoltà e ritardi appena descritti si possono trarre alcune considerazioni per futuri progetti simili al presente, per stilare un protocollo di realizzazione fruibile:

- Stilare una check-list completa dei materiali necessari per la realizzazione del progetto
- Essere certi di possedere tutti i permessi necessari per l'inizio dei lavori
- Cercare la collaborazione di aziende strutturate e con esperienza, in modo tale che queste possano stilare i preventivi correttamente e senza causare disagi
- Prevedere uno studio di sicurezza adeguato alla realtà in cui si pone il progetto: in particolare si suggerisce di utilizzare i protocolli di sicurezza già esistenti e modificarli ove e se necessario
- Scegliere oculatamente i collaboratori, sia dal punto di vista delle capacità tecniche che dal punto di vista umano: un tecnico abile ma incapace di instaurare un rapporto umano proficuo con i colleghi è sicuramente causa di ritardi, disagi e danno al progetto
- Nel caso in cui la finalità del progetto sia migliore la preparazione tecnica degli studenti, è bene che questi abbiano le conoscenze di base chiare e senza lacune; in caso contrario è bene provvedere con adeguati strumenti didattici.

1.2 Inquadramento ingegneristico del problema

L'attività estrattiva è situata in Cile, VI Regione del Libertador General Bernardo O'Higgins, Comune de Chancòn. Essendo tale attività realizzata al solo scopo di ricerca, non viene svolto alcun processo di

estrazione del minerale e tutto il volume di roccia estratto è conferito in discarica; non essendo materiale contaminato da agenti chimici o altri fattori critici, è sufficiente predisporre delle vasche in cui accumulare il materiale senza alcun trattamento preliminare. La Tabella 1.1 riporta le coordinate del sito estrattivo e della relativa discarica.

Tabella 1.1 - Coordinate in UTM WGS 84 19S punto di estrazione e relativa discarica

Punto di interesse	Coordinate
Punto estrattivo	34°4'2.80''S 70°48'43.30''W
Discarica	34°3'59.93''S 70°48'43.12''W

La Figura 1.1 riporta i dettagli del Datum topografico impiegato, mentre la Figura 1.2 riporta la posizione tramite immagine satellitare della posizione [1] dove sono ubicati il sito estrattivo e la relativa discarica.

Projected Coordinate System:
Name: WGS_1984_UTM_Zone_19S
Projection: Transverse_Mercator
False_Easting: 500000,0
False_Northing: 10000000,0
Central_Meridian: -69,0
Scale_Factor: 0,9996
Latitude_Of_Origin: 0,0
Linear Unit: Meter (1,0)

Geographic Coordinate System: GCS_WGS_1984
Angular Unit: Degree (0,0174532925199433)
Prime Meridian: Greenwich (0,0)
Datum: D_WGS_1984
Spheroid: WGS_1984
Semimajor Axis: 6378137,0
Semiminor Axis: 6356752,314245179
Inverse Flattening: 298,257223563

Figura 1.1 - Datum coordinate punto di estrazione

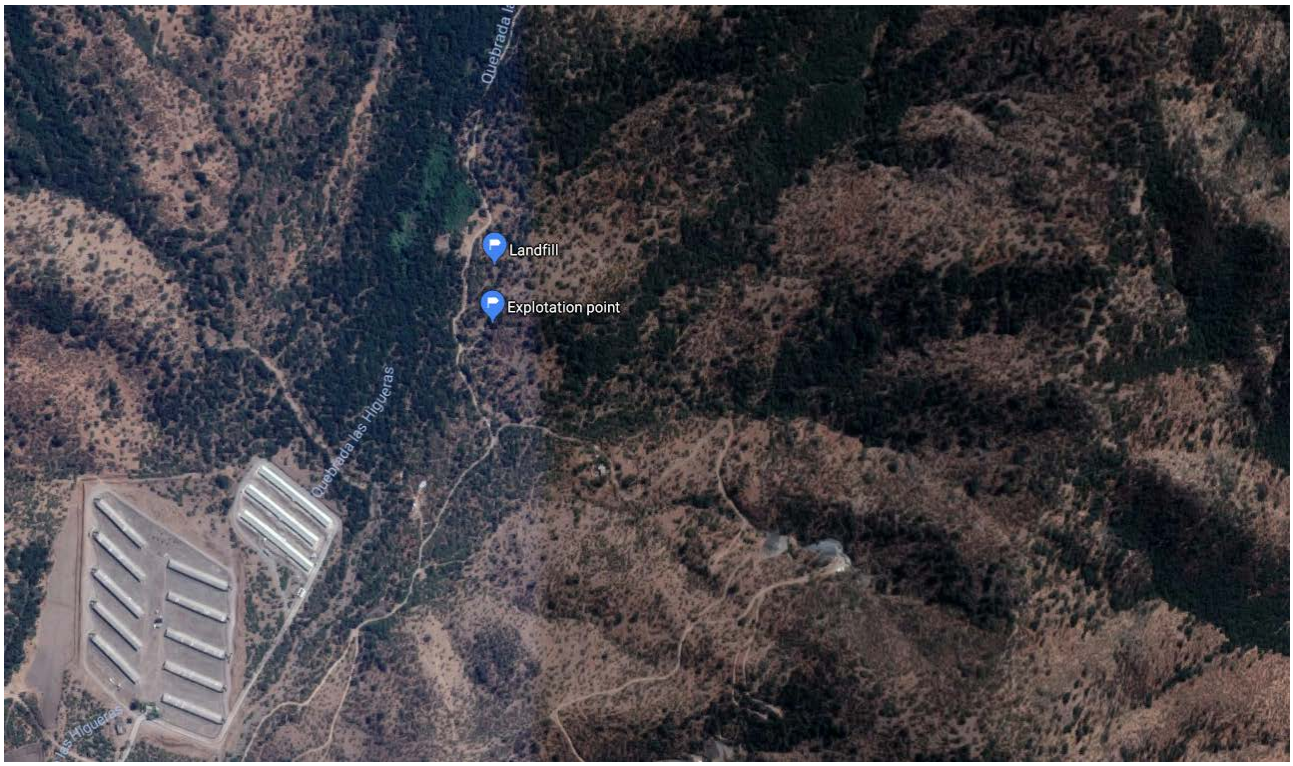


Figura 1.2 - Posizione punto estrattivo

Come si osserva in Figura 1.2, il sito è sufficientemente lontano da centri abitati o obbiettivi strategici come ferrovie, aeroporti, autostrade o attività industriali, pertanto non sono stati previsti, in quanto non

necessari, né il monitoraggio delle vibrazioni indotte dall'uso dell'esplosivo né studi relativi all'individuazione della massima carica per ritardo. Uno studio sito-specifico della propagazione delle vibrazioni richiederebbe attrezzature specifiche. Gli impianti presenti nei pressi del sito di estrazione (visibili in Figura 1.2), sono limitati ad un allevamento, che si trova comunque a debita distanza di sicurezza, per cui non sussistono problemi di *fly rocks* e vibrazioni.

Non esiste una strada asfaltata che colleghi la vicina città di Rancagua al sito di estrazione. È invece presente una pista con pietre e altri tipi di macerie: ciò comporta diverse difficoltà logistiche, tra cui si citano le seguenti:

- Il materiale estratto deve essere rimosso utilizzando macchine con dimensioni adeguate al volume di roccia da trasportare e allo stato della strada, in quanto la discarica è situata a distanza di circa 70 m dal sito di estrazione;
- È necessaria la rimozione preliminare della copertura vegetale: questa operazione comporta l'eliminazione di alcune specie protette, per cui deve essere pianificato un reimpianto di tali specie in altri siti, in seguito alla vigente legge cilena [3] ;
- È necessaria la regolarizzazione delle superfici esterne della miniera, al fine di garantire la stabilità del pendio e la sicurezza degli operatori;
- Poiché l'obiettivo del progetto è solo di ricerca, deve essere ribadito che la roccia estratta non è destinata ad alcun trattamento ma viene conferita a discarica. Grazie all'assenza di materiale inquinato da agenti chimici o altri fattori, è sufficiente prevedere delle vasche di raccolta di adeguata dimensione senza alcun trattamento preliminare;
- La sicurezza degli operatori rimane in ogni caso il punto di maggior sensibilità e pertanto, durante la progettazione dell'attività di scavo, i fattori di sicurezza previsti sono stati appositamente innalzati a 2 (contrariamente a quanto accade in normali attività estrattive, dove sarebbero sufficienti valori di 1.5) a fronte di maggiori costi ma ottenendo così un ambiente dove operare in tranquillità.

1.3 Geomorfologia

Il presente paragrafo ha lo scopo di descrivere la geologia del sito preso in esame ai fini del progetto, il cui esecutore è la Università Adolfo Ibáñez.

1.3.1 Inquadramento del problema e dati disponibili

A causa delle limitate risorse con cui il progetto è finanziato, non è possibile condurre sondaggi esplorativi, in quanto questi presentano un costo molto elevato; pertanto si è effettuato un inquadramento geomorfologico impiegando i dati delle vicine miniere del distretto di Chancòn. La valutazione e il confronto sulla base dell'ubicazione del deposito rispetto alle miniere più vicine ad esso hanno pertanto consentito di estrapolare i possibili dati geologici di interesse.

Si specifica che questo studio è stato reso possibile dalle informazioni tratte dalla libreria SERNAGEOMIN e dalla libreria digitale SONAMI [2].

Lo studio geologico di esplorazione avviene nella maggior parte dei casi tramite sondaggi a carotaggio da cui si ottengono campioni che vengono recuperati e inviati ad un laboratorio per l'analisi geochimica e geomeccanica, per ricavare i dati necessari per la progettazione.

La realizzazione di questa attività corrisponde ad un investimento che si presume venga effettuato da parte di una società (nel presente caso la Universidad Adolfo Ibañez), in quanto un progetto minerario ha come obbiettivo lo sfruttamento di una risorsa naturale in termini economici vantaggiosi. Tuttavia, per il caso in studio che, come segnalato più volte, ha carattere puramente accademico senza scopo di lucro, non si disponeva dei fondi necessari per eseguire la prassi di uso comune appena descritta e, pertanto, si sono effettuati studi basati su stime geologiche realizzate in luoghi vicini. Nel presente caso, l'effettuazione di tale studio è stata applicabile grazie ai dati precedentemente raccolti da diverse società che possiedono un deposito minerario vicino al sito di interesse.

Le coordinate che identificano l'ubicazione del sito di estrazione e la superficie dove insiste il deposito sono riportate in Tabella 1.2.

Tabella 1.2 - Coordinate UTM punto di estrazione e limiti area estrattiva

	E	N	Z
	[m]	[m]	[m]
Extracion point	333158	6229785	550
Area	322726	6228826	540
	322825	6228989	590

Il sito in esame si trova nel distretto di Chancòn, un settore caratterizzato dalla presenza di diverse aree minerarie in cui si concentrano giacimenti di rame e oro. Ciò comporta un'alta probabilità di rivelare vene di questi minerali.

Nell'opera "El distrito minero de Chancón, VI región: aspectos geológicos y mineros, reservas y recursos minerales" dell'autore Carlos Portigliati, elaborato nel 2005, viene mostrata la totalità delle miniere situate nel distretto minerario, di cui è stato effettuato uno studio di riserva per ciascun caso. Tale studio include anche la compilazione di alcuni piani stilati da diversi geologi e ingegneri minerari; queste informazioni coprono il periodo 1970-2005.

Dal piano Mappa del settore geochimico dei sedimenti regione Chancòn VI (scala 1: 50.000), si osserva che nel quadrante N 6229900, E 322800, è presente una concentrazione di rame. La menzione a questo quadrante è dovuta all'estrema vicinanza al punto di estrazione del deposito del progetto minerario oggetto di studio.

La Figura 1.3 permette di apprezzare la localizzazione del sito di estrazione oggetto del progetto (punto blu sulla mappa); inoltre le frecce e le relative etichette in Figura 1.3 sono definite come segue:

a) Il settore verde chiaro è classificato come lave andesitiche di tessitura porfirica e amigdaloide con alterazione della calcite, epidoto, tra gli altri, a forma di mandorla;
b) Vicino al sito di estrazione, zona classificata come litotipo di alterazione indefinita, potrebbe essere presente un'alterazione del tipo argilloso, ovvero caratterizzato dalla presenza di caolinite e/o montmorillonite. Esiste la possibilità che si tratti di un'alterazione di tipo fillica, ovvero caratterizzata dallo sviluppo di sericite e quarzo secondario;
c) Il settore rappresentato in rosso è definito come dighe, scogliere e corpi irregolari di composizioni intermedie o acide con biotite e/o anfibolo (gruppo di minerali della classe dei silicati);
d) È il settore denominato "Cajón de la Viña", ed è classificato come depositi situati ai piedi delle pendici e dei burroni, dove tali depositi formano coni di deiezione (un modello fluviale con pendenza);

e) È il settore leggermente più lontano dal sito di estrazione ed è definito da cupole subvulcaniche su estrusioni di roccia di porfido con massa fondamentalmente vetrosa.

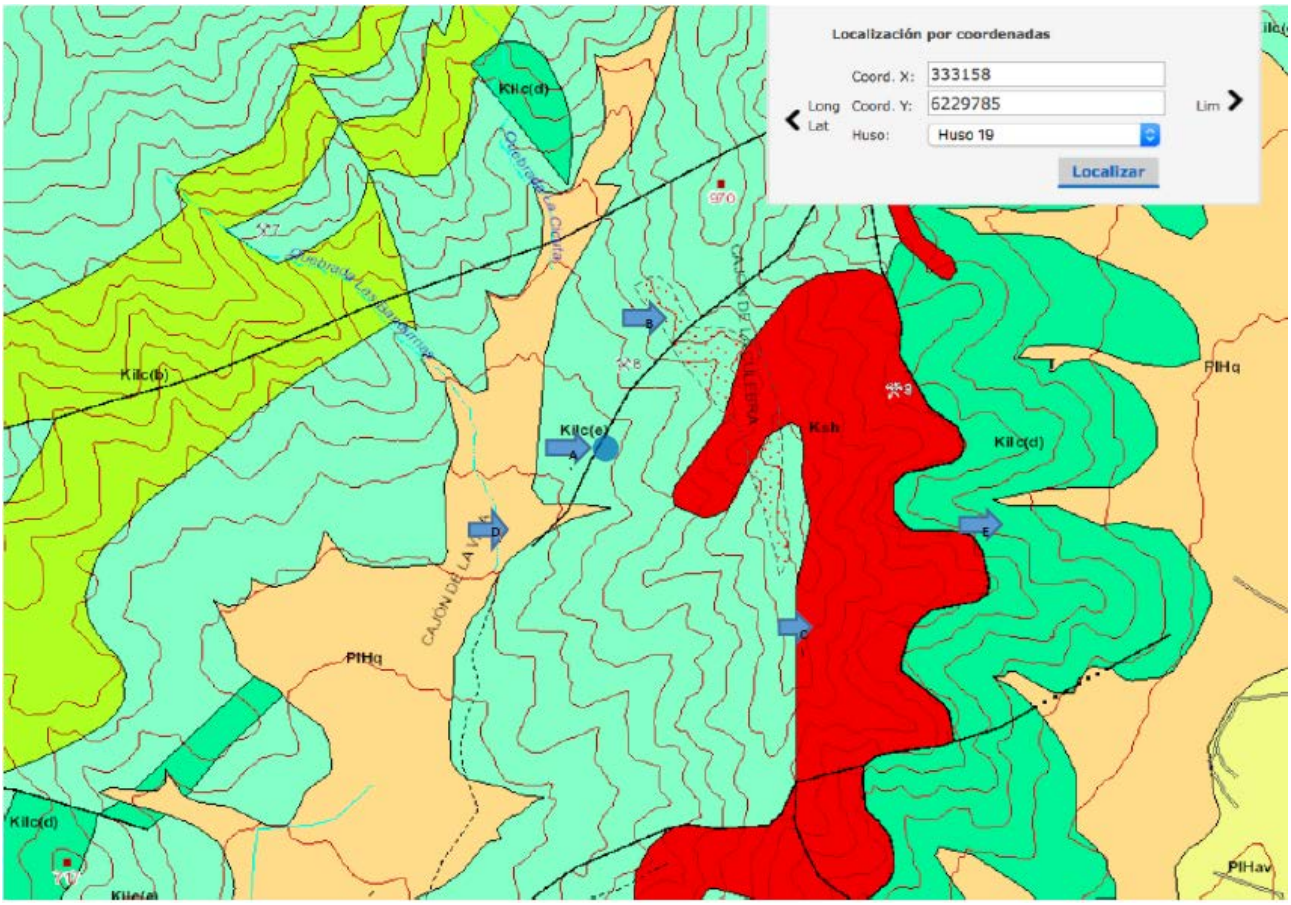


Figura 1.3 - Mappa geologica del punto di estrazione, ArcGis. SERNAGEOMIN

1.3.2 Caratteristiche topografiche e geologiche Punto di Estrazione

Utilizzando gli strumenti ArcGIS e il visualizzatore grafico di Google Earth messi a disposizione da SERNAGEOMIN sul proprio portale web, è possibile accedere alla geologia dell'area di interesse.

La Figura 1.4 mostra la posizione del sito di estrazione (le cui coordinate sono riportate in Tabella 1.2) e la proiezione in superficie del tracciato della futura galleria. In questo modo si ottiene il profilo verticale che consente di analizzare le differenti quote dove ubicare il portale della miniera.

Grazie agli strumenti sopra citati, è possibile ricavare il profilo altimetrico dell'area di interesse e in particolare la copertura che insiste sulla futura galleria (Figura 1.5). In particolare, la Figura 1.5 evidenzia come il sito di estrazione si trovi ad una quota di 550 m s.l.m. ad una pendenza pari a 16.5%. Si deve tener conto del fatto che a tale livello in altri giacimenti è possibile trovare corpi mineralizzati, con la presenza di alcuni solfuri primari quali calcopirite, arsenopirite e pirite, che sono i più comuni in questi settori.

Il tracciato del tunnel si estende per 1.74 km e la geologia è classificata in zone in base all'era geologica di formazione. La Figura 1.6 riporta tale classificazione.

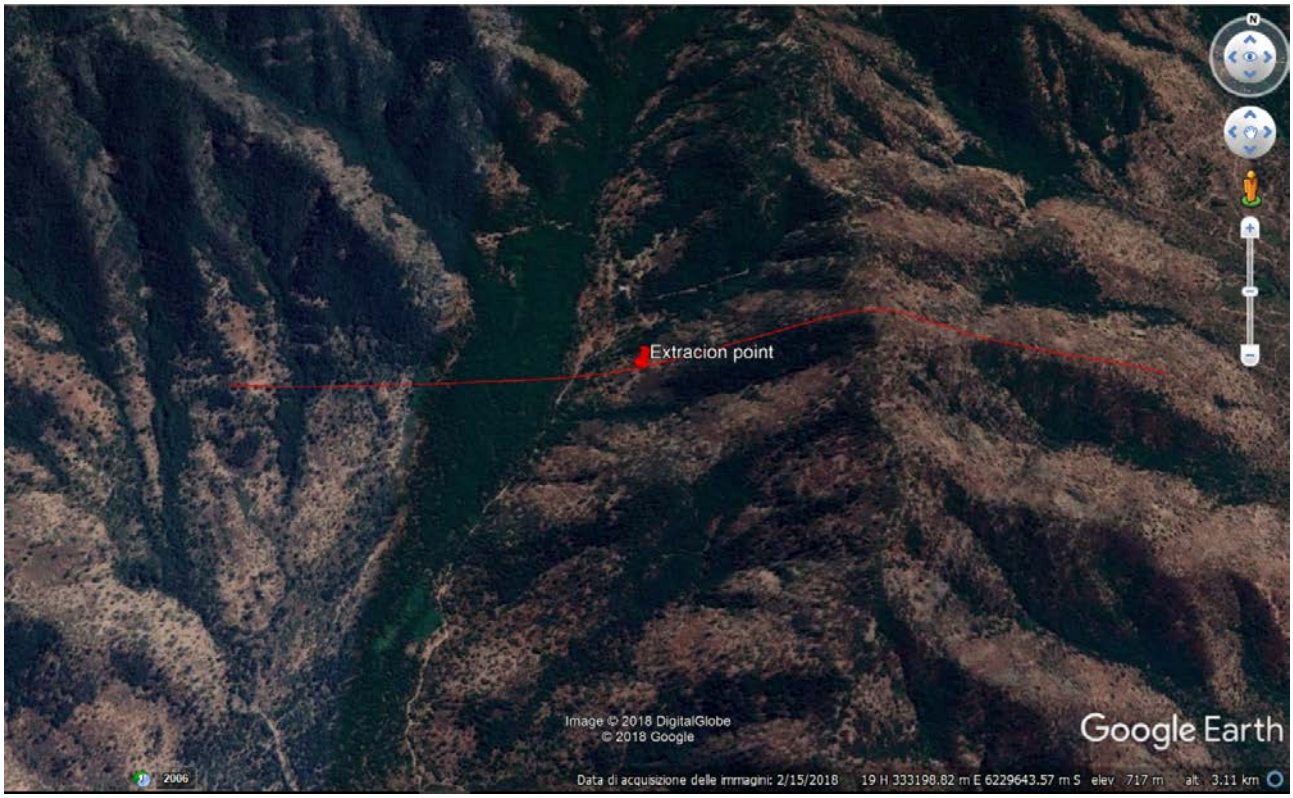


Figura 1.4 - Tratto lineare della galleria, vista in superficie

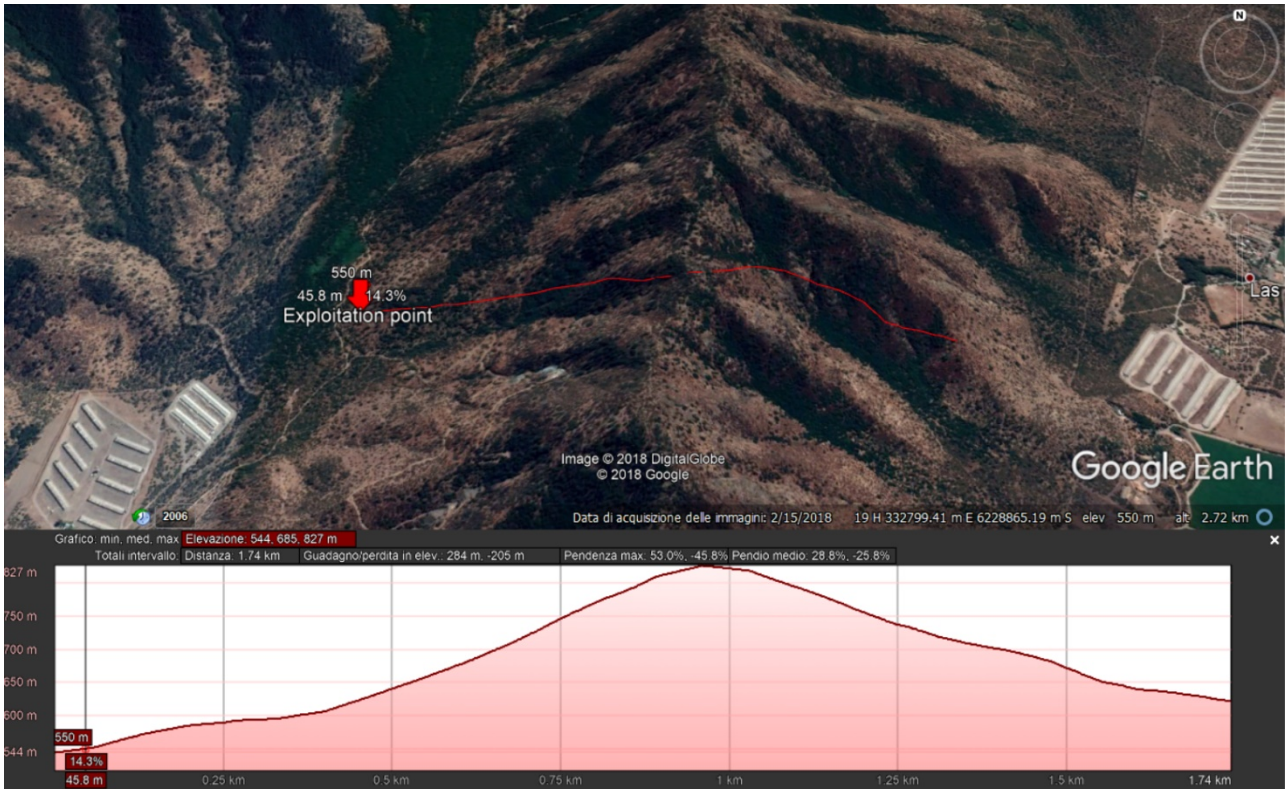


Figura 1.5 - Profilo altimetricodella galleria

Figura 1.6 – Profilo verticale e classificazione in base all'era geologica di formazione.

In particolare, la Figura 1.6 permette di apprezzare quanto segue:

1. La zona P1Hq corrisponde ai depositi sedimentari che si trovano ai piedi delle pendici e dei burroni (in questa zona si trova il torrente Las Higueras), in cui è identificata la casella La Viña, dove si stima un'età geologica risalente al Quaternario. Da qui si può ipotizzare un arricchimento supergenico formatosi dalla sedimentazione non consolidata di depositi, zone con presenza di oro in forma di pepite.
2. La zona Kilc(e) corrisponde a lave andesitiche (vulcaniche) di tessitura porfirica, risalenti al Cretaceo. In questa zona, il punto di estrazione o la miniera sperimentale si trova ad un'altitudine di 550 m s.l.m. e a una distanza in linea d'aria di 427 m dal portale.
3. La zona Ksh ha un'origine intrusiva antica, di formazione sub-vulcanica e composizione acida caratterizzata dalla presenza di anfiboli e biotite, risalente al Cretaceo superiore. In questa area è possibile indentificare la formazione di una faglia inversa, contro la zona Kilc(d).
4. La zona Kilc(d) presenta strutture caratterizzate da cupole subvulcaniche e dominio con estrusioni di rocce porfiriche a tessitura vetrosa, corrispondenti al Cretaceo inferiore. Questa area è sotto la zona intrusiva di Ksh, la quale, nonostante sia classificata con età inferiore, appare chiaro debba avere almeno alcuni strati di età similare.

La definizione di ciascuna delle zone geologiche consente di apprezzare maggiormente ciò che è possibile riscontrare nel luogo in cui verrà costruita la miniera sperimentale. Queste classificazioni sono del tutto speculative: per esempio, è possibile menzionare l'esistenza di vene in prossimità al punto di estrazione, ma finora sono state trovate solo in punti definiti o presso altre miniere (La Perra e La Culebra).

Poiché, prima della realizzazione della prima volata, è necessario rimuovere lo strato vegetale per raggiungere l'ammasso roccioso dove verrà ubicata la futura miniera, è opportuno ottenere ulteriori informazioni relative alla geologia.

Infine, la Figura 1.7 mostra il layout della geologia della collina, la posizione del portale e il tracciato della galleria.

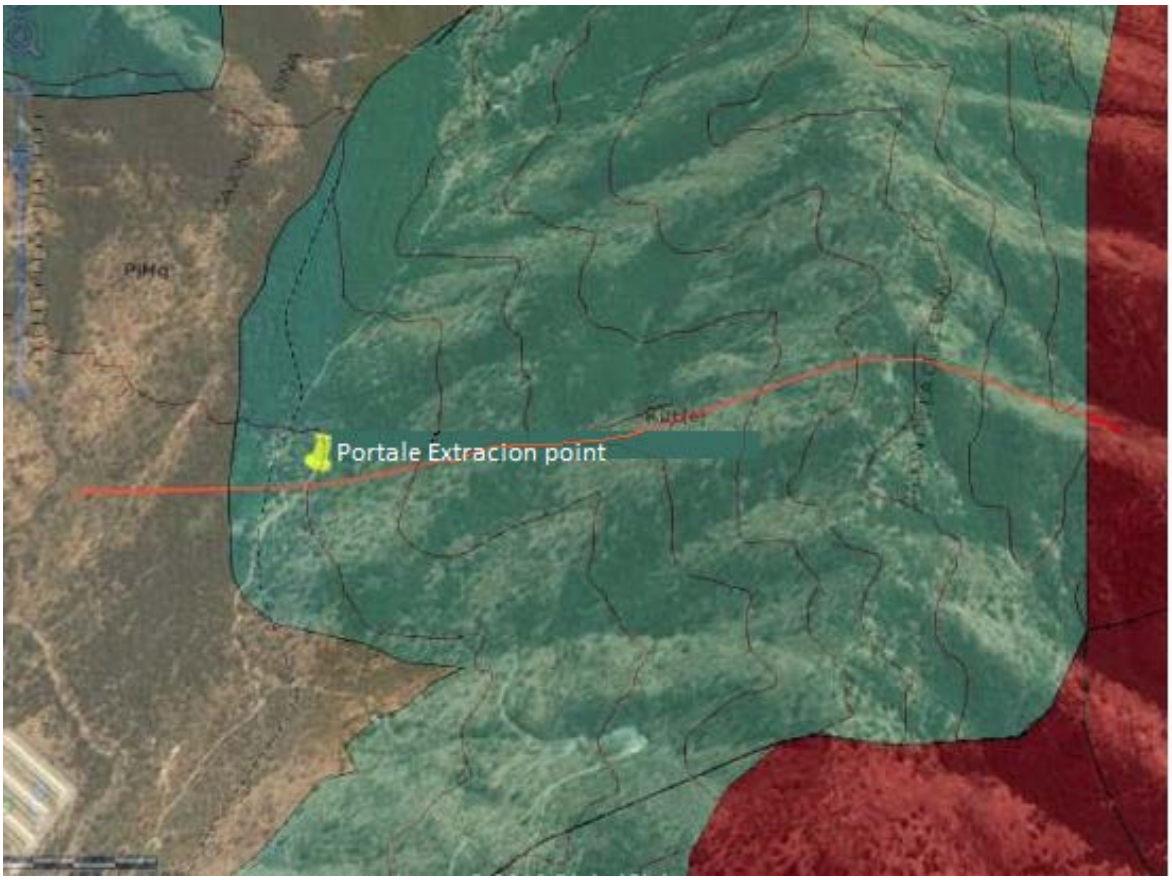


Figura 1.7 - Posizione portale, tracciato del tunnel e relativa geologia

Prevedendo uno sviluppo totale di 100 m di tunnel in direzione NE, è possibile dedurre che la totalità della galleria è situata nella zona geologica Kilc(e), escludendo l'interessamento della zona Ksh, in quanto posta a 650 m dal portale.

2 MODELLO GEOMETRICO

La realizzazione di un modello geometrico si rende indispensabile per comprendere l'andamento naturale del colle e quindi effettuare la migliore scelta dal punto di vista ingegneristico per quanto attiene agli elementi strutturali e ai rischi cui si sottopone l'ambiente estrattivo.

Per la realizzazione di tale modello sono stati sviluppati i seguenti punti:

- Realizzazione di un rilievo topografico;
- Implementazione dei dati raccolti in appositi software di calcolo.

Nei paragrafi successivi si entra nel merito della costruzione di tale modello.

2.1 Rilievo topografico

Nel seguito sono esposti la procedura, gli strumenti e i risultati ottenuti dal rilevamento topografico.

Le operazioni eseguite vengono svolte nei pressi del punto di estrazione al fine di creare un modello digitale del terreno sulla cui base è possibile fondare e motivare le scelte relative al cantiere sotterraneo.

Al fine di eseguire quanto più correttamente e con precisione adeguata la costruzione del modello geometrico, sono state impiegate le seguenti strumentazioni:

- N. 5 stazione totale, Theodist FTD05
- N. 5 prismi per stazione totale Theodist FTD05
- N. sufficiente di chiodi topografici
- N. 1 GPS Garmin etrex 20x
- N. 1 Livello TECNIX NA-32
- N. 1 Stadia
- N. 1 GPS geodetico.

La Figura 2.1 riporta la stazione totale Theodist FTD05 impiegata per lo svolgimento del rilievo topografico, mentre la Figura 2.2 mostra il GPS Garmin etrex 20x impiegato per la georeferenziazione dei dati. Si specifica che le cinque stazioni totali materializzano i punti cardine del rilievo e garantiscono una buona ricostruzione del modello del terreno.

Figura 2.1 - Stazione totale Theodist FTD05

Figura 2.2 – GPS Garmin etrex 20x

I principi su cui viene basato il rilievo topografico sono i seguenti:

1. Scelta di cinque caposaldi di riferimento, dove il punto intermedio vede il riferimento antecedente e successivo, caratteristica necessaria per una successiva compensazione;
2. Scelta delle aree da rilevare e infittimento del numero dei punti nei pressi dell'area di scavo;
3. Suddivisione dell'area in settori significativi (collina sopra il punto di estrazione, sentiero lungo il punto di estrazione e fianco sinistro di quest'ultimo);
4. Raccolta dei dati rilevati tramite stazione totale.

La procedura eseguita prende il nome di "*Rilievo Plano-Altimetrico*" e prevede le seguenti fasi:

1. Scelta del punto di posizionamento della stazione totale;
2. Messa in stazione della stazione totale secondo l'approccio da manuale [4];
3. Scelta di un punto di collimazione;
4. Messa in stazione del prisma sul punto da collimare (scelto nel passo precedente);
5. Rilievo con stazione totale delle coordinate in appropriato sistema di riferimento;
6. Ripetere le operazioni dal punto 3 al punto 5 fino ad ottenere un adeguato numero di punti topografici.

Dalla Figura 2.3 alla Figura 2.6 si riportano alcuni dettagli delle operazioni svolte durante il rilievo topografico e la georeferenziazione.

Con i passaggi appena descritti è stato possibile raccogliere dati sufficienti a realizzare uno studio topografico adeguato, da cui è stato ricostruito il modello digitale del terreno, tramite l'implementazione di diversi software, tra cui si citano:

- AutoCad 2018, prodotto da Autodesk
- ArcMap 10.4.1, prodotto da ArcGIS
- ArcScene 10.4.1, prodotto da ArcGIS

Per quanto attiene ai risultati ottenuti dalle operazioni di rilievo topografico e alle caratteristiche tecniche della strumentazione impiegata, si rimanda agli Allegato 1 a Allegato 7

Nei paragrafi successivi si entra nel merito della elaborazione dei dati ottenuti.

Figura 2.3 - Dettaglio uso stazione totale e prisma

Figura 2.4 - Punto base stazione totale (uno di cinque)

Figura 2.5 - Dettaglio uso prisma per stazione totale

Figura 2.6 - Dettaglio uso GPS

2.2 Ricostruzione topografia tramite software AutoCad 2018

Le Figura 2.7 e la Figura 2.8 mostrano il rilievo ottenuto nelle diverse viste, tramite software CAD.

Come si nota in Figura 2.7, si evidenzia un accrescimento regolare della quota in direzione Est, mentre in direzione Ovest le curve di livello non risultano distribuite in modo altrettanto regolare. Inoltre, nella posizione centrale della Figura 2.7 si osservano degli infittimenti delle curve: ciò si giustifica col fatto che in tale posizione sono state registrate attività estrattive artigianali, pertanto il profilo non è ben delineato e regolare dal punto di vista topografico.

Figura 2.7 - Visualizzazione planimetrica del rilievo effettuato

In Figura 2.8 si osserva la ricostruzione tridimensionale dell'area investigata, con i percorsi evidenziati in rosso e in blu che mostrano rispettivamente il sentiero conducente al punto estrattivo e al fronte di scavo abbandonato.

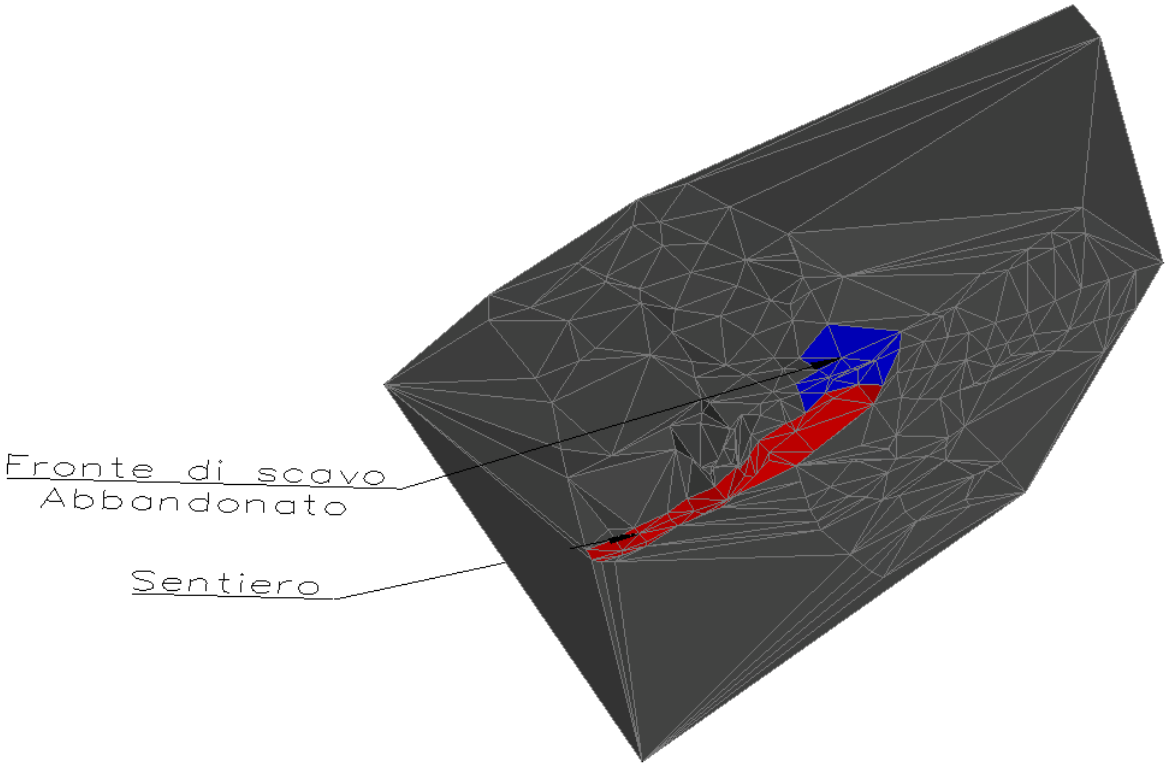


Figura 2.8 - Visuale 3D rilievo effettuato

La Figura 2.9 rappresenta l'idea progettuale per lo sviluppo della miniera sperimentale, in particolare si può apprezzare la presenza delle seguenti porzioni: portale di ingresso, scavo principale, fornello (via di evacuazione e di ventilazione), deposito degli esplosivi e dei detonatori, magazzini per la perforatrice e altri utensili e infine due tunnel esplorativi a scopo di ricerca geomeccanica e di detonazione (caratterizzazione degli esplosivi).

Per ragioni di allontanamento delle acque meteoriche e di utilizzo all'interno della miniera, si è deciso di imporre una pendenza allo scavo di 5°: tale gradiente si può meglio apprezzare in Figura 2.10, che rappresenta la sezione laterale dove si svolgerà l'attività estrattiva e di ricerca accademica.

Infine, la Figura 2.11 propone un'ulteriore vista del caso studio, offrendo una migliore visuale delle strutture che andranno a costituire la miniera sperimentale.

La Tabella 2.1 riporta i dati geometrici fondamentali della futura miniera.

Tabella 2.1 - Principali caratteristiche geomeccaniche delle opere da realizzare

Portale	Lunghezza	[m]	5
	Sezione	[m]	3 x 3
	Area	[m^2]	8.1
Scavo principale	Lunghezza	[m]	100
	Sezione	[m]	3 x 3
	Area	[m^2]	8.1
Deposito esplosivi	Lunghezza	[m]	36
	Sezione	[m]	2.5 x 2.5
	Area	[m^2]	6.3
Tunnel esplorativi (cada uno)	Lunghezza	[m]	12
	Sezione	[m]	2.5 x 2.5
	Area	[m^2]	6.3
Magazzini (cada uno)	Lunghezza	[m]	5
	Sezione	[m]	2.5 x 2.5
	Area	[m^2]	6.3
Fornello 1	Lunghezza	[m]	7
	Diametro	[m]	2.5
	Area	[m^2]	19.6
Fornello 2	Lunghezza	[m]	30
	Sezione	[m]	2.5
	Area	[m^2]	19.6

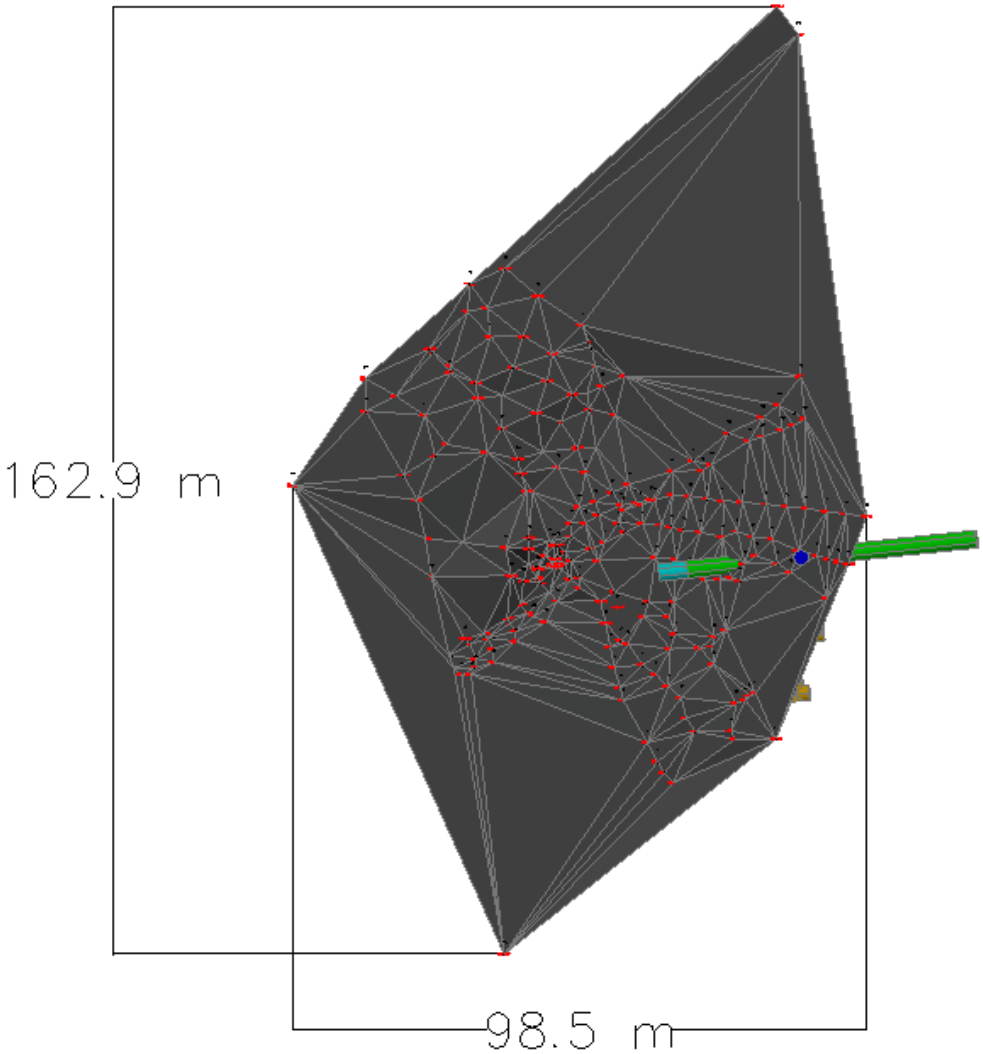


Figura 2.9 – Vista in pianta dello sviluppo della miniera sperimentale

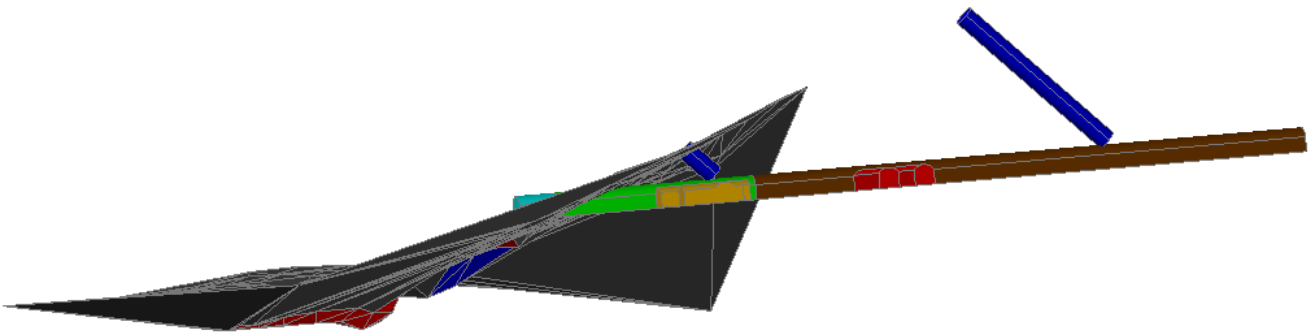


Figura 2.10 - Vista laterale del caso oggetto di studio

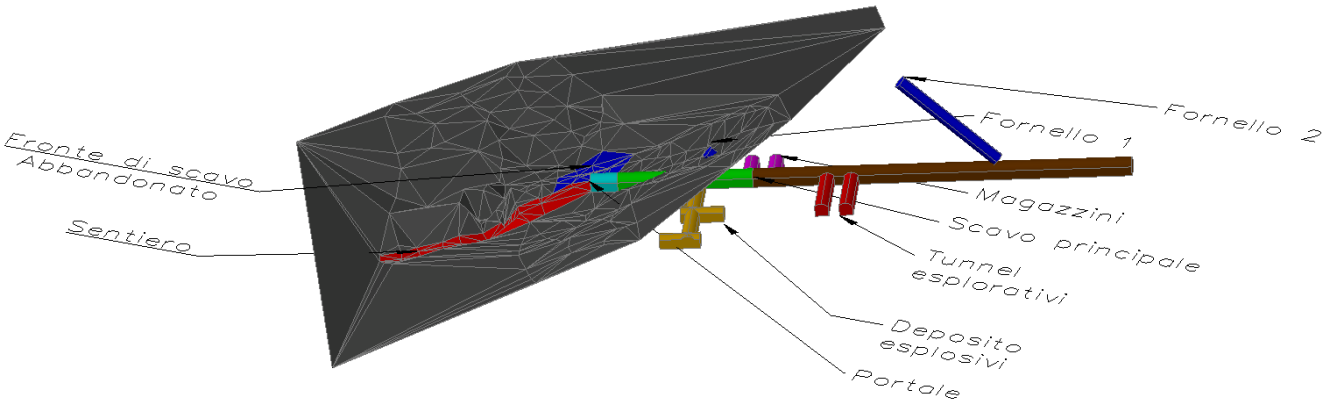


Figura 2.11 - Vista in tre dimensioni del caso oggetto di studio

2.3 Ricostruzione topografica tramite software ArcGis

Sono nel seguito illustrate le fasi sviluppate per la ricostruzione digitale del terreno tramite i software ArcMap 10.4.1 e ArcScene 10.4.1, entrambi prodotti dalla casa ArcGIS. Tramite i software appena citati, sono state svolte le seguenti indagini:

1. Creazione del *Digital Terrain Model* (DTM);
2. Ricostruzione delle linee di livello;
3. Ricostruzione della pendenza dell'area di investigazione;
4. Esposizione dell'area;
5. Variazione durante un mese dell'illuminazione;
6. Ricostruzione della curvatura dell'area.

Si precisa che l'indagine attraverso il software ArcMap 10.4.1 è impiegata per un'analisi 2D per poi essere affinata tramite il software ArcScene 10.4.1 in tre dimensioni.

Con la procedura e i dati raccolti (vedasi Allegato 7), come descritto al paragrafo 2.1, si è cercato di costruire un modello digitale del terreno, tramite software ArcGIS: tuttavia il numero di dati, sebbene di qualità, non si è dimostrato sufficiente e il risultato non è pertanto soddisfacente (Figura 2.12).

Con queste premesse, quindi, è stata effettuata un'interpolazione, in modo da procedere successivamente alle dovute elaborazioni.

In particolare, per superare la difficoltà legata all'insufficiente quantità di dati, si sono adottati diversi metodi interpolativi, scegliendo tra questi quello che meglio approssima la realtà studiata, ovvero il metodo denominato "*Natural neighbor*". Tale metodo è stato così definito da Chin-Shung Yang et al. [5].: "*The Natural Neighbor method is quite popular in some fields. Consider a set of Thiessen polygons (the dual of a Delaunay triangulation). If a new point (target) were added to the data set, these Thiessen polygons would be modified. In fact, some of the polygons would shrink in size, while none would increase in size. The area associated with the target's Thiessen polygon that was taken from an existing polygon is called the "borrowed area." The Natural Neighbor interpolation algorithm uses a weighted average of the neighboring observations, where the weights are proportional to the "borrowed area". The Natural Neighbor method does not extrapolate contours beyond the convex hull of the data locations (i.e. the outline of the Thiessen polygons)*"

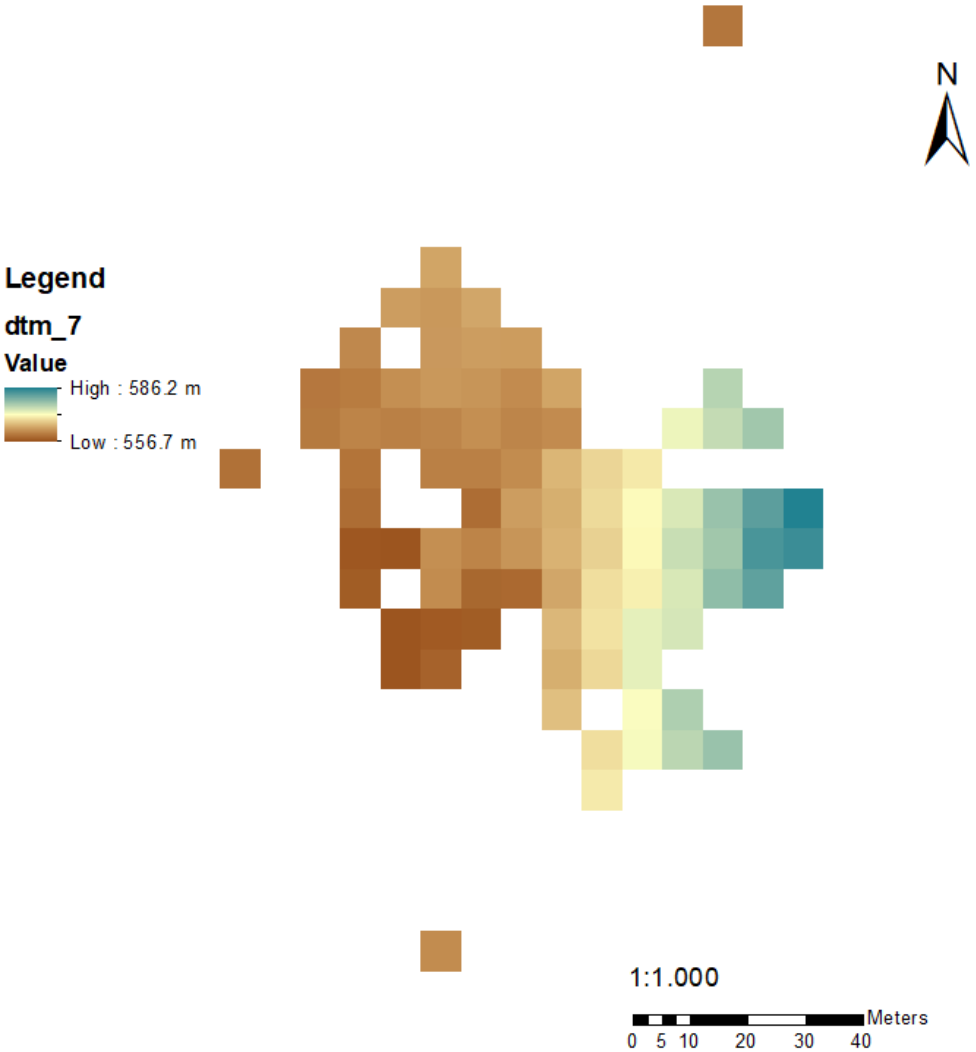


Figura 2.12 – DTM Punto di estrazione

Di seguito sono riportate le analisi in due dimensioni e tre dimensioni con i relativi commenti.

Il risultato della ricostruzione topografica con il metodo di interpolazione *Natural Neighbor* in due dimensioni è riportato in Figura 2.13, mentre la Figura 2.14 riporta la ricostruzione in tre dimensioni.

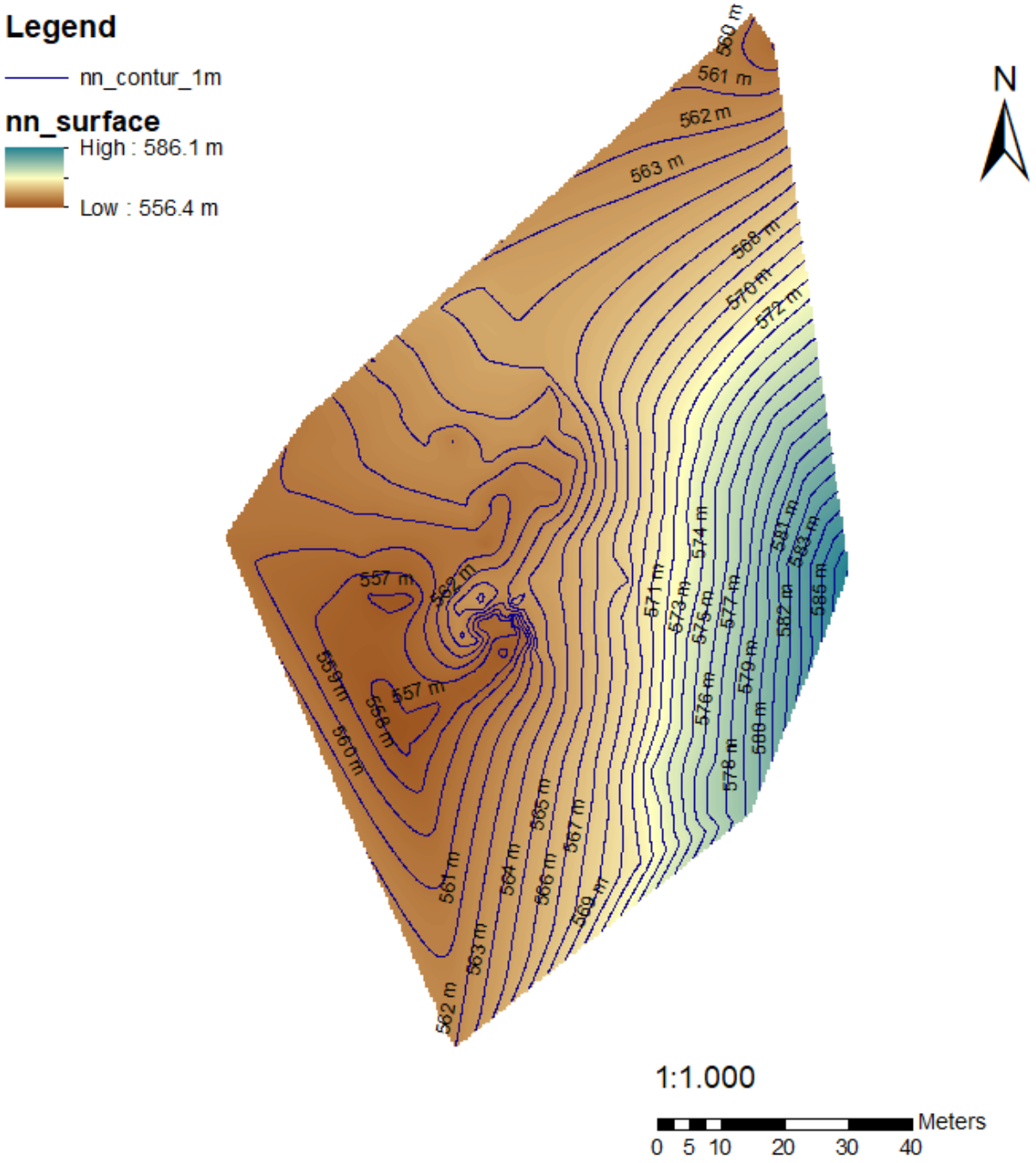


Figura 2.13 - Ricostruzione topografica in 2D della realtà studiata (Natural Neighbor)

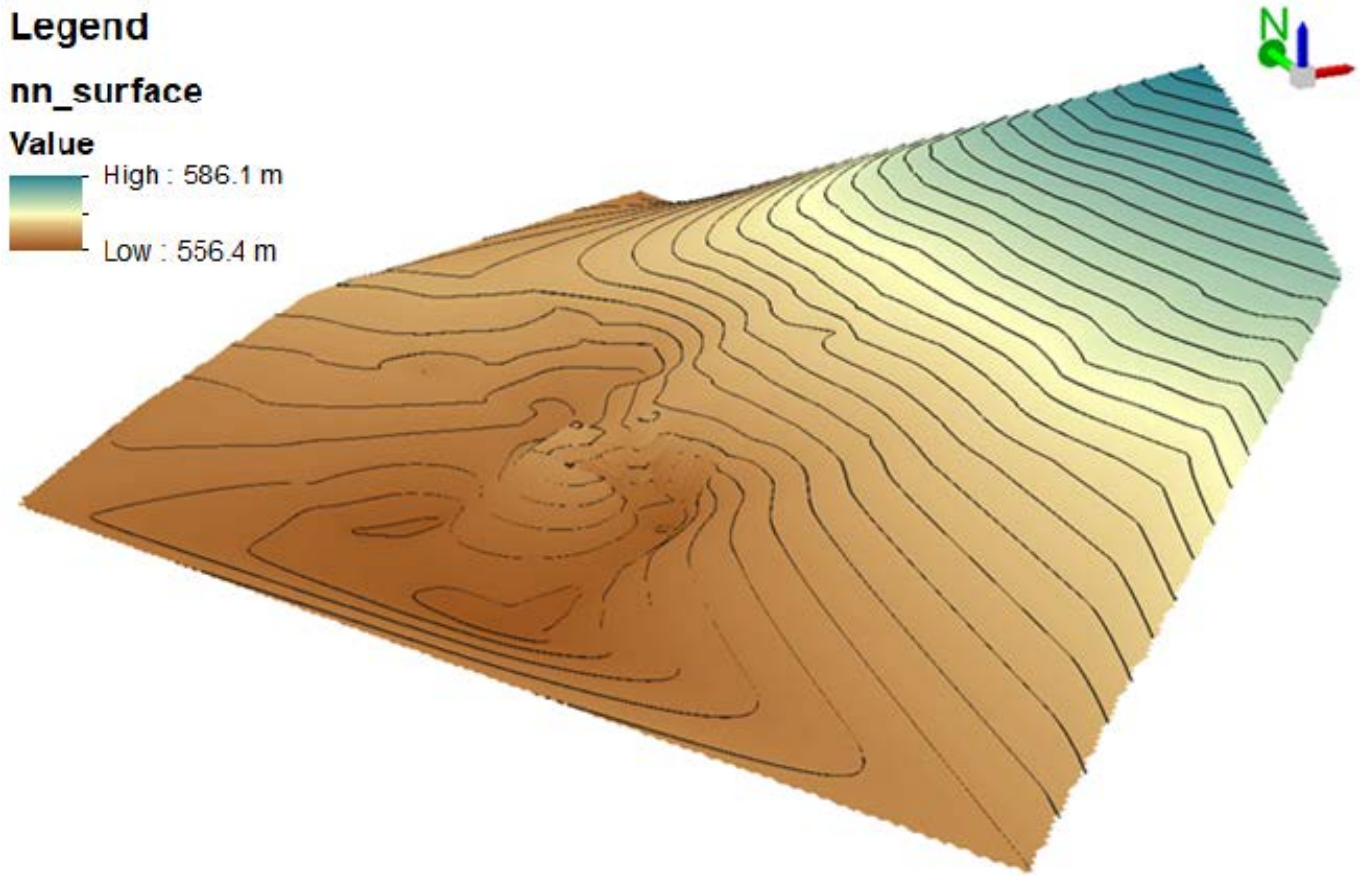


Figura 2.14 - Ricostruzione topografica in 3D della realtà studiata (Natural Neighbor)

Come si osserva in Figura 2.13 e in Figura 2.14, la realtà oggetto di studio presenta un'acclività piuttosto regolare e costante in direzione Est, mentre in direzione Nord si evidenziano asperità e irregolarità: queste sono dovute a precedenti attività estrattive (ora abbandonate) che hanno portato alla creazione di superfici piuttosto irregolari. Per quanto riguarda la direzione Ovest, la superficie risulta approssimativamente piana e regolare rendendo quindi complicata la creazione di un tunnel.

La Figura 2.15 e la Figura 2.16 riportano la ricostruzione delle pendenze in due e tre dimensioni rispettivamente e, come si può notare, le maggiori pendenze vengono raggiunte in corrispondenza della direzione Nord, ovvero del fronte di scavo creato dalla attività mineraria ora abbandonata; inoltre si evidenziano irregolarità della superficie. In direzione Est si osserva una pendenza all'incirca costante di 20°÷25° che offre buone condizioni al contorno per uno scavo di galleria. In direzione Ovest si ritrova una superficie con pendenza pressoché trascurabile, condizione che rende difficile la realizzazione di uno scavo in sotterraneo nelle condizioni attualmente rappresentate.

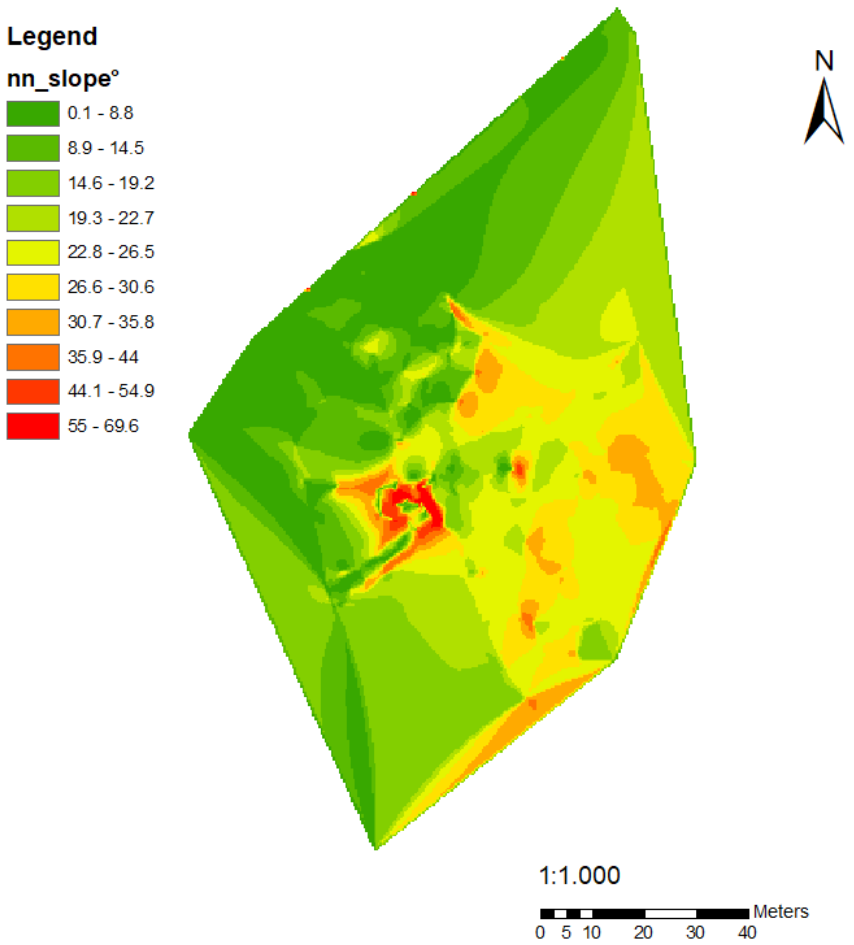


Figura 2.15 – Ricostruzione bidimensionale delle pendenze nella realtà studiata (Natural Neighbor)

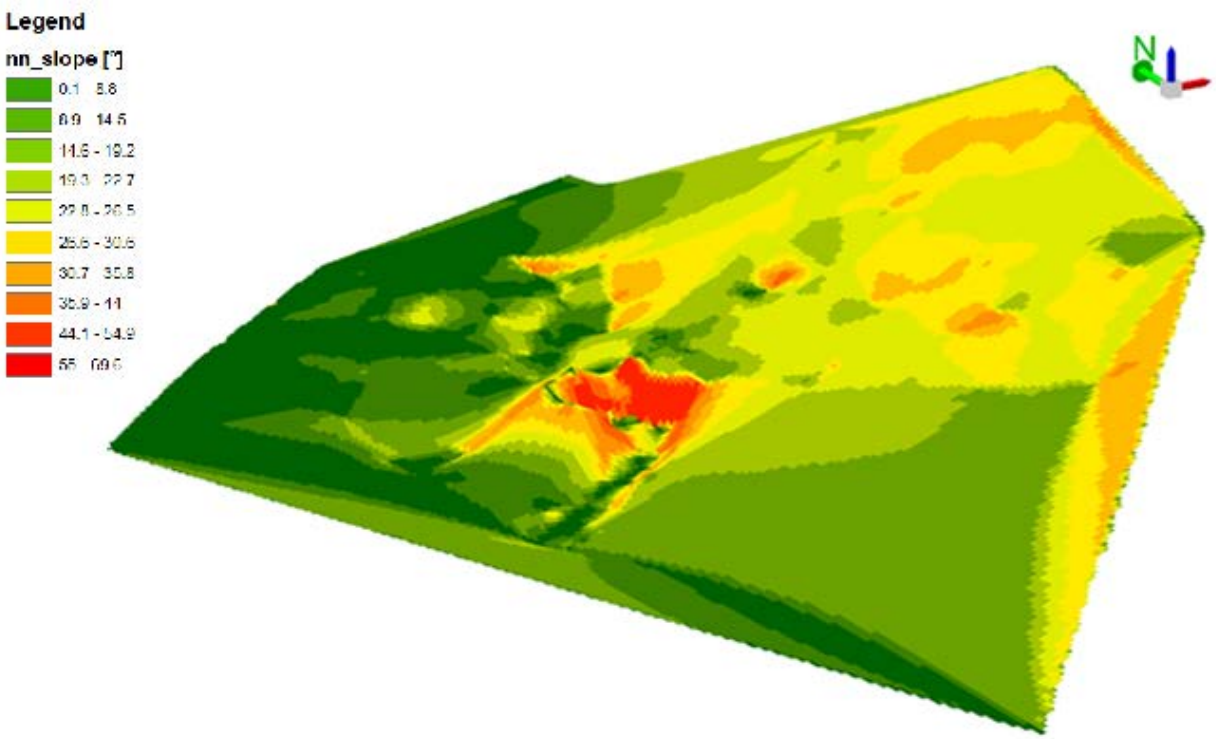


Figura 2.16 - Ricostruzione tridimensionale pendenze realtà studiata (Natural Neighbor)

La Figura 2.17 - Figura 2.19 riportano rispettivamente l'esposizione e l'illuminamento dell'area oggetto di studio in due e tre dimensioni.

Si evince che il settore Ovest è chiaramente esposto a Ovest, ricevendo un'illuminazione modesta durante le prime ore del giorno ma comunque soggetta ad un regolare aumento nel corso della giornata. Questo aspetto permette agli operatori di lavorare in condizioni di comfort luminoso durante il turno lavorativo, senza la necessità di prevedere un impianto di illuminazione artificiale.

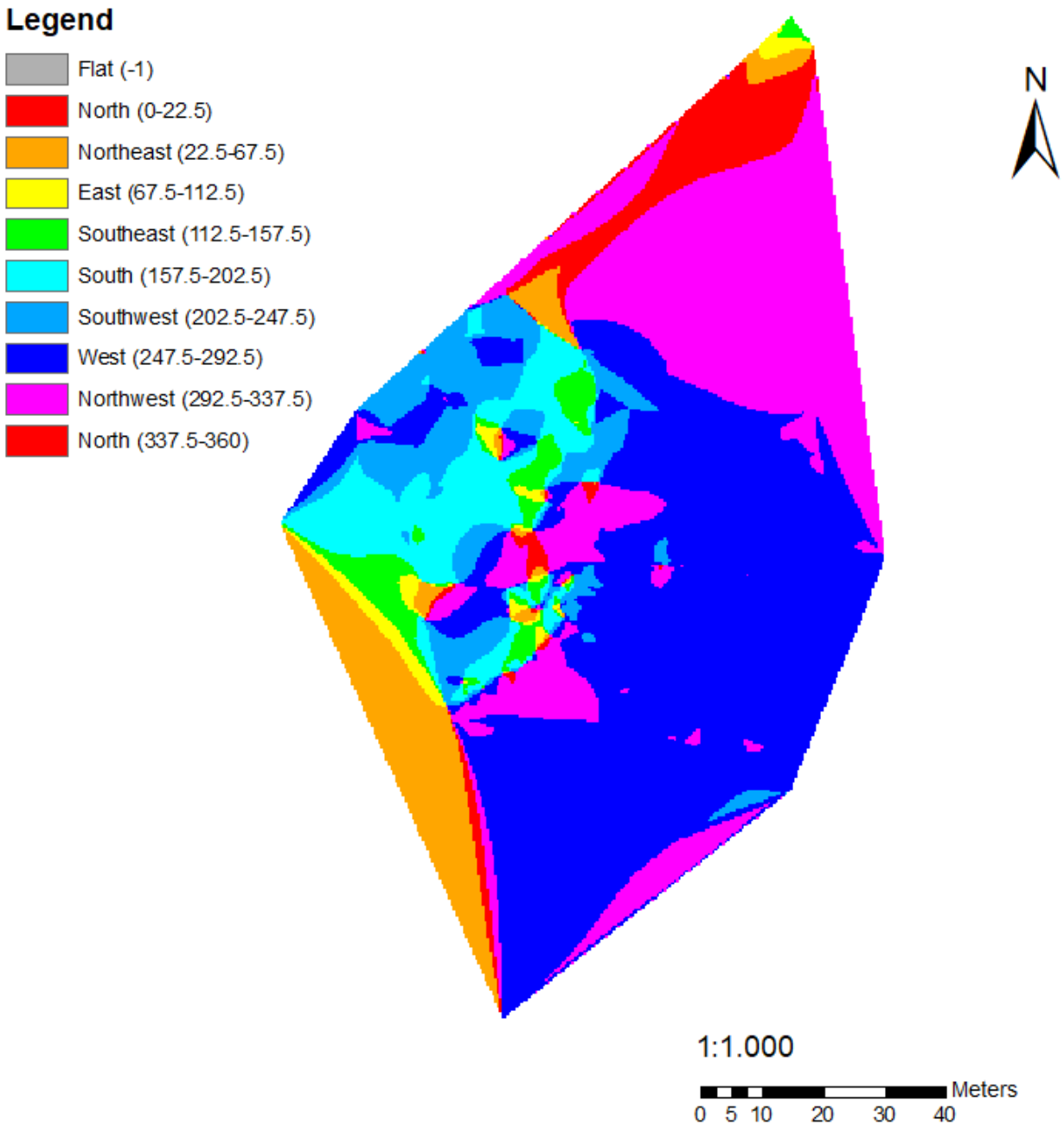


Figura 2.17 - Ricostruzione esposizione realtà studiata (Natural Neighbor)

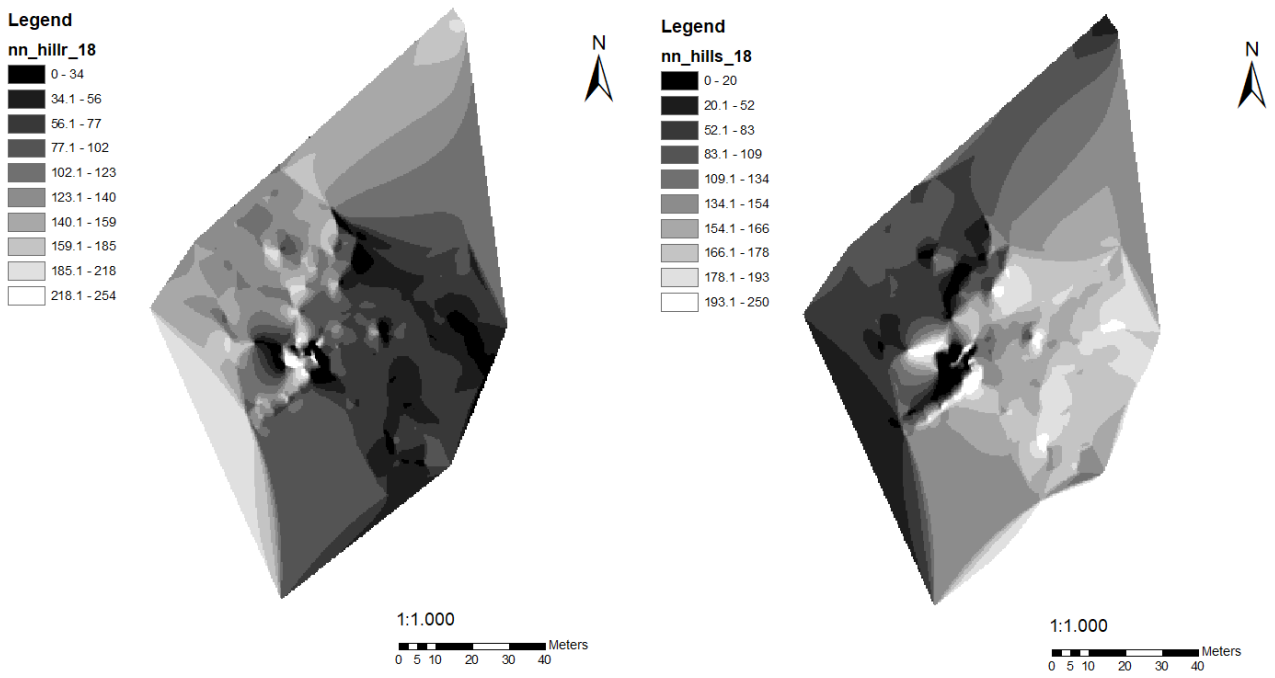


Figura 2.18 – Ricostruzione bidimensionale illuminamento 1 agosto realtà studiata (Natural Neighbor)

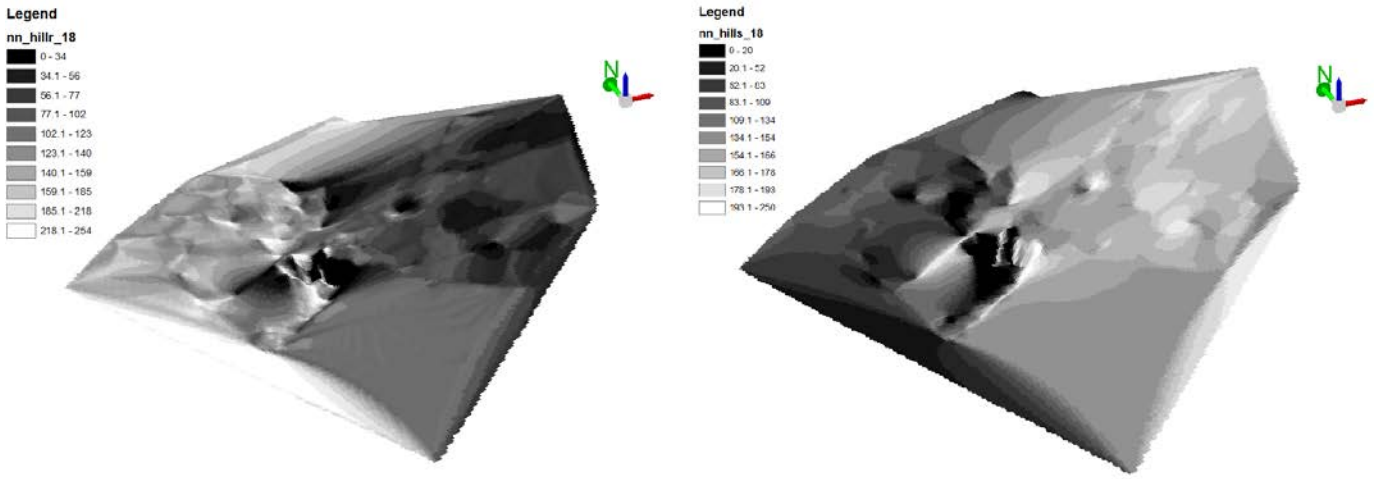


Figura 2.19 – Ricostruzione tridimensionale illuminamento 1 agosto realtà studiata (Natural Neighbor)

Infine, la Figura 2.20 e la Figura 2.21 rappresentano la curvatura dell'area di studio.

L'area nei pressi della futura zona estrattiva risulta particolarmente interessante, in quanto è caratterizzata da valori di curvatura pressoché positiva, rappresentando pertanto una superficie convessa. Ciò comporta una condizione favorevole per lo scorrimento delle acque meteoriche.

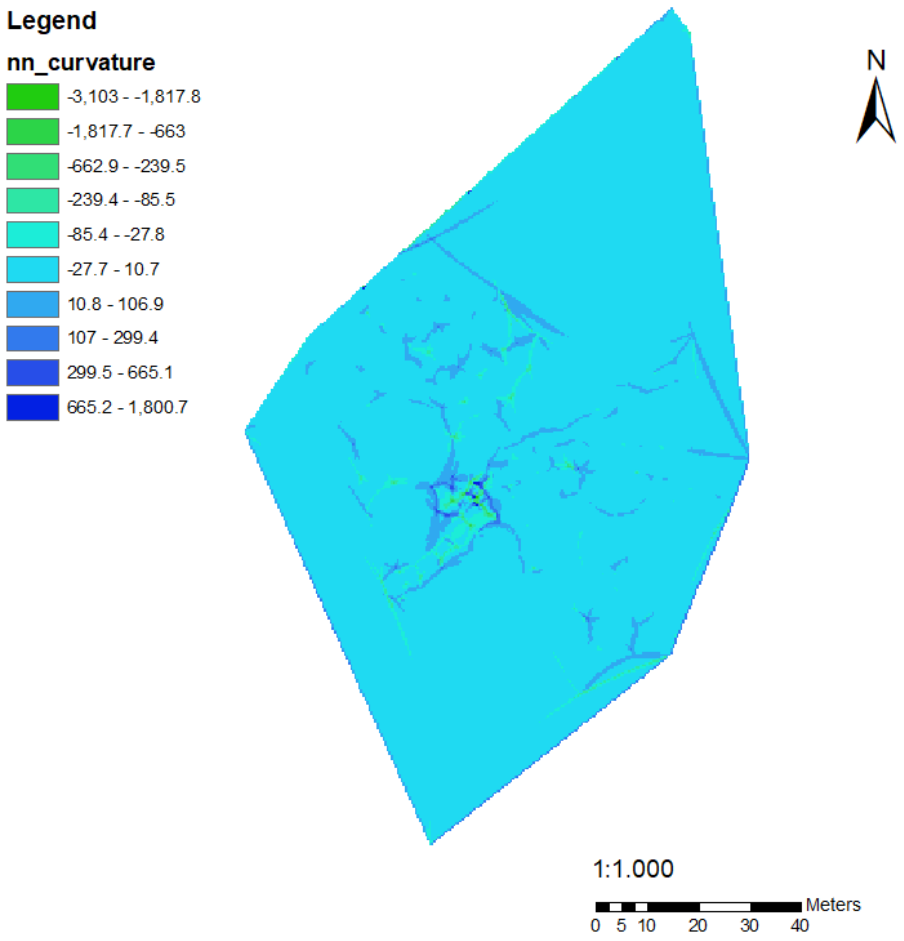


Figura 2.20 - Ricostruzione bidimensionale esposizione realtà studiata (Natural Neighbor)

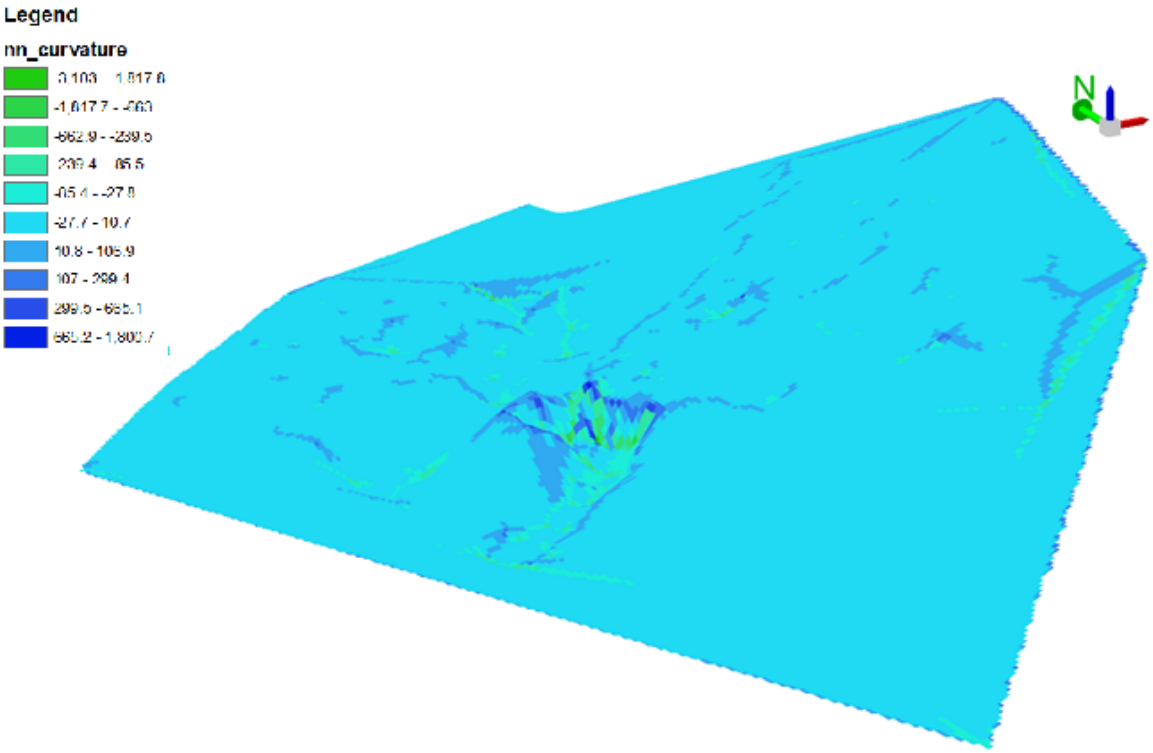


Figura 2.21 - Ricostruzione tridimensionale esposizione realtà studiata (Natural Neighbor)

Per tutte le ragioni geometriche (descritte nel presente paragrafo) e geomeccaniche (illustrate al Capitolo 3.) si prevede che la galleria sotterranea debba procedere in direzione Est. Maggiori dettagli sono forniti nel seguito.

3 MODELLO GEOMECCANICO

Al fine di simulare la realtà del sito è stato realizzato un modello geomeccanico, i cui dettagli sono forniti nel seguito.

La costruzione del modello geomeccanico si basa sulle informazioni raccolte in sito e su modelli empirici e analitici, successivamente migliorati con software agli elementi finiti. La scelta di usare programmi agli elementi finiti solo dopo l'implementazione di procedure empiriche e codici analitici, è giustificata dal fatto che in questo modo si effettua una verifica dei vari modelli costruiti, evitando di ottenere risultati incompatibili con la realtà fisica del problema.

In particolare, le analisi effettuate sono le seguenti:

1. Rilievo geostrutturale;
2. Prove geofisiche (attive e passive);
3. Classificazione geomeccanica dell'ammasso roccioso (RMR e Q-System);
4. Simulazione della realtà fisica con modelli analitici e successivamente numerici;

Si precisa che il modello geomeccanico è stato sviluppato con i seguenti software (appartenenti alla casa madre RocScience):

1. Dips v5.1
2. RocData v3.0
3. Slide v5.0
4. Swedge v4.0
5. UnWedge v4.0
6. RS2 (Phase 2D) v9.0
7. CPillar v4.0

Nei prossimi paragrafi si dettagliano le operazioni effettuate.

3.1 Rilievo geostrutturale

Poiché è emerso che utilizzando solo il punto di estrazione non sarebbe stato possibile estrapolare un numero di informazioni soddisfacenti, sono stati sfruttati altri due siti, denominati Viña e Trinchera.

L'operazione riguardante il rilievo geostrutturale consiste in due parti distinte:

1. Caratterizzazione Geometrica;
2. Caratterizzazione dell'ammasso roccioso.

3.1.1 Caratterizzazione geometrica

Per effettuare la caratterizzazione geometrica è stata svolta un'indagine in campo atta all'individuazione e alla descrizione dei sistemi di discontinuità presenti; gli strumenti impiegati per la suddetta operazione sono:

1. Bussola da geologo (Figura 3.1), strumento con gradazione per individuare la direzione di immersione (dip) e l'orientamento delle discontinuità presenti (dip direction).
2. Pettine di Barton (Figura 3.2), strumento per ottenere la rugosità delle discontinuità.

L' impiego della bussola prevede che venga individuata una discontinuità, sulla quale viene poggiato il coperchio della bussola, appositamente messa in bolla. In tal modo è possibile leggere su una prima scala graduata il primo valore, in angoli, della dip (il cui range è compreso tra 0 e 90°), mentre su una seconda scala graduata viene misurato il valore della dip direction (il cui range è compreso tra 0 e 360°). In questo modo viene descritta in modo esauriente la giacitura della discontinuità analizzata

Posizionando il Pettine di Barton sulla medesima discontinuità e applicando la dovuta pressione allo strumento, si ricava il profilo rugoso, da confrontare opportunamente con quanto fornito dai modelli della Figura 3.3 (norma ISRM [6]).

Figura 3.1 - Bussola da geologo

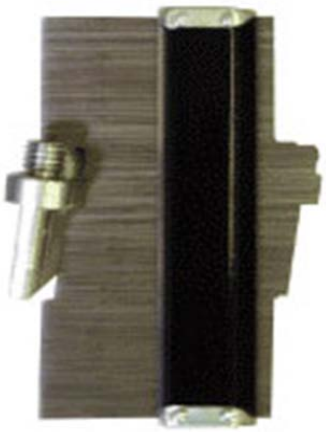


Figura 3.2 - Pettine di Barton

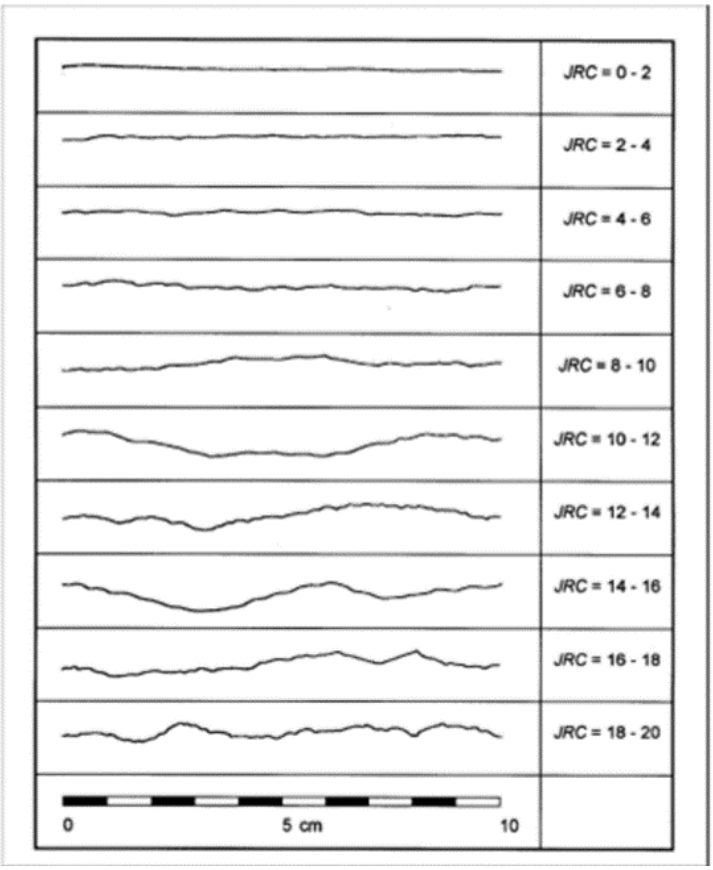


Figura 3.3 - Profili di rugosità

Per il rispetto della norma ISRM è necessario individuare spaziatura, persistenza, resistenza delle pareti, riempimento, filtrazione e rugosità. In particolare, si specifica che la spaziatura, il riempimento e la filtrazione sono stati individuati tramite analisi visiva in campo. Non è stato possibile individuare la persistenza causa indisponibilità di strumentazione adeguata. La resistenza è stata rilevata tramite martello di Schmidt (di cui si tratta al capitolo Caratterizzazione dell'ammasso roccioso). La rugosità, in particolare l'indice JRC è stato quantificato attraverso l'impiego del Pettine di Barton.

Di seguito vengono riportati i risultati ottenuti riguardanti il modello geometrico. In particolare, la Tabella 3.1 mostra i risultati relativi a dip, dip direction e JRC dei tre siti investigati; le Figura 3.4 - Figura 3.6 riportano gli stereogrammi ottenuti tramite l'ausilio del software Dips 3.0 delle tre aree oggetto di studio; in particolare, in Figura 3.7 si osserva che le tre famiglie di discontinuità appartengono ad un unico sistema, pertanto si può utilizzare la miniera la Viña come tunnel esplorativo e laboratorio a scala reale.

Tabella 3.1 - Giacitura e Rugosità delle discontinuità investigate.

	Joint n.	Dip	Dip Direction	JRC
	[-]	[°]	[°]	[-]
Trincera	1	85	340	14
	2	85	335	14
	3	61	45	14
	4	84	260	9
	5	40	325	16

	6	62	340	14
	7	30	5	12
	8	90	260	9
	9	60	145	8
	10	55	240	9
Punto di Estrazione	11	70	105	2
	12	60	175	4
	13	76	175	4
	14	74	180	10
	15	70	105	2
	16	70	210	10
	17	90	190	6
	18	82	190	6
	19	88	95	4
	20	80	90	4
	21	8	100	3
	22	82	115	6
Viña	23	70	170	10
	24	54	175	14
	25	74	160	5
	26	78	155	9
	27	58	105	10
	28	78	305	12
	29	78	300	12
	30	80	345	11
	31	74	305	10
	32	72	290	12
	33	60	265	14
	34	68	95	6
	35	86	170	6
	36	82	145	8

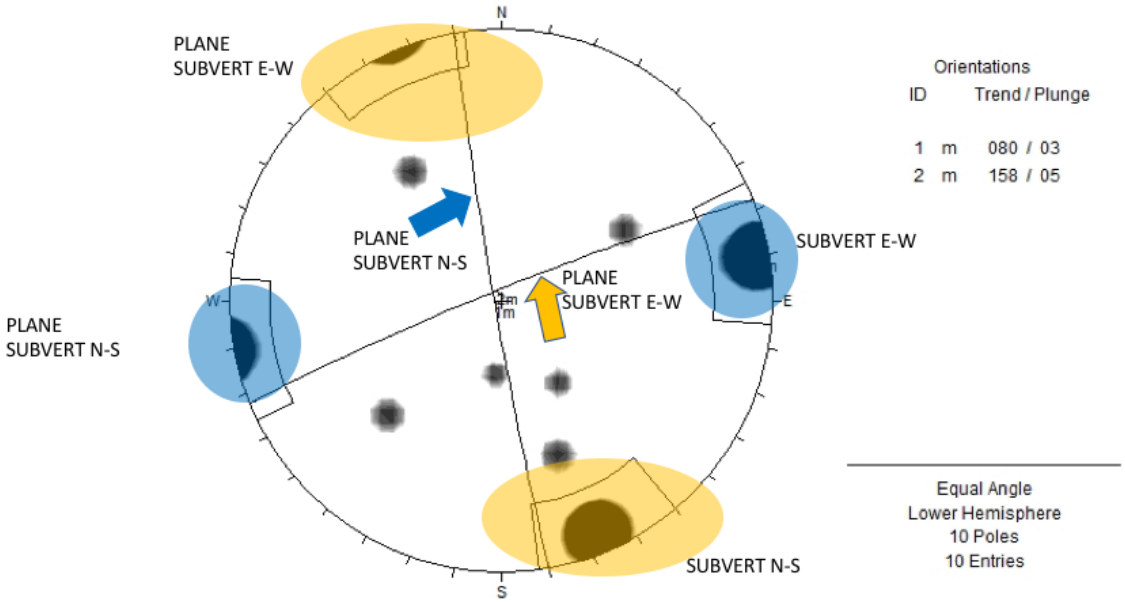


Figura 3.4 - Stereogramma relativo al sito "Trinchera"

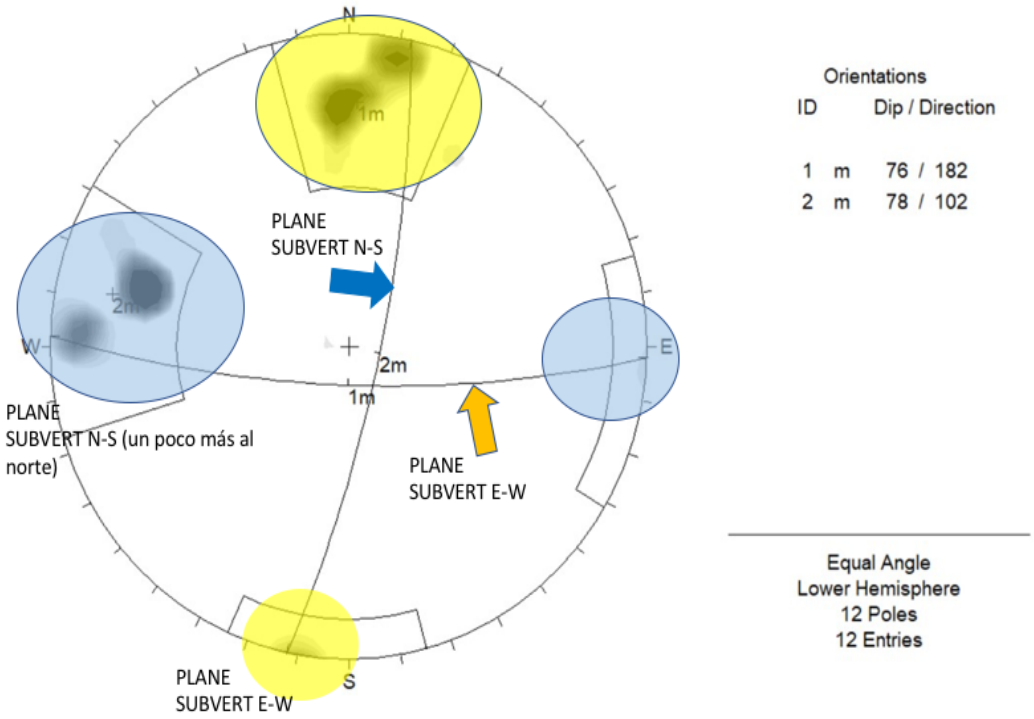


Figura 3.5 - Stereogramma relativo al sito "Punto de extracción"

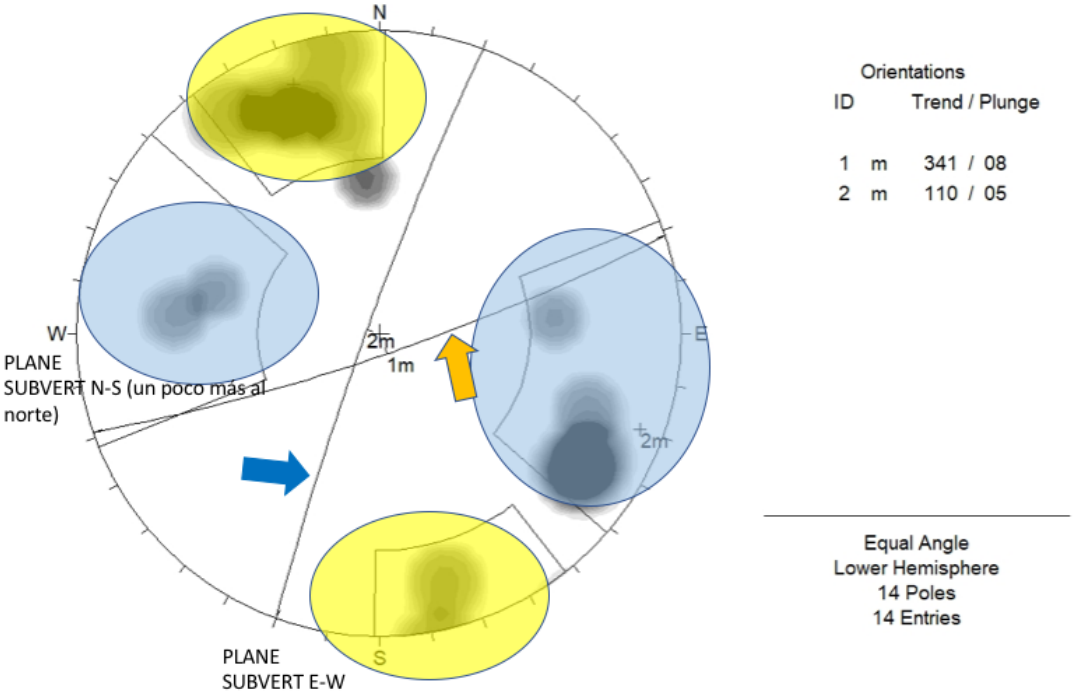


Figura 3.6 - Stereogramma relativo al sito "Mina La Viña"

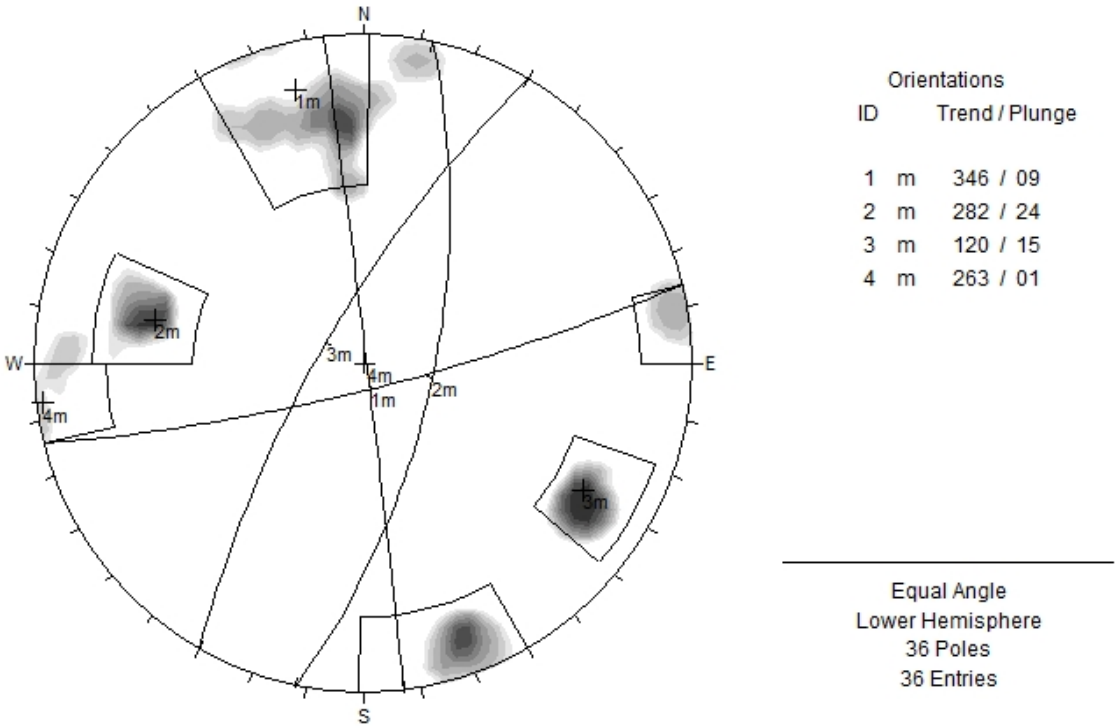


Figura 3.7 – Stereogramma complessivo

3.1.2 Caratterizzazione dell'ammasso roccioso

Per quanto riguarda le caratteristiche geomeccaniche dell'ammasso roccioso, sono stati investigati i seguenti parametri meccanici: densità, resistenza a compressione e moduli di deformabilità (a compressione e a taglio).

Per lo sviluppo dell'analisi geomeccanica è necessario disporre di un numero di campioni adeguato sia in termini quantitativi che significativi. Pertanto, è stato raccolto nelle tre aree investigate un numero di provini ritenuto idoneo all'esecuzione delle prove.

La raccolta dei campioni è stata effettuata con l'attrezzatura disponibile in sito, ossia un martello da geologo (Figura 3.8).

Figura 3.8 - Martello da geologo

I provini sono stati analizzati presso i laboratori dell'Università Adolfo Ibañez.

La prima prova eseguita per la caratterizzazione geomeccanica è la misura della densità, attraverso la bilancia idrostatica (Figura 3.9). In particolare, sono stati analizzati 15 provini provenienti dal sito Viña e 14 provini provenienti dai siti Punto di estrazione e Trinchera. La Figura 3.10 e la Figura 3.11 riportano alcune immagini dei provini estratti e appropriatamente lavati con alcol. Si è impiegato alcol e non acqua per non alterare lo stato tensionale dei campioni, in quanto l'alcol evapora a temperatura ambiente.

I provini sono stati preparati nel seguente modo:

- Lavaggio con alcol per eliminare qualsiasi corpo estraneo al campione;
- Determinazione della massa secca con bilancia da laboratorio W_{secco};
- Determinazione della massa sommersa con bilancia idrostatica $W_{sommerso}$;
- Calcolo della densità del campione attraverso le seguenti relazioni:

$$V_{sommerso} \cdot \rho_{acqua} = W_{sommerso} - W_{secco}$$

$$\rho_{campione} = W_{secco}/V_{sommerso} \qquad [3.1]$$

Dove $\rho_{campione}$ è la densità del campione, ρ_{acqua} è la densità dell'acqua e $V_{sommerso}$ e il volume del campione sommerso

- Verifica della distribuzione dei risultati mediante analisi statistica condotta con il software Excel.

Figura 3.9 - Bilancia Idrostatica

Figura 3.10 - Campioni Trinchera e Punto di estrazione

Figura 3.11 - Campioni Vina

La Tabella 3.2 e la Tabella 3.3 mostrano i valori di densità dei vari siti in seguito all'analisi effettuata. Si nota che i valori oscillano tra 24 kN/m^3 e 26 kN/m^3, pertanto si assume come valore medio 25 kN/m^3, coerente con la geologia della roccia. La Figura 3.12 e la Figura 3.13 riportano i risultati emersi dalla prova.

Tabella 3.2 - Valori densità per il sito Viña

Viña				
Campione	**Peso secco**	**Peso sommerso**	**Volume sommerso**	**Densità**
[-]	**[g]**	**[g]**	**[dm^3]**	**[kN/m^3]**
1	428.4	266	162.4	26.38
2	503.27	315	188.27	26.73
3	433.92	275	158.92	27.30
4	250.42	155	95.42	26.24
5	295.05	179	116.05	25.42
6	408.79	248	160.79	25.42
7	221.31	137	84.31	26.25
8	655.99	407	248.99	26.35
9	719	445	274	26.24
10	187.29	114	73.29	25.55
11	228.07	141	87.07	26.19
12	589.84	365	224.84	26.23
13	485.47	301	184.47	26.32
14	547.67	338	209.67	26.12
15	225.08	137	88.08	25.55

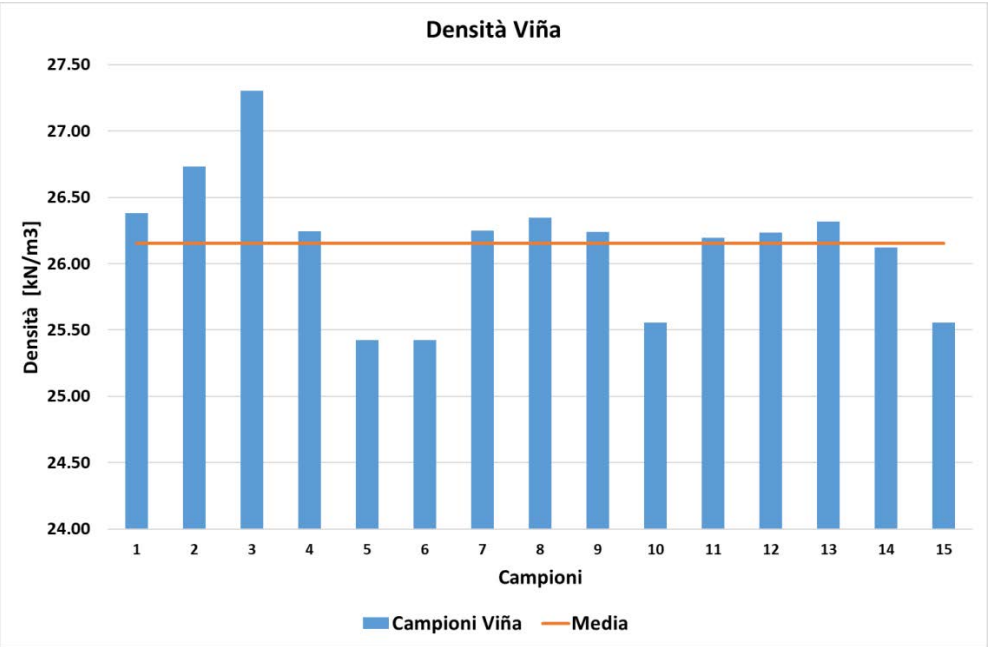


Figura 3.12 - Istogramma valori densità sito Viña

Tabella 3.3 - Valori densità per i siti Trinchera e Punto di estrazione

Trinchera e Punto di Estrazione				
Campione	Peso secco	Peso sommerso	Volume sommerso	Densità
[-]	[g]	[g]	[dm^3]	[kN/m^3]
1	687	397	290	23.69
2	315.92	199	116.92	27.02
3	303.49	188	115.49	26.28
4	243.53	136	107.53	22.65
5	365.33	229	136.33	26.80
6	529.6	304	225.6	23.48
7	401.56	231	170.56	23.54
8	575.29	371	204.29	28.16
9	307.95	190	117.95	26.11
10	563.37	320	243.37	23.15
11	237.55	137	100.55	23.63
12	337.53	203	134.53	25.09
13	483.82	308	175.82	27.52

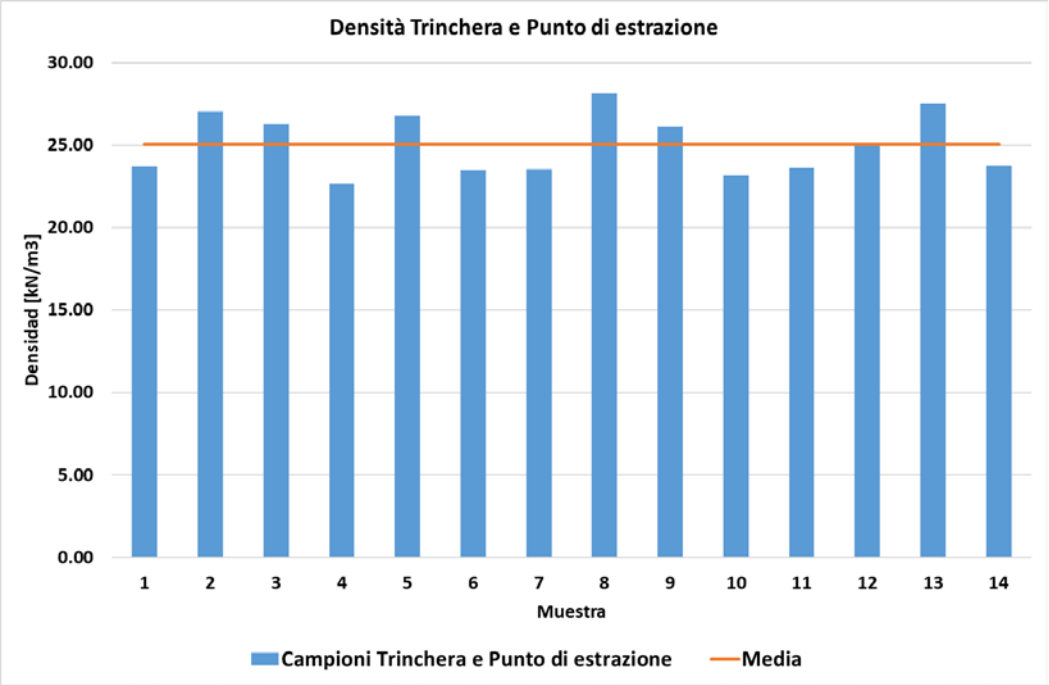


Figura 3.13 - Istogramma valori densità siti Trinchera e Punto di estrazione

Infine, a causa del numero limitato di campioni, si è effettuata una analisi statistica, a conferma della contenuta dispersione dei risultati ottenuti, come illustrato nel Grafico 3.1 e nel Grafico 3.2. Quest'ultima analisi ha dimostrato che il valore medio di densità è all'incirca 25 kN/m^3, rafforzando quanto detto precedentemente riguardo alla densità.

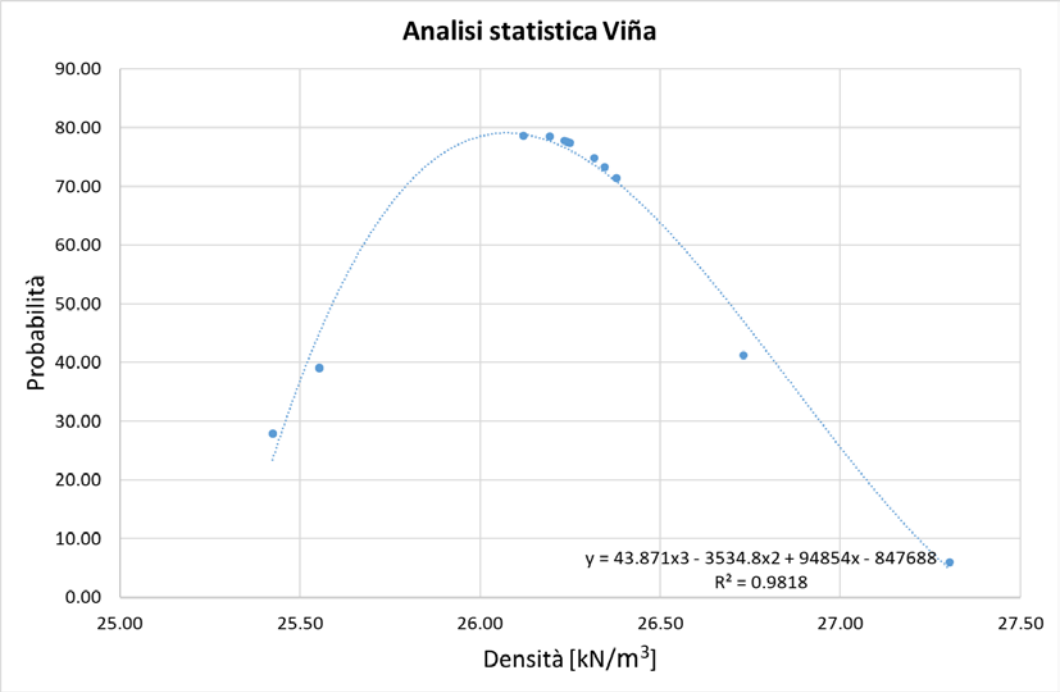


Grafico 3.1 - Distribuzione probabilistica sito Viña

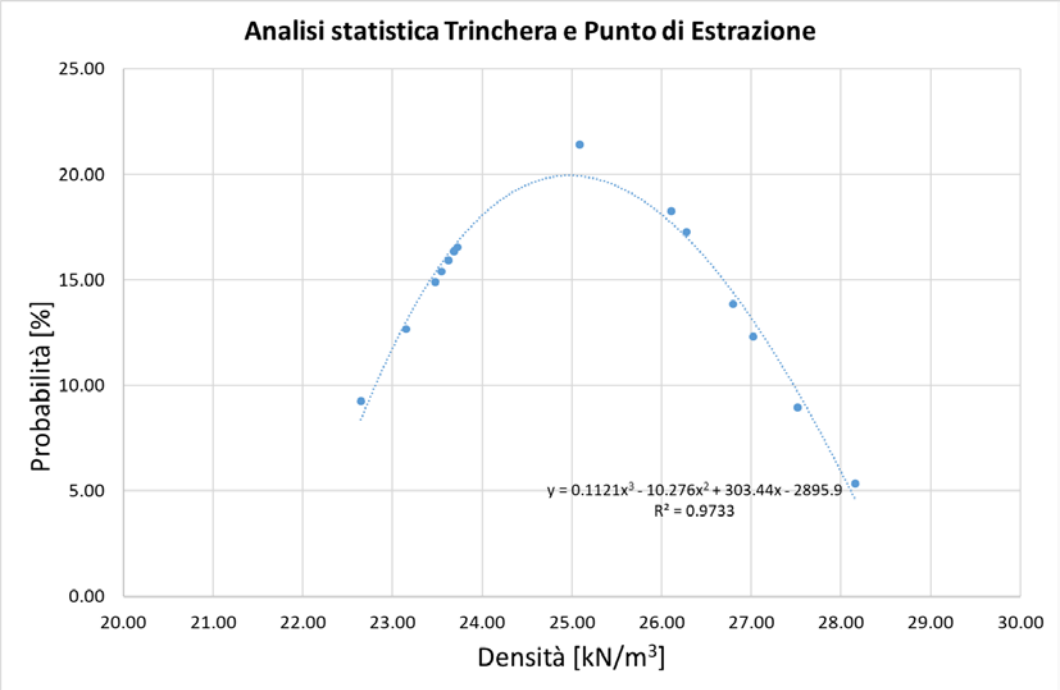


Grafico 3.2 - Distribuzione probabilistica siti Trinchera e Punto di estrazione

Si analizza nel seguito la prova di compressione puntuale (Point Load Test) atta a fornire dei dati relativi alla resistenza a compressione dei campioni estratti. Il procedimento seguito è quello proposto da AMERICAN SOCIETY FOR TESTING AND MATERIALS, D 5731 – 1995, Standard Test Method for Determination of the point Load Strength Index of Rock, e si è avvalso dei seguenti strumenti:

- Calibro digitale PMS 150 (Figura 3.14);
- Macchina per la prova di carico puntuale (Figura 3.15);
- Manometro digitale P Trasducer AEP (Figura 3.16).

Il procedimento è stato realizzato secondo i seguenti step:

- Misura geometrica di altezza e larghezza del provino;
- Verifica del rapporto altezza/larghezza, che deve essere compreso tra 1/3 e 1 (Figura 3.17);
- Inserimento del provino nella pressa in direzione perpendicolare alla larghezza misurata;
- Applicazione del carico fino alla rottura del provino;
- Lettura del carico di rottura presso il display del barometro.

Figura 3.14 - Calibro digitale PMS 150

Figura 3.15 – Macchina per la prova di carico puntuale.

Figura 3.16 – Manometro digitale

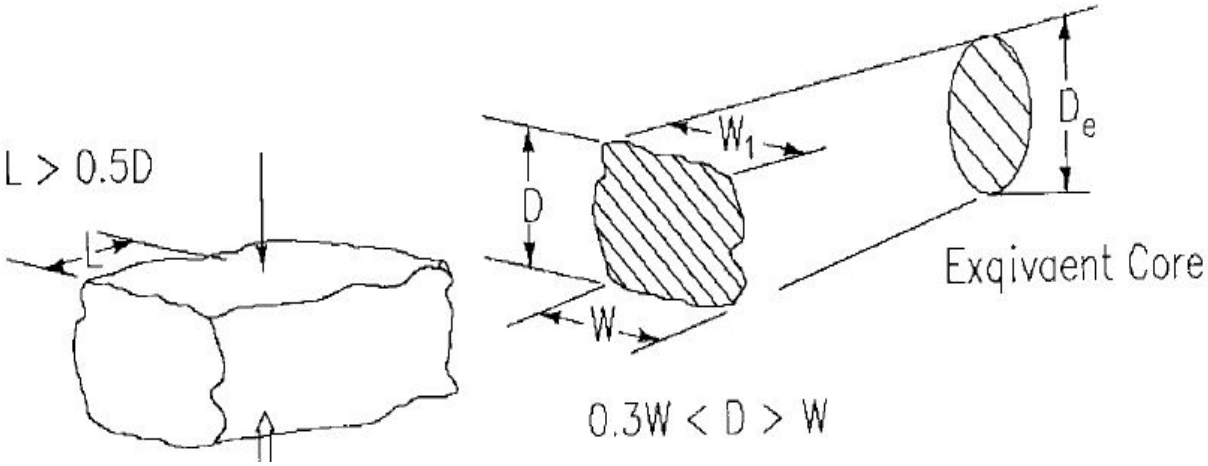


Figura 3.17 - Geometria idonea per la prova di carico puntuale [8]

La prova di carico puntuale non offre la medesima affidabilità di una prova a compressione uniassiale, in quanto la geometria e lo stato di conservazione del provino non sono ben controllati; pertanto, al momento dell'esecuzione della prova, è necessario verificare la modalità e la superficie di rottura del campione. In particolare, vengono considerate valide le modalità di rottura visibili in Figura 3.18, scartando ogni altro risultato scaturito da un differente cinematismo di rottura.

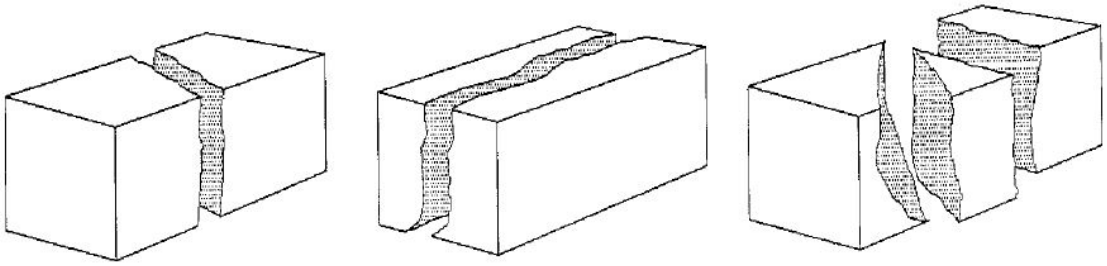


Figura 3.18 - Modalità di rottura valide [8]

La normativa di riferimento fornisce le indicazioni per ricavare la resistenza a compressione del provino. A tal scopo è stato applicato il seguente algoritmo di calcolo:

1. Lettura del carico di rottura del campione [kN];
2. Calcolo del diametro equivalente al quadrato del campione secondo la [3.2] il cui risultato è espresso in mm^2.

$$D_e{}^2 = \frac{4A}{\pi} \qquad [3.2]$$

3. Calcolo del fattore I_s secondo la [3.3], espresso in MPa.

$$I_s = \frac{P}{D_e{}^2} \qquad [3.3]$$

Dato che il calcolo così effettuato si riferisce a un provino di geometria rettangolare, si rende necessario impiegare una correzione attraverso la [3.4] in modo da rendere il risultato confrontabile con un provino cilindrico di diametro 50 mm. Utilizzando la [3.5] si ricava la $I_{s(50)}$ espressa in MPa. Infine, per ricavare la stima della resistenza a compressione, si utilizza la [3.6], dove C rappresenta il *size-specific correlation factor*. Si precisa che i valori di C sono forniti dalla normativa ASTM D 5731, ma in alcuni casi la dimensione del core non è tabellata e pertanto è stata ricostruita la curva di correlazione includendo anche i valori non presenti nella normativa (Grafico 3.3).

$$F = \sqrt{\frac{D_e}{50}} \qquad [3.4]$$

$$I_{s(50)} = F \cdot I_s \qquad [3.5]$$

$$\delta_{uc} = C \cdot I_{s(50)} \qquad [3.6]$$

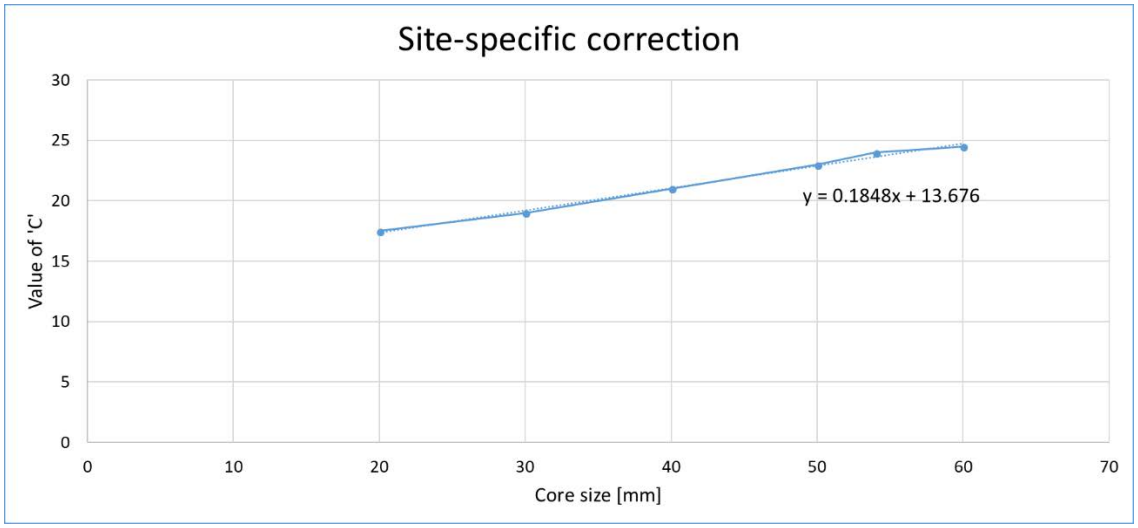


Grafico 3.3 - Correlazione sito specifico

La Figura 3.4, Figura 3.5 e Figura 3.6 riportano i risultati ottenuti relativi ai tre siti indagati. Si precisa che i numeri dei campioni non sono progressivi in quanto alcuni di essi sono stati esclusi dall'analisi poiché non rispettavano gli standard imposti.

Tabella 3.4 - Risultato PLT Viña

Viña									
Campione	larghezza/altezza	P	D_e^2	I_s	F	$I_{s(50)}$	De	C	δ_{uc}
nr.	[-]	[kN]	[mm^2]	[Mpa]	[-]	[Mpa]	[mm2]	[-]	[Mpa]
Viña 1	0.63	21.34	9272.75	2.30	1.34	3.09	96.30	31.47	97.27
Viña 2	0.80	6.71	7685.81	0.87	1.29	1.12	87.67	29.88	33.59
Viña 3	0.56	10.91	10126.15	1.08	1.37	1.48	100.63	32.27	47.61
Viña 4	0.53	16.78	9204.97	1.82	1.34	2.44	95.94	31.41	76.76
Viña 5	0.94	16.85	11805.13	1.43	1.42	2.02	108.65	33.75	68.30
Viña 6	0.81	4.00	5226.02	0.77	1.18	0.90	72.29	27.04	24.42
Viña 7	0.50	7.68	7585.20	1.01	1.28	1.30	87.09	29.77	38.69
Viña 8	0.39	5.34	4141.64	1.29	1.12	1.44	64.36	25.57	36.90
Viña 9	0.51	21.98	6820.20	3.22	1.25	4.04	82.58	28.94	116.87
Viña 12	0.99	11.40	5196.34	2.19	1.18	2.59	72.09	27.00	69.84
Viña 13	0.54	13.20	5692.74	2.32	1.20	2.79	75.45	27.62	77.07
Viña 14	0.49	3.07	5563.70	0.55	1.20	0.66	74.59	27.46	18.12
Viña 15	0.63	7.95	9952.29	0.80	1.36	1.09	99.76	32.11	35.00
Viña 16	0.40	3.67	4341.39	0.84	1.13	0.96	65.89	25.85	24.71
Viña 17	0.36	4.90	5723.85	0.86	1.20	1.03	75.66	27.66	28.54
Viña 18	0.78	11.86	5938.29	2.00	1.21	2.43	77.06	27.92	67.75
Viña 19	0.68	3.13	3263.92	0.96	1.06	1.02	57.13	24.23	24.64
Viña 21	0.94	25.44	6937.29	3.67	1.26	4.61	83.29	29.07	134.10
Viña 22	0.85	17.85	11671.84	1.53	1.41	2.16	108.04	33.64	72.76
Viña 23	0.49	12.23	8516.46	1.44	1.32	1.89	92.28	30.73	58.17

Tabella 3.5 - Risultati PLT Trinchera

Trinchera									
Campione	larghezza/altezza	P	D_e^2	I_s	F	$I_{s(50)}$	De	C	δ_{uc}
nr.	[-]	[kN]	[mm^2]	[Mpa]	[-]	[Mpa]	[mm2]	[-]	[Mpa]
Trinchera 1	0.88	7.58	4535.20	1.67	1.14	1.91	67.34	26.12	49.92
Trinchera 4	0.95	6.00	3659.24	1.64	1.09	1.79	60.49	24.85	44.41
Trinchera 6	0.99	1.84	3076.38	0.60	1.05	0.63	55.47	23.93	15.03
Trinchera 7	0.79	9.11	3724.59	2.44	1.09	2.67	61.03	24.95	66.73
Trinchera 8	0.84	9.86	4986.28	1.98	1.17	2.31	70.61	26.73	61.73
Trinchera 9	0.76	6.20	3534.24	1.75	1.08	1.90	59.45	24.66	46.75
Trinchera 10	0.86	14.61	4846.51	3.02	1.16	3.50	69.62	26.54	92.88
Trinchera 11	0.54	14.27	2699.49	5.29	1.02	5.38	51.96	23.28	125.19
Trinchera 12	0.69	5.52	4670.84	1.18	1.15	1.36	68.34	26.31	35.75
Trinchera 13	0.76	7.57	6673.41	1.13	1.25	1.41	81.69	28.77	40.70
Trinchera 14	0.75	4.19	3340.47	1.25	1.07	1.34	57.80	24.36	32.60
Trinchera 15	0.84	7.21	5451.57	1.32	1.19	1.58	73.83	27.32	43.04
Trinchera 16	0.66	3.62	8706.48	0.42	1.32	0.55	93.31	30.92	17.02

Tabella 3.6 - Risultati PLT Punto di estrazione

Punto di Estrazione									
Campione	larghezza/altezza	P	D_e^2	I_s	F	$I_{s(50)}$	De	C	δ_{uc}
nr.	[-]	[kN]	[mm^2]	[Mpa]	[-]	[Mpa]	[mm2]	[-]	[Mpa]
Pextr. 1	0.45	21.17	6413.79	3.30	1.24	4.08	80.09	28.48	116.20
Pextr. 2	0.75	19.74	6940.01	2.84	1.26	3.58	83.31	29.07	104.05
Pextr. 3	0.61	0.76	4468.49	0.17	1.14	0.19	66.85	26.03	5.01
Pextr. 4	0.28	1.78	3636.97	0.49	1.09	0.53	60.31	24.82	13.22
Pextr. 5	0.38	13.10	7073.31	1.85	1.26	2.34	84.10	29.22	68.40
Pextr. 6	0.61	7.79	6928.57	1.12	1.26	1.41	83.24	29.06	41.09
Pextr. 7	0.45	6.61	6285.35	1.05	1.23	1.29	79.28	28.33	36.66
Pextr. 8	0.75	2.82	6932.13	0.41	1.26	0.51	83.26	29.06	14.87
Pextr. 9	0.71	8.65	7630.15	1.13	1.29	1.46	87.35	29.82	43.45
Pextr. 10	0.47	40.87	8376.65	4.88	1.31	6.40	91.52	30.59	195.90
Pextr. 11	0.59	1.62	4155.22	0.39	1.12	0.44	64.46	25.59	11.19
Pextr. 12	0.66	2.76	7461.49	0.37	1.28	0.47	86.38	29.64	14.00
Pextr. 14	0.61	8.94	5758.64	1.55	1.21	1.87	75.89	27.70	51.87
Pextr. 15	0.43	12.89	4304.44	2.99	1.13	3.38	65.61	25.80	55.07

Al fine di perfezionare l'analisi precedente, si è svolta una seconda analisi in quanto, essendo la geometria irregolare e dato che quest'ultima influenza in modo non trascurabile il risultato della prova, si è deciso di rafforzare l'analisi attuando una media pesata in funzione della geometria dei diversi campioni. La Tabella 3.7, la Tabella 3.8 e la Tabella 3.9 riportano i risultati ottenuti in seguito al perfezionamento dell'analisi secondo un algoritmo di calcolo che utilizza la media pesata.

Tabella 3.7 - Media pesata Viña

Viña						
$I_{s(50)}$	W	$I_{s(50)}^*$	$I_{s(50)}^*$ media	δ_{uc}	δ_{uc}^*	δ_{uc}^* media
[MPa]	[-]	[MPa]	[MPa]	[MPa]	[MPa]	[MPa]
0.66	0.49	0.32	1.88	18.12	8.88	56.42
0.90	0.81	0.74		24.42	19.89	
0.96	0.40	0.38		24.64	9.91	
1.02	0.68	0.70		24.71	16.91	
1.03	0.36	0.38		28.54	10.41	
1.09	0.63	0.69		33.59	21.30	
1.12	0.80	0.90		35.00	27.99	
1.30	0.50	0.65		36.90	18.49	
1.44	0.39	0.57		38.69	15.28	
1.48	0.56	0.83		47.61	26.72	
1.89	0.49	0.92		58.17	28.39	
2.02	0.94	1.90		67.75	63.51	
2.16	0.85	1.84		68.30	58.15	
2.43	0.78	1.90		69.84	54.61	
2.44	0.53	1.30		72.76	38.62	
2.59	0.99	2.56		76.76	76.00	
2.79	0.54	1.51		77.07	41.78	
3.09	0.63	1.96		97.27	61.76	
4.04	0.51	2.08		116.87	60.14	
4.61	0.94	4.32		134.10	125.47	

Tabella 3.8 - Media pesata Trinchera

Trinchera						
$I_{s(50)}$	W	$I_{s(50)}^*$	$I_{s(50)}^*$ media	δ_{uc}	δ_{uc}^*	δ_{uc}^* media
[MPa]	[-]	[MPa]	[MPa]	[MPa]	[MPa]	[MPa]
0.55	0.66	0.36	1.82	15.03	9.87	47.17
0.63	0.99	0.62		17.02	16.90	
1.34	0.75	1.00		32.60	24.43	
1.36	0.69	0.93		35.75	24.51	
1.41	0.76	1.07		40.70	30.93	
1.58	0.84	1.32		43.04	36.06	
1.79	0.95	1.69		44.41	42.00	
1.90	0.76	1.45		46.75	35.66	
1.91	0.88	1.69		49.92	44.14	
2.31	0.84	1.94		61.73	51.81	
2.67	0.79	2.11		66.73	52.67	
3.50	0.86	3.02		92.88	80.12	
5.38	0.54	2.92		125.19	68.06	

Tabella 3.9 - Media pesata Punto di estrazione

Punto de Extracion						
$I_{s(50)}$	W	$I_{s(50)}^*$	$I_{s(50)}^*$ media	δ_{uc}	δ_{uc}^*	δ_{uc}^* media
[MPa]	[-]	[MPa]	[MPa]	[MPa]	[MPa]	[MPa]
0.19	0.61	0.12	1.69	5.01	3.06	45.47
0.44	0.59	0.26		11.19	6.65	
0.47	0.66	0.31		13.22	8.67	
0.51	0.75	0.39		14.00	10.53	
0.53	0.28	0.15		14.87	4.11	
1.29	0.45	0.58		36.66	16.50	
1.41	0.61	0.87		41.09	25.14	
1.46	0.71	1.04		43.45	30.90	
1.87	0.61	1.14		51.87	31.47	
2.34	0.38	0.90		55.07	21.17	
3.38	0.43	1.46		68.40	29.53	
3.58	0.75	2.68		104.05	77.95	
4.08	0.45	1.83		116.20	52.05	
6.40	0.47	3.03		195.90	92.81	

Infine, la Tabella 3.10 e la Tabella 3.11 mostrano la differenza fra i risultati ottenuti utilizzando la metodologia precedentemente descritta. Come è possibile notare, non si apprezzano particolari variazioni dei parametri meccanici investigati.

Tabella 3.10 - Risultati del PLT per i tre siti investigati

Sito	$I_{s(50)}$	δ_{uc}
	[Mpa]	[Mpa]
Vina	1.88	55.50
Trinchera	1.85	48.30
Punto di estrazione	1.80	47.50

Tabella 3.11 - Risultati del PLT per i tre siti investigati (perfezionata).

Sito	$I_{s(50)}$	δ_{uc}
	[Mpa]	[Mpa]
Vina	1.90	60.00
Trinchera	1.80	50.00
Punto di estrazione	1.70	45.00

Vista la mole di dati non sufficientemente ampia e soprattutto l'incertezza del dato dovuto alla natura della prova, si è deciso di sviluppare una analisi statistica per verificare la distribuzione dei valori ottenuti. I Grafici (Grafico 3.4 - Grafico 3.9) mostrano la distribuzione dei campioni analizzati. In particolare, emerge che la distribuzione probabilistica assume l'andamento di una polinomiale di terzo grado, con indice R^2 molto soddisfacente. I dati utilizzati per lo sviluppo dei i grafici sono riportati nella Tabella 3.12, dove: $I_{s(50)}$ rappresenta l'indice ricavato dalla prova di carico puntuale (espresso in MPa), m e m. rappresentano la media dei campioni relativamente a $I_{s(50)}$ e δ_{uc} rispettivamente (espresso in MPa), σ e σ. rappresentano la deviazione standard dei campioni relativamente a $I_{s(50)}$ e δ_{uc} rispettivamente (espressi come numero puro), $p(I_{s(50)})$ e $p(\delta_{uc})$ rappresentano la probabilità di estrarre un valore casuale di $I_{s(50)}$ e δ_{uc} rispettivamente (espressi come numero puro).

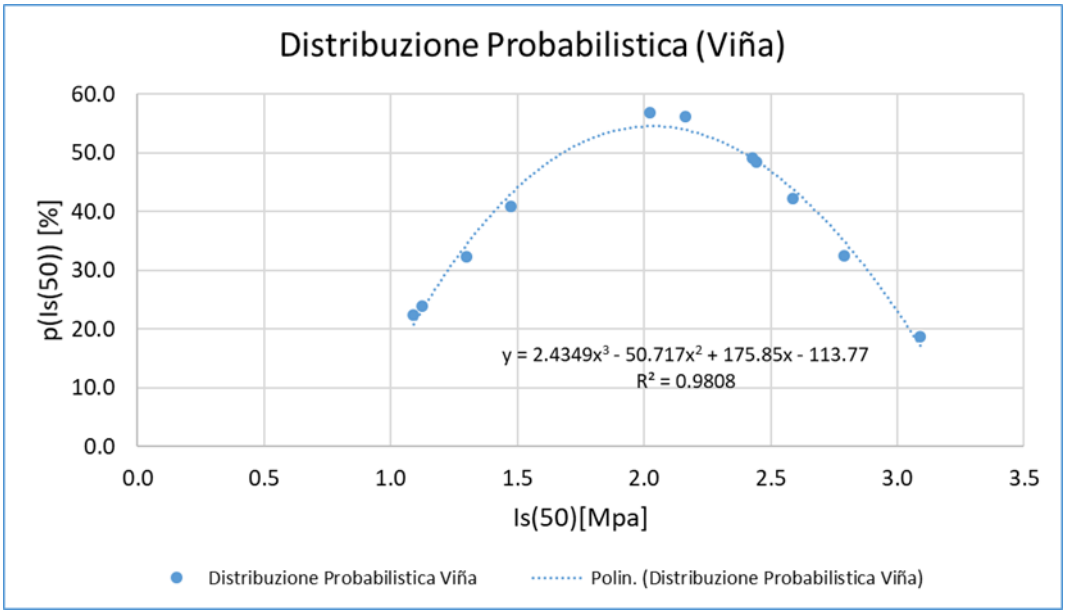


Grafico 3.4 - Distribuzione probabilistica $I_{s(50)}$ Viña

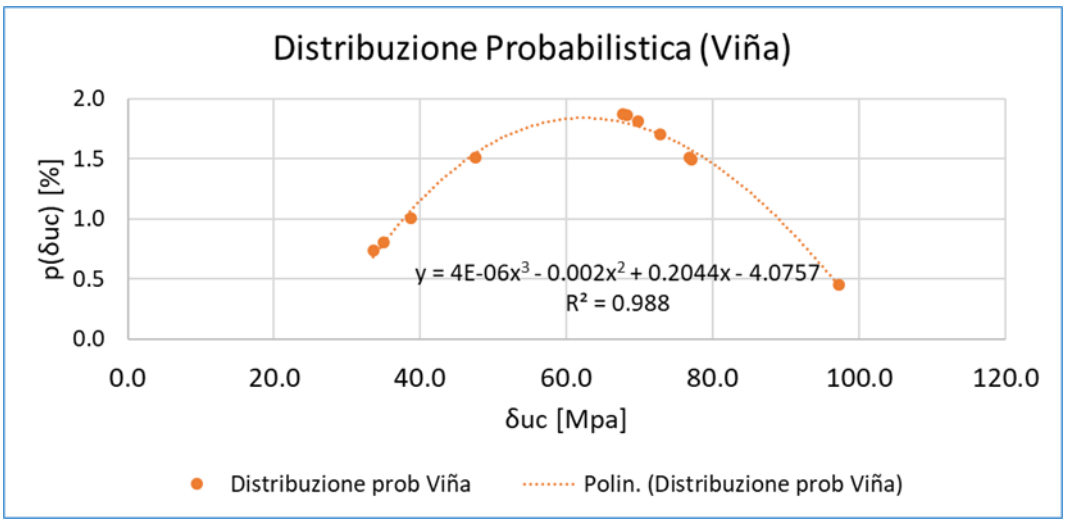


Grafico 3.5 - Distribuzione probabilistica $\delta_{(uc)}$ Viña

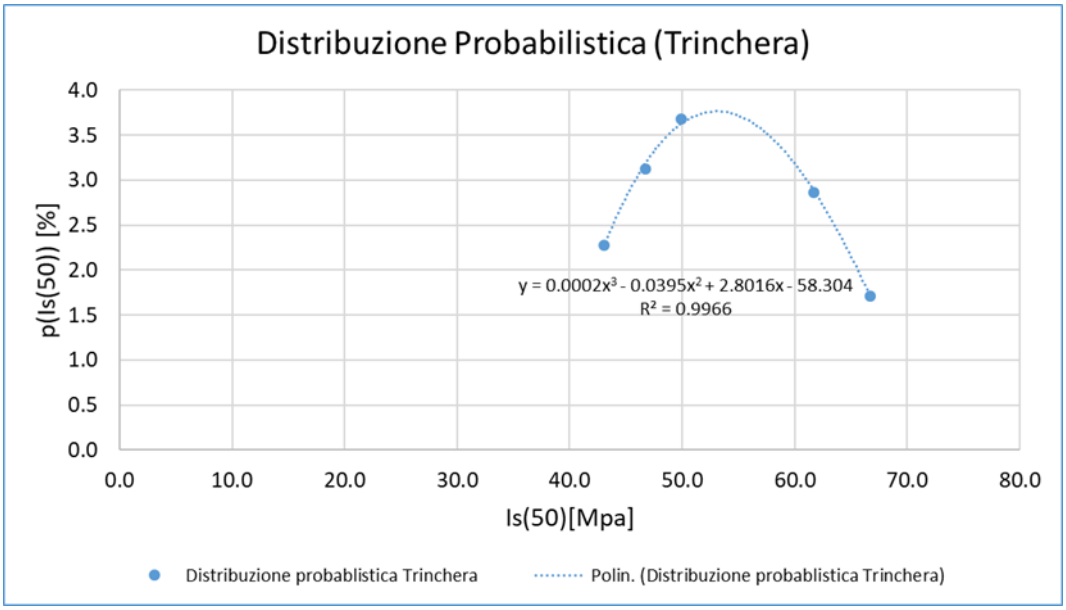


Grafico 3.6 - Distribuzione probabilistica $I_{s(50)}$ Trinchera

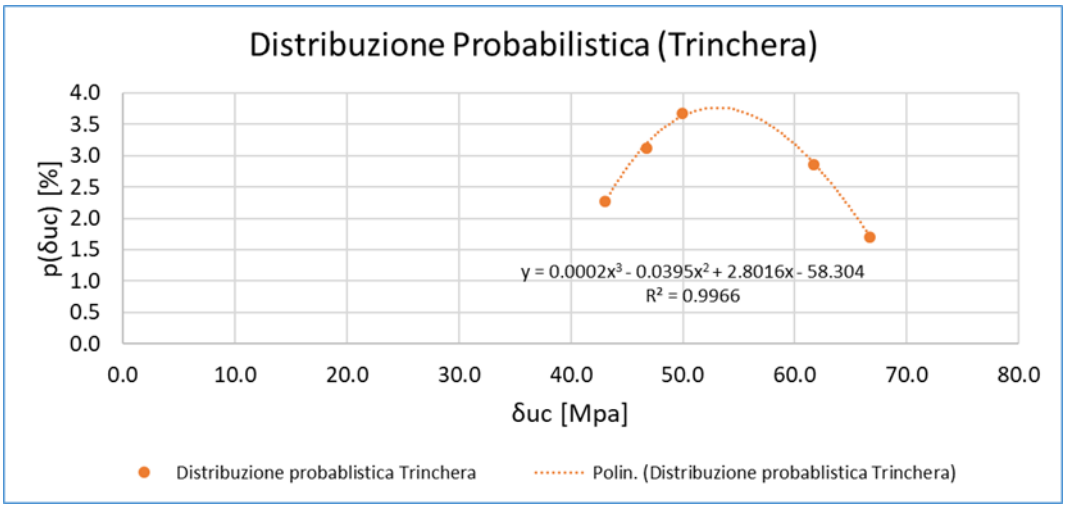


Grafico 3.7 - Distribuzione probabilistica $\delta_{(uc)}$ Trinchera

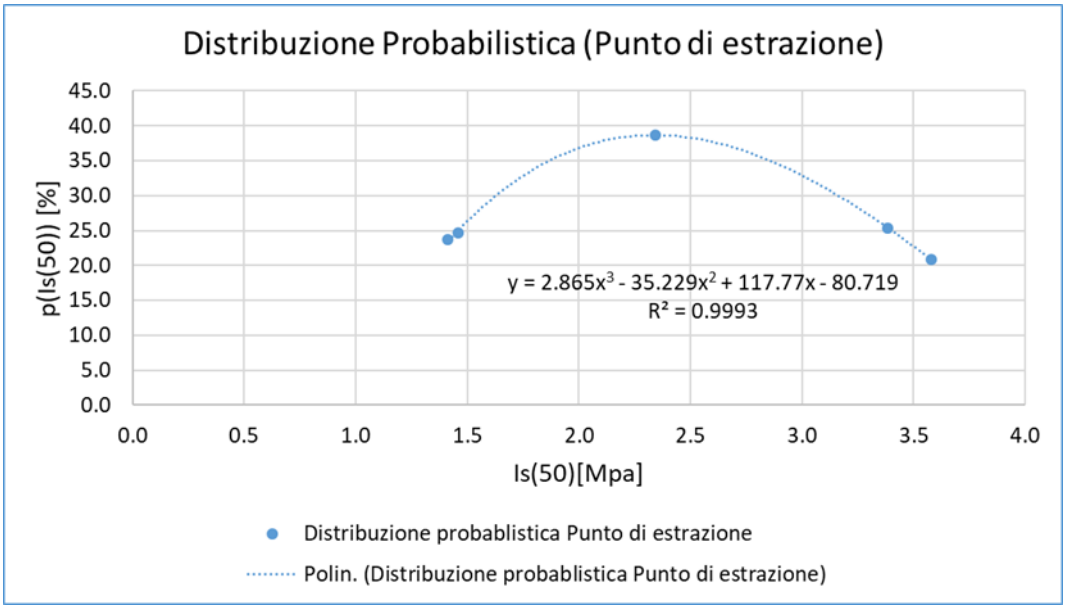


Grafico 3.8 - Distribuzione probabilistica $I_{s(50)}$ Punto di estrazione

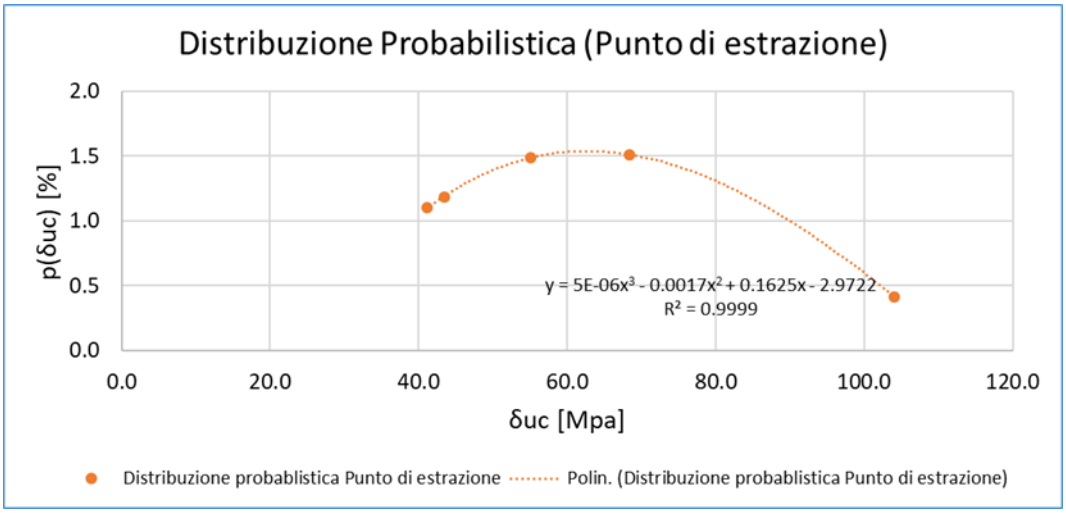


Grafico 3.9 - Distribuzione probabilistica $\delta_{(uc)}$ Punto di estrazione

Tabella 3.12 - Dati relativi all'analisi statistica della resistenza a compressione

	Is(50) [MPa]	m [MPa]	σ [-]	p(Is(50)) [%]	δuc [MPa]	m. [MPa]	σ. [-]	p(δuc) [%]
Viña	1.09	2.05	0.70	22.40	33.59	62.24	20.55	0.73
	1.12			23.92	35.00			0.81
	1.30			32.24	38.69			1.01
	1.48			40.84	47.61			1.51
	2.02			56.95	67.75			1.87
	2.16			56.20	68.30			1.86
	2.43			49.18	69.84			1.81
	2.44			48.51	72.76			1.70
	2.59			42.31	76.76			1.51
	2.79			32.41	77.07			1.50
	3.09			18.75	97.27			0.45
Trinchera	43.04	53.63	10.13	2.28	43.04	53.63	10.13	2.28
	46.75			3.13	46.75			3.13
	49.92			3.68	49.92			3.68
	61.73			2.86	61.73			2.86
	66.73			1.71	66.73			1.71
Punto di estrazione	1.41	2.43	1.03	23.70	41.09	62.41	25.68	1.10
	1.46			24.69	43.45			1.18
	2.34			38.70	55.07			1.49
	3.38			25.37	68.40			1.51
	3.58			20.88	104.05			0.42

L'approccio proposto dalla normativa ASTM D 5731 è fondato su un'equivalenza tra un provino di geometria rettangolare e un provino di geometria cilindrica. Per conferire maggiore robustezza all'analisi, sono stati confrontati i risultati ottenuti, seguendo l'approccio proposto da altri autori [7].

In seguito a ciò (Figura 3.19) si è riscontrata, assumendo una tolleranza di 20 MPa, una corrispondenza con i risultati precedentemente discussi (vedi allegato). Si conclude quindi che i risultati ottenuti seguendo l'approccio fornito dalla normativa ASTM D 5731 sono verosimili e si precisa che la tolleranza di 20 MPa è stata scelta in quanto non costituisce una variazione eccessiva rispetto all'approccio suggerito dalle norme ASTM.

D'Andrea et al. (1964)	$UCS = 15.3I_{s50} + 16.3$
Deere and Miller (1966)	$UCS = 20.7I_{s50} + 29.6$
Broch and Franklin (1972)	$UCS = 24I_{s50}$
Bieniawski (1972)	$UCS = 23I_{s50}$
Hassani et al. (1980)	$UCS = 29I_{s50}$
Read et al. (1980)	
Sedimentary rocks	$UCS = 16I_{s50}$
Basalts	$UCS = 20I_{s50}$
Singh (1981)	$UCS = 18.7I_{s50} - 13.2$
Forster (1983)	$UCS = 14.5I_{s50}$
Gunsallus and Kulhawy (1984)	$UCS = 16.5I_{s50} + 51.0$
ISRM (1985)	$UCS = 20\ldots25I_{s50}$
Vallejo et al. (1989)	$UCS = 8.6\ldots16I_{s50}$
Cargill and Shakoor (1990)	$UCS = 23I_{s54} + 13$
Tsidzi (1991)	$UCS = 14\ldots82I_{s50}$
Ghosh and Srivastava (1991)	$UCS = 16I_{s50}$
Grasso et al. (1992)	
Power relation	$UCS = 25.67(I_{s50})^{0.57}$
Linear relation	$UCS = 9.30I_{s50} + 20.04$
Ulusay et al. (1994)	$UCS = 19I_{s50} + 12.7$
Chau and Wong (1996)	$UCS = 12.5I_{s50}$
Smith (1997)	$UCS = 14.3I_{s50}$
Kahraman (2001)	
22 different rock type	$UCS = 8.41I_{s50} + 9.51$
Coal measure rocks	$UCS = 23.62I_{s50} - 2.69$
Quane and Russel (2003)	
Strong rocks	$UCS = 24.4I_{s50}$
Weak rocks	$UCS = 3.86(I_{s50})^2 + 5.65I_{s50}$
Tsiambaos and Sabatakakis (2004)	
Power relation	$UCS = 7.3(I_{s50})^{1.71}$
Linear relation	$UCS = 23I_{s50}$
Palchik and Hatzor (2004)	$UCS = 8\ldots18I_{s50}$
Kahraman et al. (2005)	
Porosity <1%	$UCS = 24.83I_{s50} - 39.64$
Porosity >1%	$UCS = 10.22I_{s50} + 24.31$
Fener et al. (2005)	$UCS = 9.08I_{s50} + 39.32$

Figura 3.19 - Relazioni proposte dagli altri autori, Palmström A. (2005) [11]

Per una ulteriore verifica della resistenza a compressione della roccia si è eseguita una indagine non distruttiva, seguendo quanto prescritto dalla norma ASTM D5873-14, attraverso uno sclerometro. In particolare, è stato impiegato il modello del martello di Schmidt GEOHAMMER prodotto dalla DRC (Figura 3.20).

Figura 3.20 - Martello di Smitdh

La prova in campo è stata effettua nei medesimi siti in cui è stata svolta la prova di carico puntuale è consta delle seguenti operazioni:

1. Individuazione del sito;
2. Delimitazione dell'area dove impiegare lo sclerometro (Figura 3.21); in particolare, si sono ricercate aree con rocce a comportamento elastico e prive di asperità per quanto possibile;
3. Rimozione dei residui organici o di altra natura, ove presenti, dalla superficie, impiegando alcol e spugna metallica fornita dal produttore dallo strumento;
4. Utilizzo dello sclerometro in diversi punti non sovrapposti (distanziati circa 3 cm) sull'area preparata, con l'accortezza, ove possibile, di mantenere lo strumento parallelo al suolo (Figura 3.22).
5. Registrazione del valore di rimbalzo ottenuto nella scala graduata dello strumento.
6. Ripetizione dei punti 2-5 fino a esaurimento dell'analisi in sito.

Si specifica che, data la natura meccanica del principio fisico sfruttato dallo sclerometro, risulta importante che questo sia parallelo al suolo. Nel caso in cui lo strumento sia inclinato, è opportuno applicare le dovute correzioni mediante le curve fornite dal produttore (Grafico 3.10).

Figura 3.21 - Area preparata per la prova con sclerometro

Figura 3.22 - Esecuzione prova con sclerometro

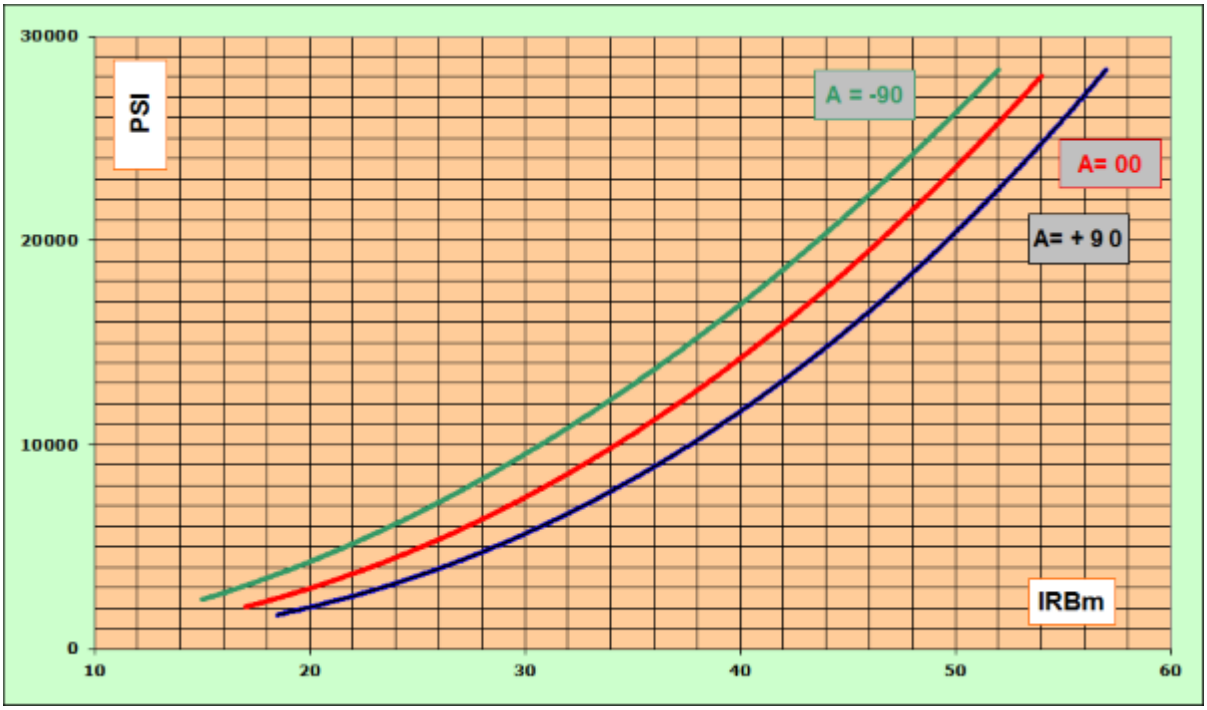


Grafico 3.10 - Curve correlazione in funzione dell'inclinazione dello strumento

L'elaborazione dei dati raccolti attraverso l'impiego dello sclerometro ha previsto i seguenti passaggi:

1. Lettura del valore di rimbalzo presso l'area esaminata e preparata in precedenza (6 punti esaminati per ogni area);
2. Applicazione della formula fornita dal produttore per la conversione del valore di rimbalzo in resistenza a compressione nel caso $\alpha = 0°$ [3.7], nel caso α = -90° [3.8] e nel caso α = +90° [3.9], dove R_{cub} rappresenta la resistenza a compressione, mentre IRBm consiste nel valore di rimbalzo letta sulla scala graduata;
3. Calcolo della media dei valori ottenuti.

$$R_{cub} = 0.0232 \cdot \mathrm{IRBm}^{2.2637} \qquad [3.7]$$

$$R_{cub} = 0.0775 \cdot \mathrm{IRBm}^{1.9823} \qquad [3.8]$$

$$R_{cub} = 0.0074 \cdot \mathrm{IRBm}^{2.5172} \qquad [3.9]$$

Di seguito vengono riportati i risultati ottenuti dopo debita elaborazione (Tabella 3.13); come si può notare, non tutti valori sono coerenti a quanto ottenuto dalla prova di carico puntuale, a causa della distinta natura fisica e dalle modalità di svolgimento della prova.

Tabella 3.13 - Valori ottenuti prova sclerometro

Viña			Trinchera		Punto di estrazione	
Campione	IRBm	R_{ck}	IRBm	R_{ck}	IRBm	R_{ck}
[-]	[mm]	[MPa]	[mm]	[MPa]	[mm]	[MPa]
1	32	61.54	26	37.92	18	16.31
2	33	65.38	26.8	40.73	21.4	24.39
3	35.83	76.90	29.6	52.94	21.8	25.28
4	35.67	78.40	28	59.90	33	50.94
5	35	79.31	33.6	68.76	29.6	52.32
6	37.6	90.92	34	70.53	28	53.82

7	39.8	102.21	31.6	74.44	29.2	62.29
8	40.8	105.13	36	83.41	34	71.36
9	40.4	106.42	34.6	88.80	39.2	79.94
10	42.33	114.38	38.8	93.67	39.4	100.96
11	45.4	133.01	38.4	96.52	42.6	110.59
Media	37.98	92.14	32.49	69.78	30.56	58.93

Si è quindi ricercata una correlazione sito-specifica che leghi i valori ottenuti da una prova distruttiva (PLT) con quelli ricavati da una prova non distruttiva (Sclerometro). In particolare, si legano la risposta del martello di Smitdh con la resistenza a compressione ottenuta dalla prova di carico puntuale. Si specifica che i campioni utilizzati per la prova di carico puntuale sono stati estratti, non disturbati, nei medesimi siti e nei pressi in cui è stata svolta la prova con sclerometro. Le seguenti tabelle (Tabella 3.14, Tabella 3.15 e Tabella 3.16) mostrano quanto appena descritto.

Tabella 3.14 - Confronto PLT e sclerometro Viña

Viña						
Campione	**IRBm [mm]**	**δ_{uc} [Mpa]**	**R_{ck} [Mpa]**	**Δ [Mpa]**	**fck [Mpa]**	**Δ [Mpa]**
1	32.0	47.6	61.5	13.9	51.1	3.5
2	33.0	58.2	65.4	7.2	54.3	3.9
3	35.8	67.7	76.9	9.2	63.8	3.9
4	35.7	68.3	78.4	10.1	65.1	3.2
5	35.0	69.8	79.3	9.5	65.8	4.0
6	37.6	72.8	90.9	18.2	75.5	2.7
7	39.8	76.8	102.2	25.4	84.8	8.1
8	40.8	77.1	105.1	28.1	87.3	10.2
9	40.4	97.3	106.4	9.2	88.3	8.9
10	42.3	116.9	114.4	2.5	94.9	21.9
11	45.4	134.1	133.0	1.1	110.4	23.7
Media	38.0	81.0	93.0	13.0	77.0	9.0

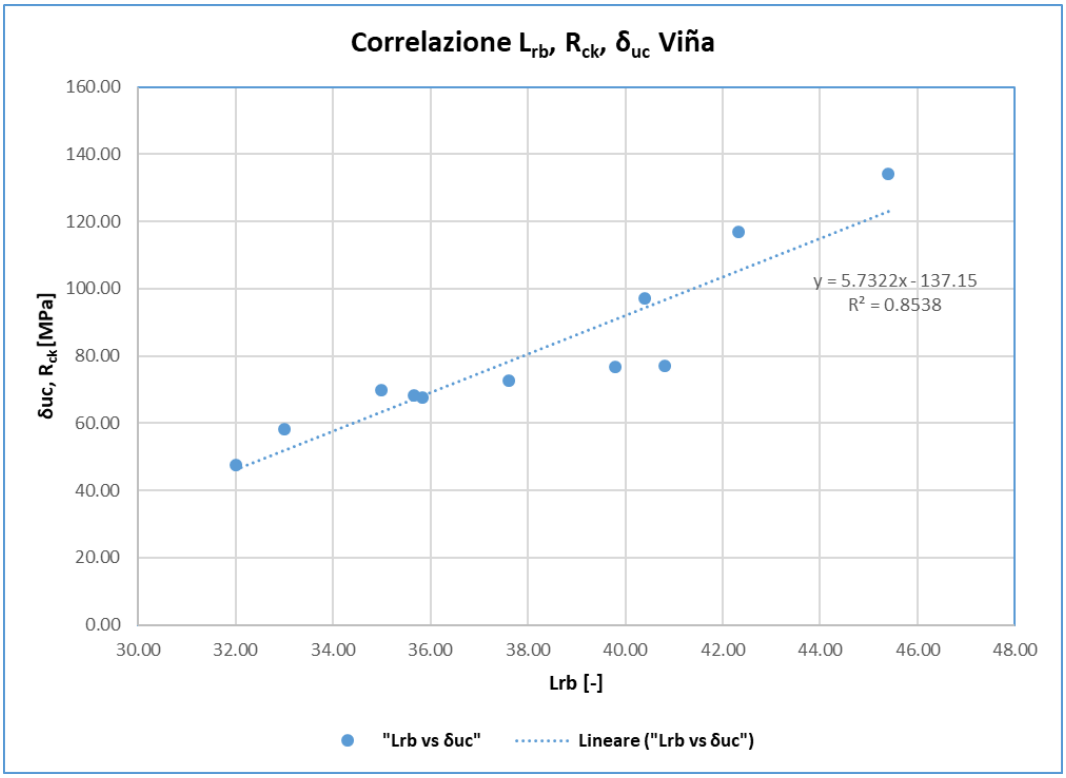


Grafico 3.11 - Curva di correlazione PLT vs Sclerometro Viña

Tabella 3.15 - Confronto PLT e sclerometro Trinchera

Trinchera						
Campione	**IRBm [mm]**	**δ_{uc} [Mpa]**	**R_{ck} [Mpa]**	**Δ [Mpa]**	**fck [Mpa]**	**Δ [Mpa]**
1	26.0	32.6	37.9	5.3	31.5	1.1
2	26.8	35.8	40.7	5.0	33.8	1.9
3	29.6	40.7	52.9	12.2	43.9	3.2
4	28.0	43.0	59.9	16.9	49.7	6.7
5	33.6	44.4	68.8	24.4	57.1	12.7
6	34.0	46.8	70.5	23.8	58.5	11.8
7	31.6	49.9	74.4	24.5	61.8	11.9
8	36.0	61.7	83.4	21.7	69.2	7.5
9	34.6	66.7	88.8	22.1	73.7	7.0
10	38.8	92.9	93.7	0.8	77.7	15.1
11	38.4	125.2	96.5	28.7	80.1	45.1
Media	33.0	59.0	70.0	17.0	58.0	12.0

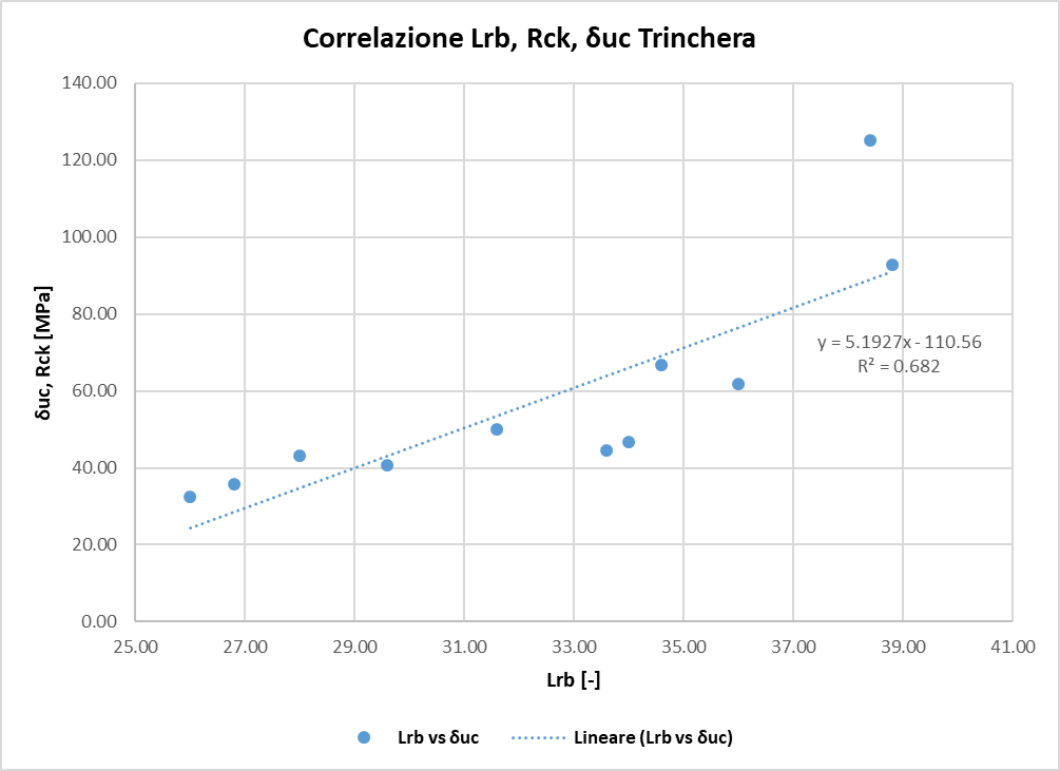


Grafico 3.12 - Curva di correlazione PLT vs Sclerometro Trinchera

Tabella 3.16 - Confronto PLT e sclerometro Punto di estrazione

Punto de extraciòn						
Campione	**IRBm [mm]**	**δ_{uc} [Mpa]**	**R_{ck} [Mpa]**	**Δ [Mpa]**	**fck [Mpa]**	**Δ [Mpa]**
1	18.0	11.2	16.3	5.1	13.5	2.3
2	21.4	13.2	24.4	11.2	20.2	7.0
3	21.8	14.0	25.3	11.3	21.0	7.0
4	33.0	36.7	50.9	14.3	42.3	5.6
5	29.6	41.1	52.3	11.2	43.4	2.3
6	28.0	43.4	53.8	10.4	44.7	1.2
7	29.2	51.9	62.3	10.4	51.7	0.2
8	34.0	55.1	71.4	16.3	59.2	4.2
9	39.2	68.4	79.9	11.5	66.4	2.1
10	39.4	104.1	101.0	3.1	83.8	20.3
11	42.6	116.2	110.6	5.6	91.8	24.4
Media	31.0	51.0	59.0	11.0	49.0	7.0

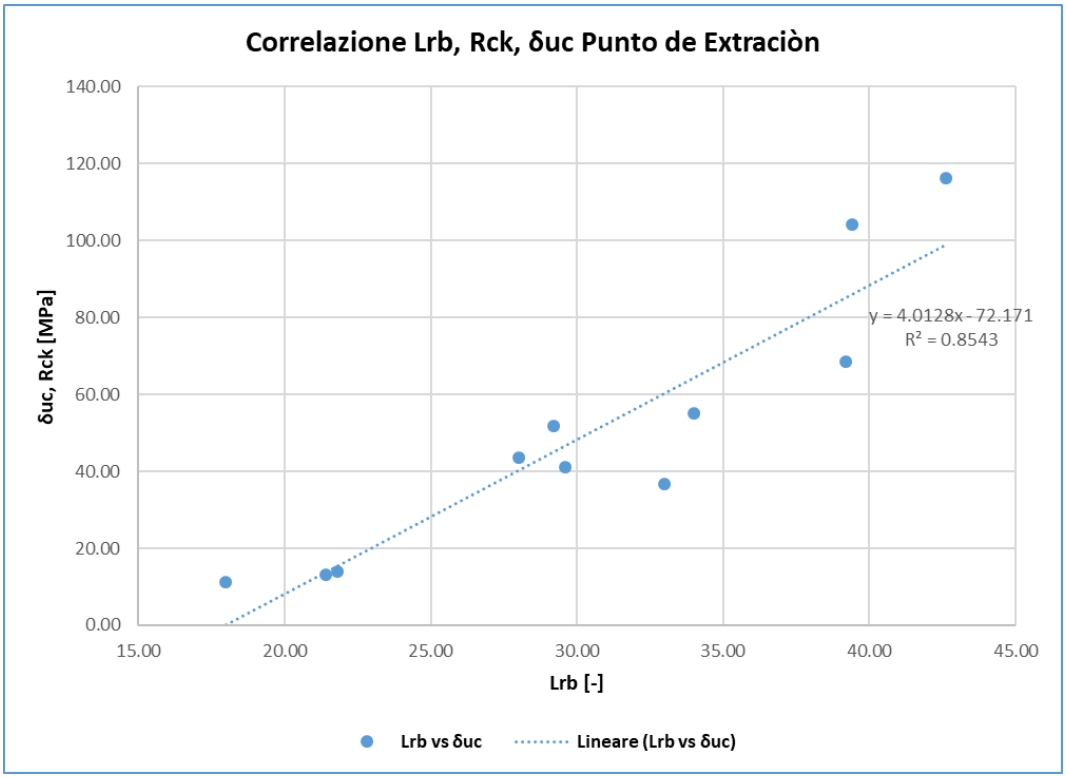


Grafico 3.13 - Curva di correlazione PLT vs Sclerometro Punto di estrazione

Come si nota dai grafici antecedenti (Grafico 3.11, Grafico 3.12 e Grafico 3.13) si evidenzia una correlazione variabile in funzione del sito investigato. In particolare, si rileva una legge di sito lineare per tutti i siti, ma in funzione dell'esposizione agli agenti atmosferici e ai processi antropici precedentemente subiti, l'indice R^2 è soggetto a importanti variazioni. Alla luce di quanto esposto, si evidenzia una marcata importanza dell'ambiente in cui è localizzato il sito investigato, come nel caso del sito "Trinchera".

3.2 Indagine Geofisica

Nel presente paragrafo viene descritto lo sviluppo di due tipi di indagine geofisica: passiva e attiva, ai fini di verificare il modulo elastico a compressione e taglio, precedentemente ricavati da dati bibliografici. Si sottolinea che tali indagini geofisiche sono state sviluppate, per ragioni logistiche ed economiche, solo nell'area di interesse denominata Punto di estrazione.

3.2.1 Indagine Passiva: Tecnica HSVR

L'indagine geofisica passiva consiste in una tipologia di prova che, come si intuisce dal nome stesso, non necessita di alcuna energizzazione esterna, in quanto utilizza come sorgente tutto ciò che è in grado di produrre una minima vibrazione sulla superficie. Ciò implica, rispetto alle più affermate metodologie sismiche di tipo attivo (vedi 3.2.2), una serie di vantaggi:

- l'indagine consente di acquisire dati che altri metodi considerano come disturbo (poca accuratezza);
- Non essendo necessarie energizzazioni esterne al sistema, si possono raggiungere con facilità profondità dell'ordine del centinaio di metri;

- Non richiede più di 2/3 operatori ed è più veloce da eseguire rispetto alle comuni tecniche sismiche.

Chiaramente, rispetto alle tecniche di acquisizione attiva, quella passiva non è in grado di procurare lo stesso livello di dettaglio, ma è utile per una rapida caratterizzazione meccanica dell'ammasso roccioso. Si precisa che i dati ottenuti sono da considerarsi qualitativi e migliorabili.

Di seguito vengono riportati gli strumenti impiegati per l'indagine eseguita:

- N. 1 Martello da geologo;
- N. 1 GPS Garmin etrex 20x;
- N. 3 Ipad Pro.

I passaggi per il rilevamento eseguito sono consistiti in:

- Individuazione dell'area di interesse;
- Suddivisione dell'area oggetto di studio in stendimenti in direzione Nord-Sud, all'interno dei quali sono stati collocati tre trasduttori di lettura passiva (Ipad Pro);
- Messa in bolla dei vari trasduttori con l'ausilio del martello da geologo per spianare la superficie e loro posizionamento rispetto al Nord;
- Georeferenziazione dei punti su cui sono posizionati i trasduttori passivi;
- Acquisizione sincronizzata dei vari trasduttori.

Si specifica che sono state ricavate tre misurazioni per ciascun settore (8), per un totale di 24 misurazioni, attraverso l'utilizzo del software VibSensor V2.0 della casa madre Now Instruments. Una volta acquisiti i vibrogrammi dei settori oggetto di studio, i dati ottenuti vengono elaborati attraverso il software MATLAB R2016b della casa madre Mathworks.

Di seguito sono riportati i valori elaborati attraverso l'impiego di questi software.

Si specifica, come è possibile notare dalla Tabella 3.17, che alcuni valori di frequenza sono stati omessi in quanto privi di significato fisico.

Tabella 3.17 - Valori estrapolati da VibSensor geolocalizzati

Station	EST	NORD	FREQUENCE (Hz)
A1	332814.1714	6228885.871	29.7
B1	332799.8227	6228903.699	34.2
A2	332789.56	6228946.227	20.2
C2	332745.768	6228948.003	39.7
C3	332823.1041	6228892.353	39.8
A4	332816.494	6228921.522	27.8
A5	332784.8958	6228974.988	35.7
B5	332757.458	6228934.343	22.9
C5	332770.14	6228901.176	30.3
A6	332784.0745	6228875.464	38.3
B6	332851.9588	6228950.299	21.16
C6	332839.1041	6228880.322	21.6
B7	332827.1646	6228928.922	24
C7	332878.5576	6228967.107	20.2
A8	332740.6066	6228895.439	19.7
B8	332759.1123	6228887.891	24.3

C8	332784.3811	6228858.164	16.6

I risultati ottenuti attraverso l'elaborazione del codice sul software MATLAB R2016b sono riportati in Tabella 3.18.

Tabella 3.18 - Parametri ottenuti tramite elaborazione in MATLAB

	V_p [m/s]	V_s [m/s]	ρ [g/cm^3]	H [m]	Q_p [-]	Q_s [-]
Overburden	560 (con u=0.3)	300	1.6	2, 3, 4	15	10
Fractured Andesite	4000	2000	2.5	/	80	40

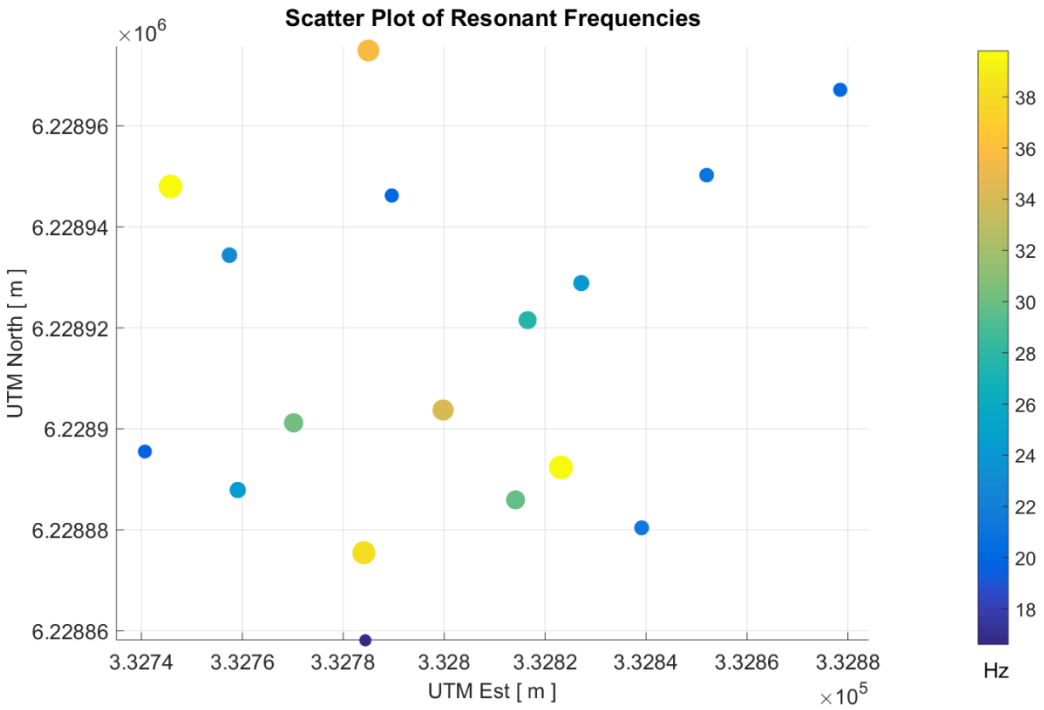


Grafico 3.14 - Scatter plot Frequenza di Risonanza

I risultati fino ad ora esposti sono relativi a dati puntuali: essendo di interesse lo studio dell'intera area dove è previsto lo sviluppo della miniera, si procede all'interpolazione dei dati tramite appositi software, in particolare ArcMap 10.4.1 e ArcScene 10.4.1, entrambi prodotti da ARCGis.

La Figura 3.23 riporta la distribuzione delle frequenze nell'area ove è prevista l'ubicazione della miniera. Come si può apprezzare dalla Figura 3.23, le frequenze assumono un valore che varia da un minimo di circa 5 Hz ad un massimo di circa 50 Hz. Si precisa che i valori di alta frequenza indicano strati di copertura vegetali più spessi rispetto a quelli in cui si sono registrate frequenze più basse. Si precisa, inoltre, che la Figura 3.23 è il risultato di una interpolazione *"Spline"*, che risulta la migliore per il caso oggetto di studio.

La Figura 3.24 e la Figura 3.25 riportano la mappa della distribuzione delle frequenze e la topografia dell'area oggetto di studio in due dimensioni e tre dimensioni rispettivamente. In questo modo è possibile ottenere un migliore inquadramento dell'area studiata e della distribuzione delle frequenze.

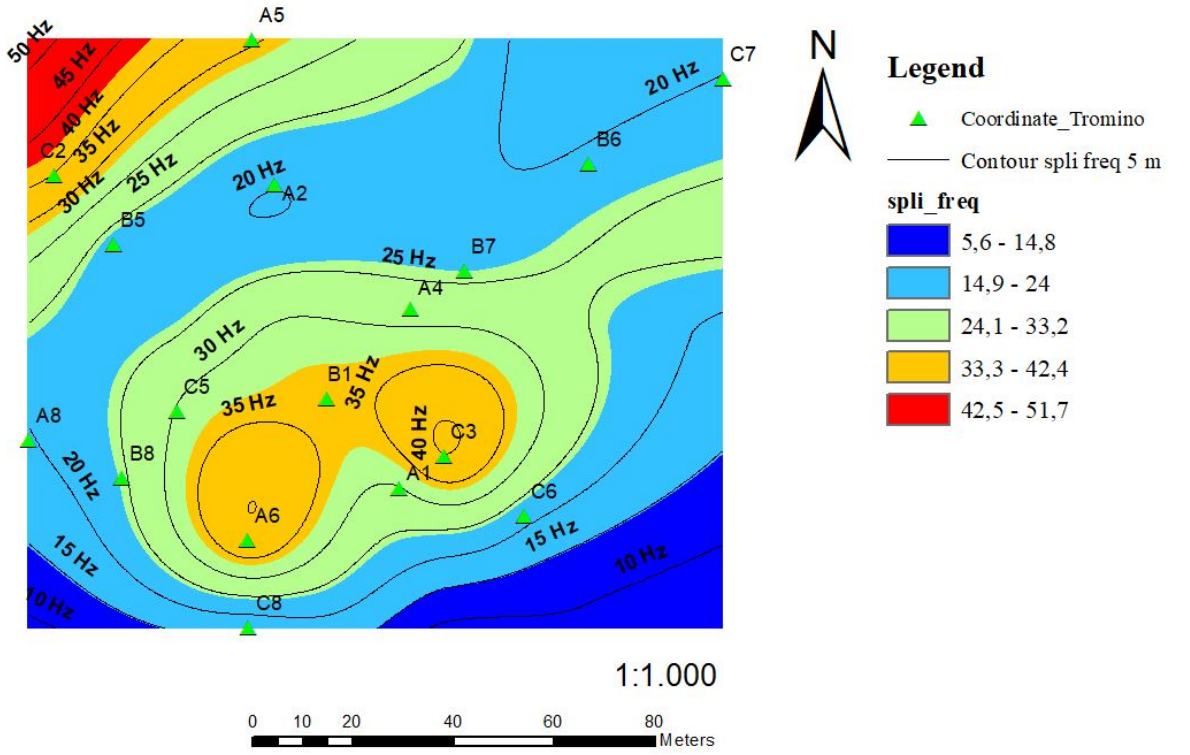


Figura 3.23 - Distribuzione delle frequenze

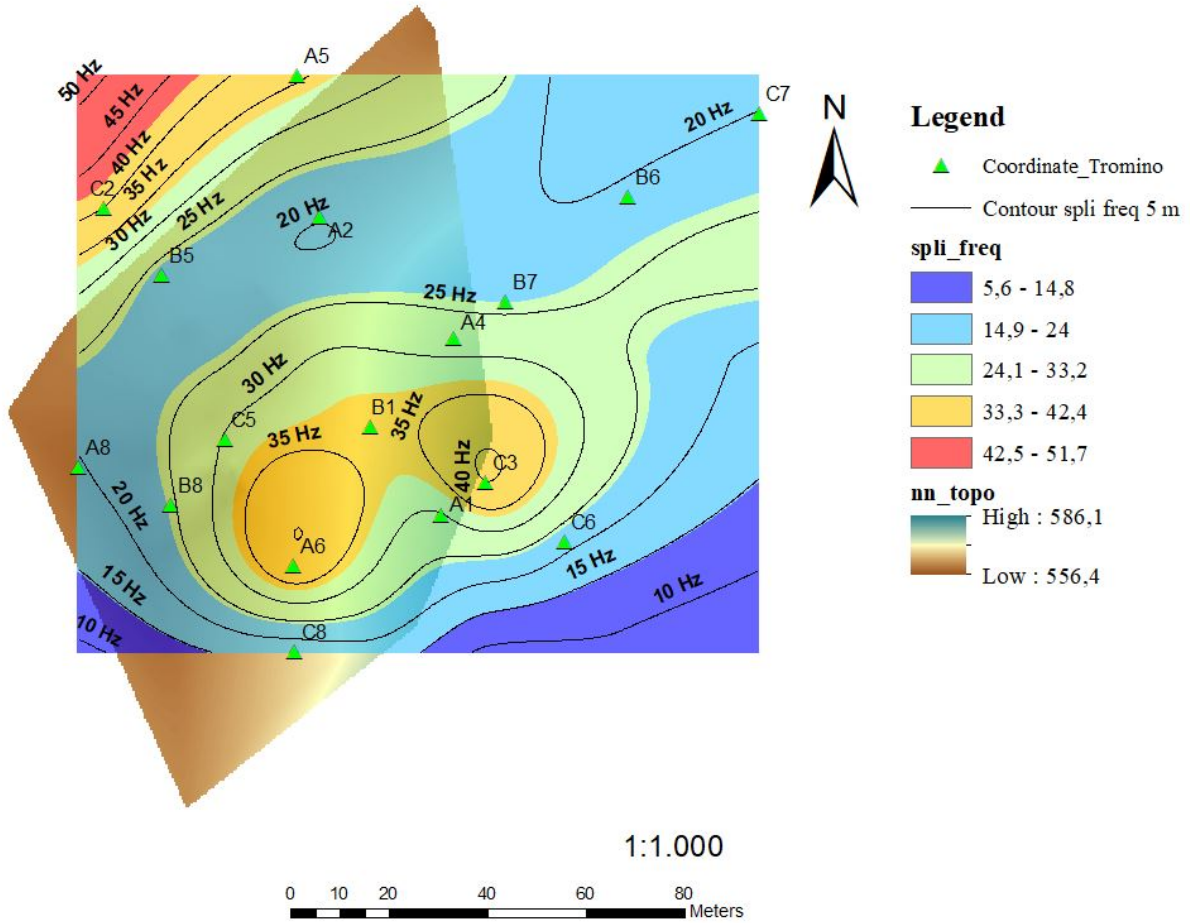


Figura 3.24 - Distribuzione delle frequenze e topografia

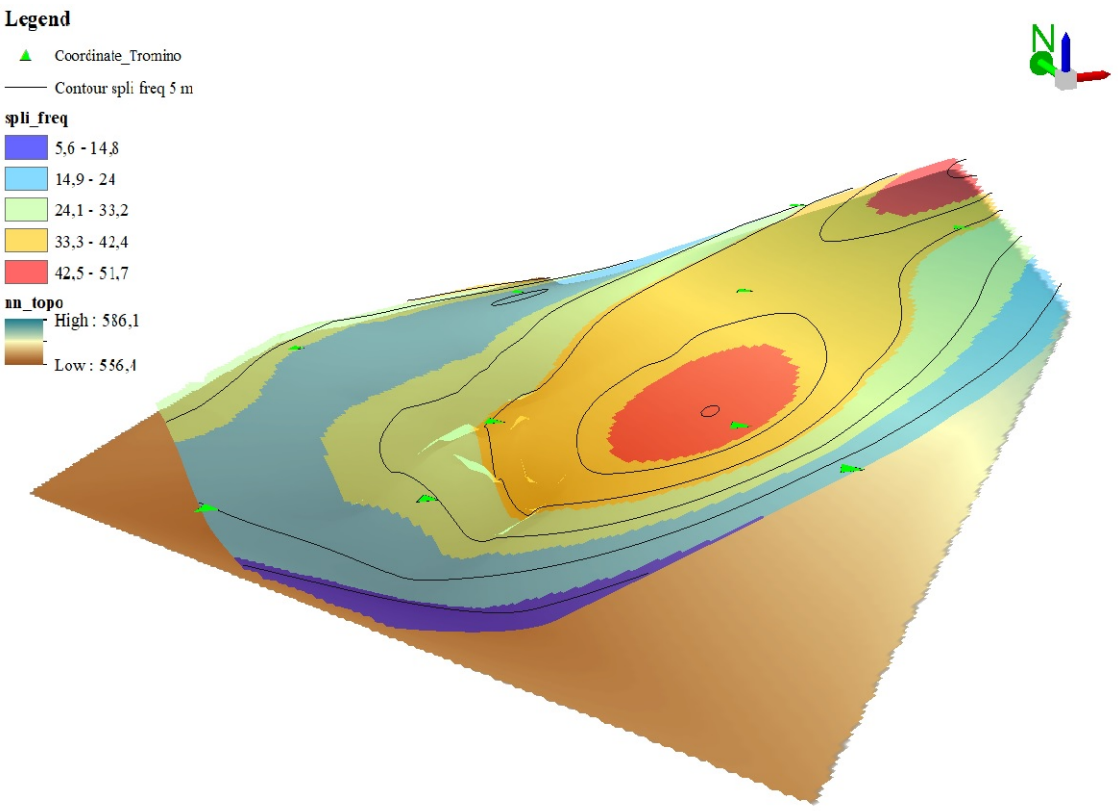


Figura 3.25 - Distribuzione 3D delle frequenze e topografia

Il Grafico 3.15 mostra il risultato dell'indagine geofisica passiva: in particolare si evidenziano i picchi di frequenza tra 15 e 40 Hz cui corrispondono strati di copertura compresi tra 2 e 4 m; inoltre l'ampiezza del picco è correlata al contrasto che sussiste tra le proprietà meccaniche dei due mezzi (roccia e copertura vegetale) e si osserva che all'aumentare di quest'ultimo le proprietà meccaniche presentano differenze più marcate.

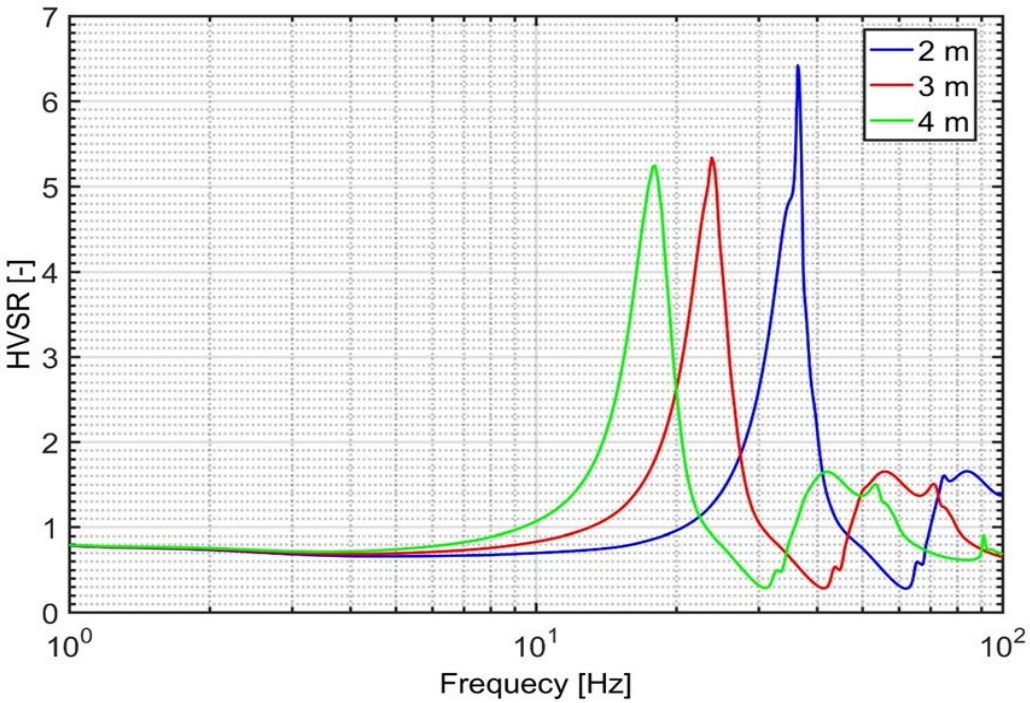


Grafico 3.15 - Spettro di frequenza

3.2.2 *Indagine Attiva: Sismica a rifrazione*

Al fine di migliorare i dati qualitativi ottenuti con l'indagine passiva descritta precedentemente, si è effettuata una indagine geofisica attiva mediante sismica a rifrazione.

La sismica a rifrazione si basa sulla propagazione di onde di compressione e di taglio (e di superficie) in un mezzo considerato elastico e omogeneo. Le onde vengono generate in seguito a opportuna energizzazione, la quale può avvenire attraverso l'impiego di esplosivi o mezzo meccanico. Unicamente in riferimento alle onde di compressione e ipotizzando di avere in superfice uno stendimento di geofoni equidistanziati è possibile misurare, rispetto al tempo 0 e a diverse distanze, il tempo di percorrenza delle onde P. Conoscendo il tempo che intercorre tra l'emissione di energia e la captazione al ricevitore (geofono) e la distanza tra sorgente e ricevitore è possibile ricavare il valore della velocità dell'onda, la quale è correlabile ai parametri meccanici del mezzo attraversato. Le ipotesi su cui si basa il concetto di onda rifratta è che la velocita di propagazione del mezzo sottostante sia maggiore a quella del mezzo sovrastante. La Figura 3.26 chiarisce lo schema di rilievo.

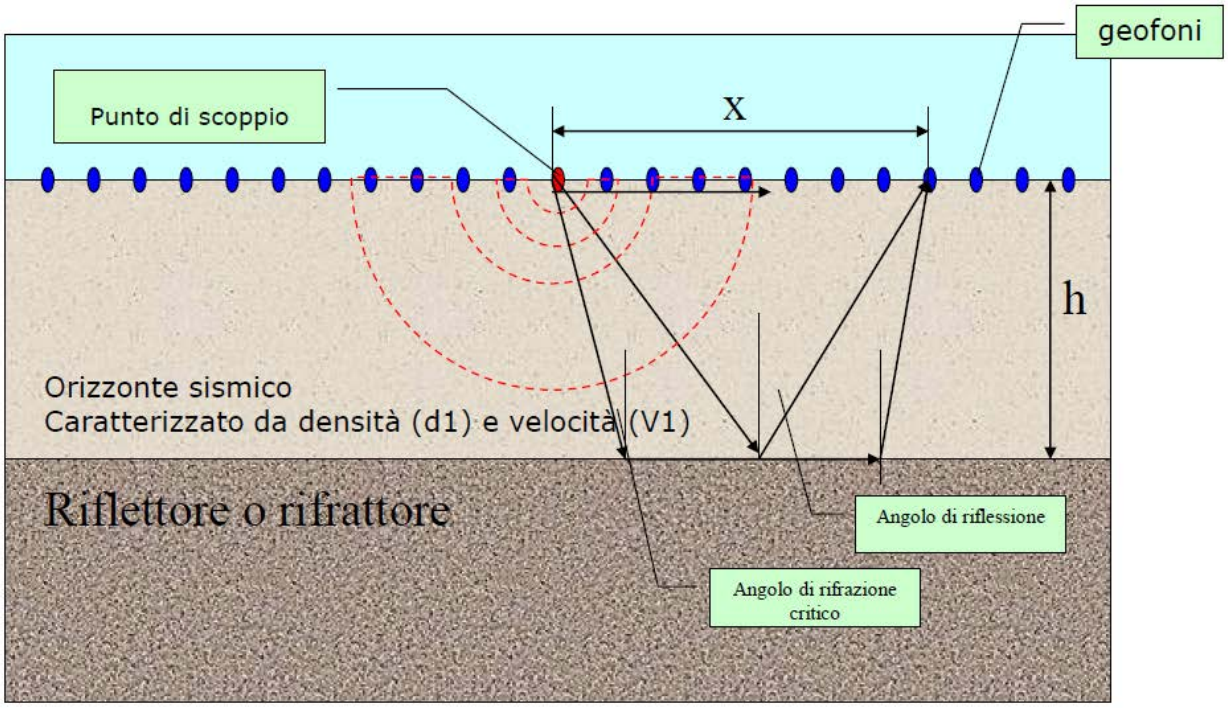


Figura 3.26 - Schema di rilievo a rifrazione

L'apparecchiatura impiegata consta di:

- Sismografo ES3000 GEOMETRICS da 24 canali, le cui caratteristiche tecniche sono riportate in Allegato 12;
- 24 Geofoni verticali da 4 a 10 Hz;
- 2 Cavi sismici da 12 uscite ogni 3-4 m;
- Mazza battente 6 lb (2.72 kg);
- Piastra in teflon;
- Cavo elettrico da 100 m bipolare per trigger;
- Connettore inerziale.

La procedura di rilievo è svolta eseguendo 4 profili di cui 2 paralleli all'asse del tunnel e 2 perpendicolari a esso; per maggiore chiarezza si rimanda alla Figura 3.27 e Figura 3.28. I 4 profili investigati garantiscono una buona copertura dell'area, fornendo le informazioni geomeccaniche necessarie; inoltre, essendo perpendicolari gli uni agli altri, si evidenzia lo stato di fratturazione dell'ammasso roccioso, sia longitudinalmente all'asse del tunnel sia in direzione perpendicolare ad esso. Gli step seguiti per il rilievo sono:

1. Ricerca della linea di interesse (lunghezza max. 50m, avendo a disposizione solo una massa battente e non esplosivo);
2. Georeferenziazione dei punti iniziale, finale e intermedio del profilo;
3. Posizionamento dei geofoni in linea, equidistanziati di due metri, e successivo collegamento con i due cavi sismici;
4. Collegamento del sismografo ai cavi sismici e all'elaboratore;
5. Controllo e verifica della linea;
6. Energizzazione in testa con 4 colpi, in coda con tempi di acquisizione di 62.5 e 0.5 s;
7. Energizzazione intermedia con 4 colpi con tempi di acquisizione di 1 s;
8. Indagine passiva con ascolto dei microrumori a 16 e 32 s;
9. Ripetizione dei punti 1-8 per le linee successive.

La Figura 3.29 - Figura 3.32 mostrano i dettagli dell'esecuzione della prova.

Figura 3.27 - Disposizione stendimenti e asse del tunnel

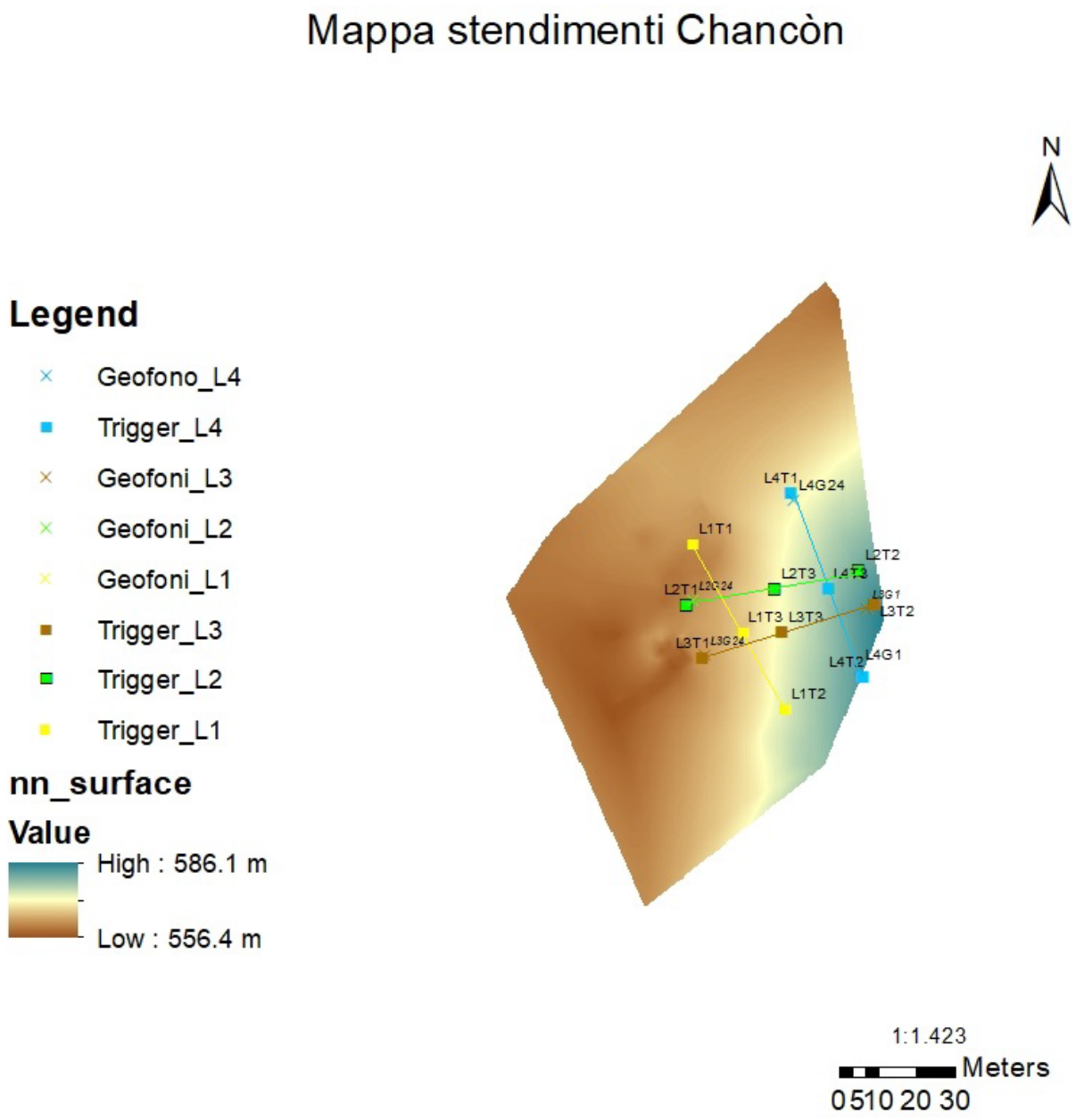


Figura 3.28 - Mappa degli stendimenti delle linee

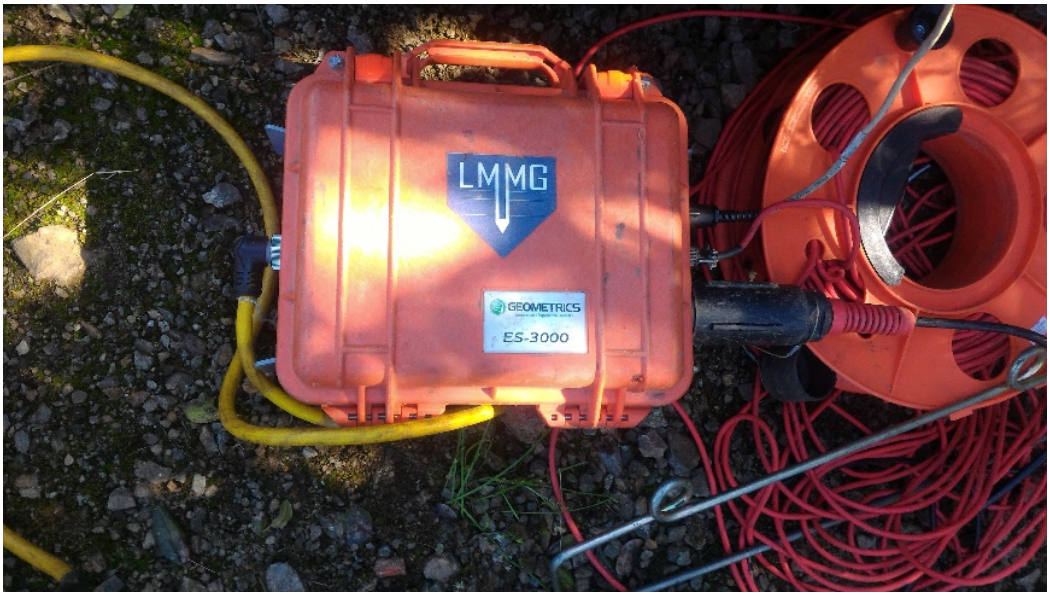


Figura 3.29 - Sismografo ES-3000

Figura 3.30 - Stendimento di geofoni

Figura 3.31 - Collegamento geofono-cavo sismico

Figura 3.32 - Energizzazione trigger

I risultati ottenuti da tale prova riguardano sia le onde rifratte, dalle quali è possibile ricavare la legge di propagazione delle onde di compressione, che le onde superficiali, da cui si ricavano informazioni relative alle onde di taglio. Nel seguito vengono esposti i risultati ottenuti dall'indagine geofisica: per ogni profilo, partendo dai dati di velocità delle onde di taglio e di compressione, sono stati ottenuti la

variazione del modulo di Poisson (nel seguito indicato come ν), modulo elastico e modulo di taglio (successivamente richiamati come E, G rispettivamente) in funzione della profondità. Si precisa che i software impiegati per l'elaborazione dei dati sono: Excel e MATLAB R2016b.

Si riportano i passaggi e le formule impiegate per la determinazione della velocità delle onde di taglio (da ora chiamate V_s):

1. Acquisizione dei dati nel dominio spazio-tempo (tempi di primo arrivo dei geofoni in ascolto dal numero 1 al numero 24);
2. Passaggio dal dominio spazio-tempo al dominio frequenza-numero d'onda (tale passaggio si effettua tramite l'applicazione della trasformata di Fourier);
3. Normalizzazione dello spettro così ottenuto rispetto alla frequenza massima;
4. Ricerca del modo fondamentale con cui le onde superficiali si trasmettono nel mezzo (picking manuale dallo spettro normalizzato);
5. Estrapolazione della curva di dispersione (scatter plot della velocità di fase in funzione della frequenza);
6. Per ciascuna coppia frequenza-numero d'onda è possibile calcolare la velocità delle onde superficiali, attraverso la (3.10), dove f indica la frequenza misurata in Hz, k indica il numero d'onda misurato in m.

$$V_r = \frac{2\pi f}{k} \tag{3.10}$$

7. Ottenuta la velocità delle onde superficiali (da ora chiamate V_r) è possibile ricavare la profondità massima alla quale tali onde si propagano (3.11), la profondità alla quale è contenuta la massima energia (3.12), dove λ e z rappresentano rispettivamente la profondità massima a cui si propagano le onde di superficie (espressa in m) e la quota alla quale corrisponde il maggior contenuto energetico di tali onde (anch'esso espresso in m).

$$\lambda = \frac{V_r}{f} \tag{3.11}$$

$$z = \frac{\lambda}{2} \tag{3.12}$$

8. Attraverso la (3.13) è possibile determinare la velocità delle onde di taglio.

$$V_s = 1.1 \cdot V_r \cdot 1000 \tag{3.13}$$

Dove 1000 è un fattore moltiplicativo che permette di esprimere la V_s in m/s.

La velocità delle onde di taglio non è sufficiente per poter valutare l'entità del coefficiente di Poisson ν, il modulo elastico E ed infine il modulo di taglio G, i quali costituiscono i parametri dell'ammasso roccioso ricercati. Per la determinazione dei parametri appena citati, si rende necessaria la valutazione della velocità di propagazione delle onde di compressione V_p.

La V_p è valutata attraverso i tempi di primo arrivo ai geofoni, viene quindi valutato il tempo di percorrenza delle onde rifratte in funzione dell'offset dei vari geofoni. Da tale valutazione emerge una legge lineare che lega la velocità delle onde di compressione alla profondità, nella forma della (3.14).

$$V_p(z) = a + b \cdot z \tag{3.14}$$

dove a rappresenta il valore dell'intercetta, b il coefficiente angolare della retta, ovvero il gradiente della velocità, e z indica la profondità a cui si ricerca la V_p.

Con le informazioni relative a V_p e V_s è possibile ricavare i parametri meccanici dell'ammasso roccioso: attraverso la (3.15) il coefficiente di Poisson, (3.16) il modulo elastico, (3.17) il modulo di taglio.

$$\nu = \frac{\left(V_p/V_s\right)^2 - 2}{2 \cdot \left[\left(V_p/V_s\right)^2 - 1\right]} \tag{3.15}$$

$$E = \frac{\rho \cdot {V_p}^2 (1 - 2\nu) \cdot (1 + \nu)}{1 - \nu} \tag{3.16}$$

$$G = \frac{E}{2 \cdot (1 + \nu)} \tag{3.17}$$

dove ρ indica il peso di volume dell'ammasso roccioso, assunto costante e pari a 25 kN/m^3.

Si procede ora alla caratterizzazione di ogni stendimento, per la loro disposizione geometrica si rimanda alla Figura 3.27 e alla Figura 3.28.

Per ogni stendimento sono stati analizzati due punti di energizzazione, all'inizio e al termine di ogni linea; il numero 1 è inteso nei pressi del geofono 1 dello stendimento, mentre il numero 2 si pone nei pressi del geofono 24 dello stendimento. Nel seguito si analizzano i risultati delle onde superficiali e di compressione: in particolare, si espongono prima i risultati delle onde superficiali, in seguito delle onde di volume ed infine si tracciano i profili dei parametri geomeccanici dell'ammasso roccioso.

Vengono ora elaborati i dati relativi agli scoppi nel primo stendimento, in particolare la Figura 3.48, Figura 3.49 e Figura 3.50 riportano rispettivamente lo spettro, lo spettro normalizzato (con relativo metodo fondamentale) e curva di dispersione dello scoppio 2. Mentre la Figura 3.51, Figura 3.52 e la Figura 3.53 riportano le medesime informazioni ma per il primo scoppio.

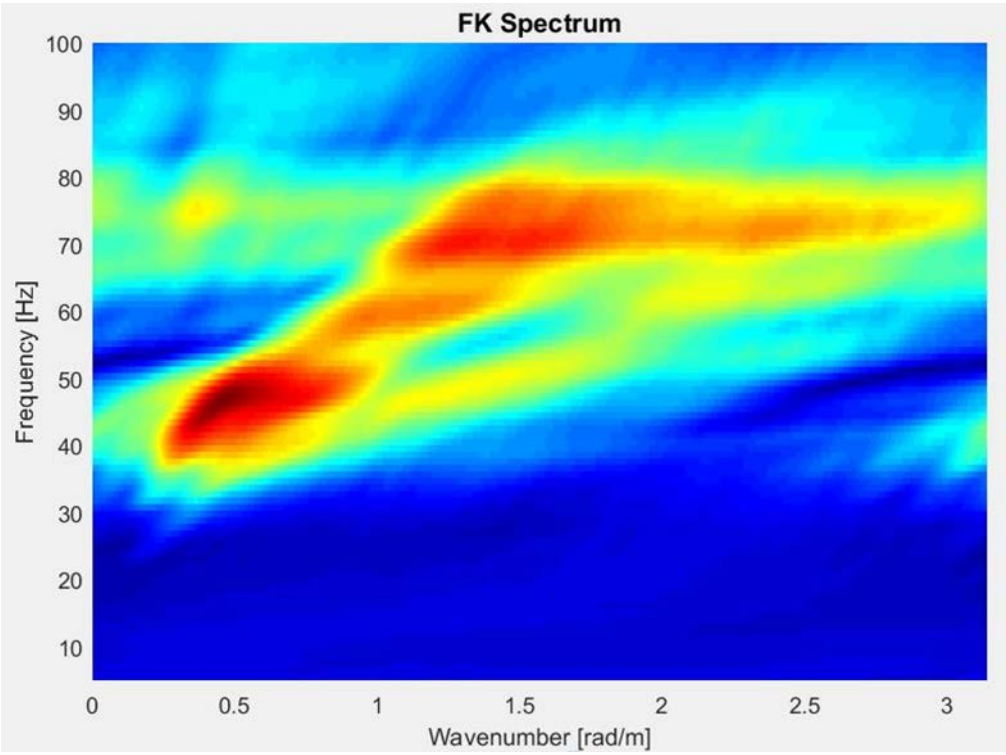


Figura 3.33 - Spettro FK stendimento 1 scoppio 2 (presso geofono 24)

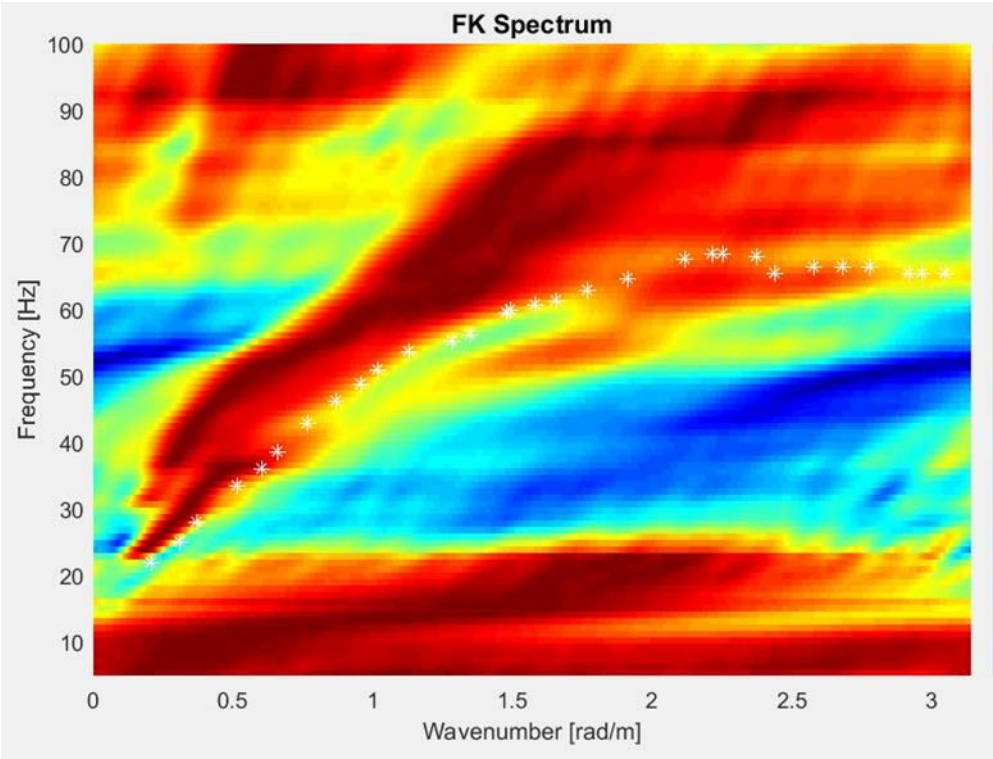


Figura 3.34 - Spettro FK normalizzato stendimento 1 scoppio 2 (presso geofono 24)

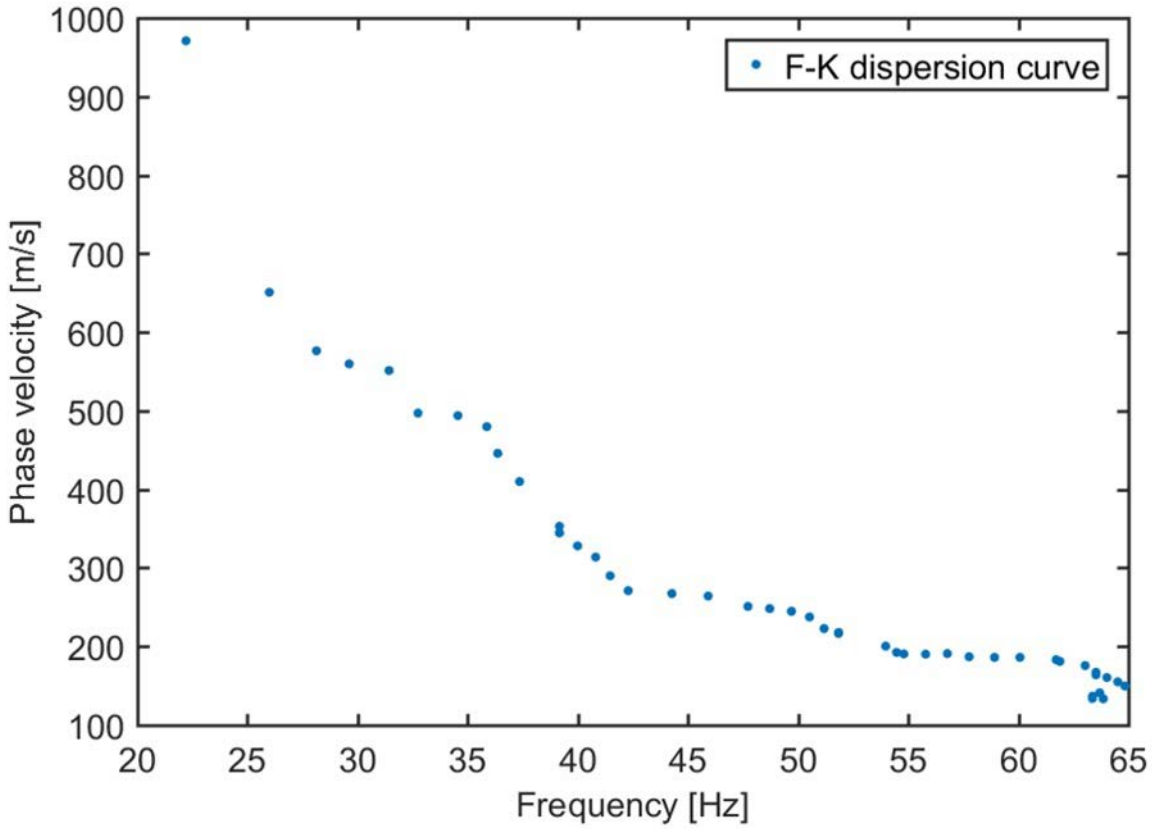


Figura 3.35 - Curva di dispersione stendimento 1 scoppio 2 (presso geofono 24)

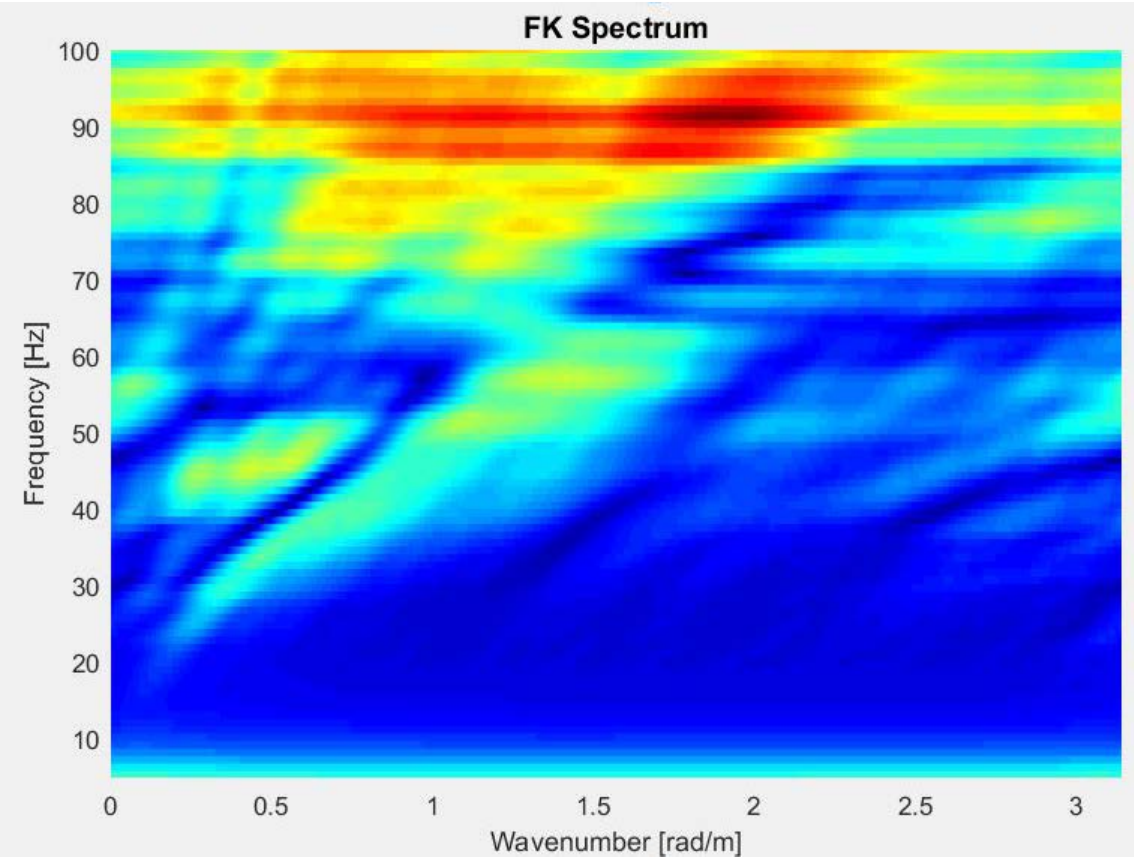


Figura 3.36 - Spettro FK stendimento 1 scoppio 1 (presso geofono 1)

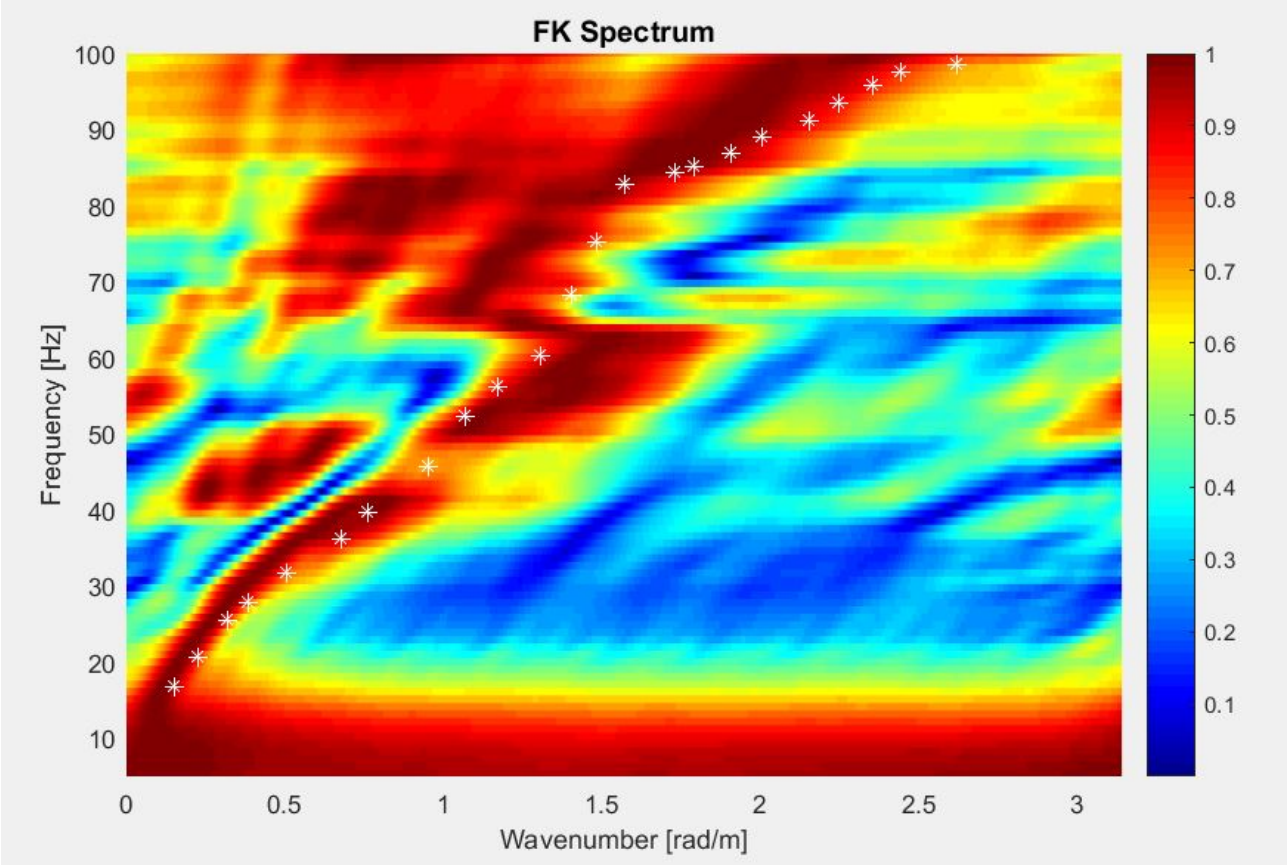


Figura 3.37 - - Spettro FK normalizzato stendimento 1 scoppio 1 (presso geofono 1)

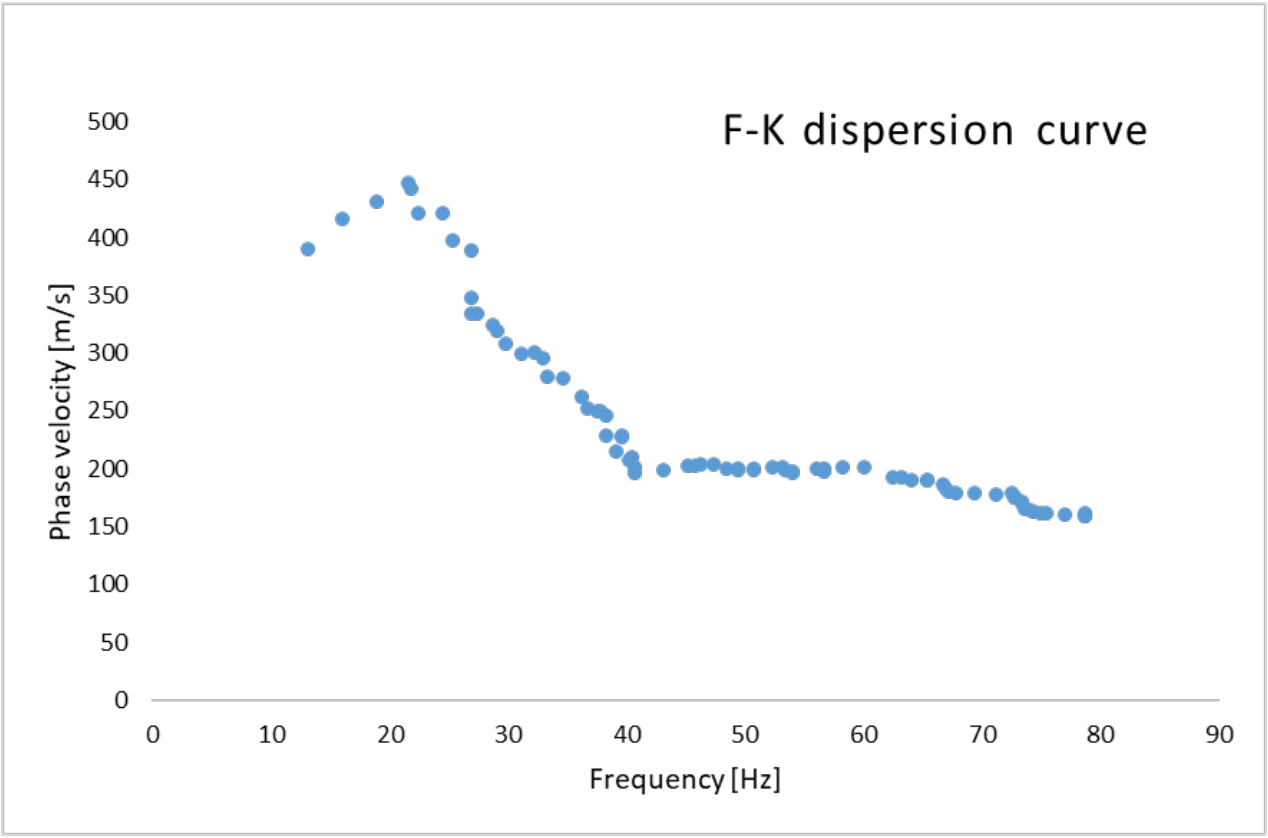


Figura 3.38 - Curva di dispersione stendimento 1 scoppio 1 (presso geofono 1)

Dalla Figura 3.35 e Figura 3.38 è possibile procedere con l'inversione del problema, da cui si ricava la variazione delle onde di taglio in funzione della profondità (Figura 3.39 e Figura 3.40). Come si può apprezzare dalla Figura 3.39 e Figura 3.40, l'andamento delle velocità delle onde di taglio è in entrambi i casi approssimabile a una funzione polinomiale di secondo grado, con un indice R^2 molto elevato. Il dettaglio dell'equazione che approssima l'andamento delle velocità e l'indice di correlazione sono visionabili nelle rispettive figure.

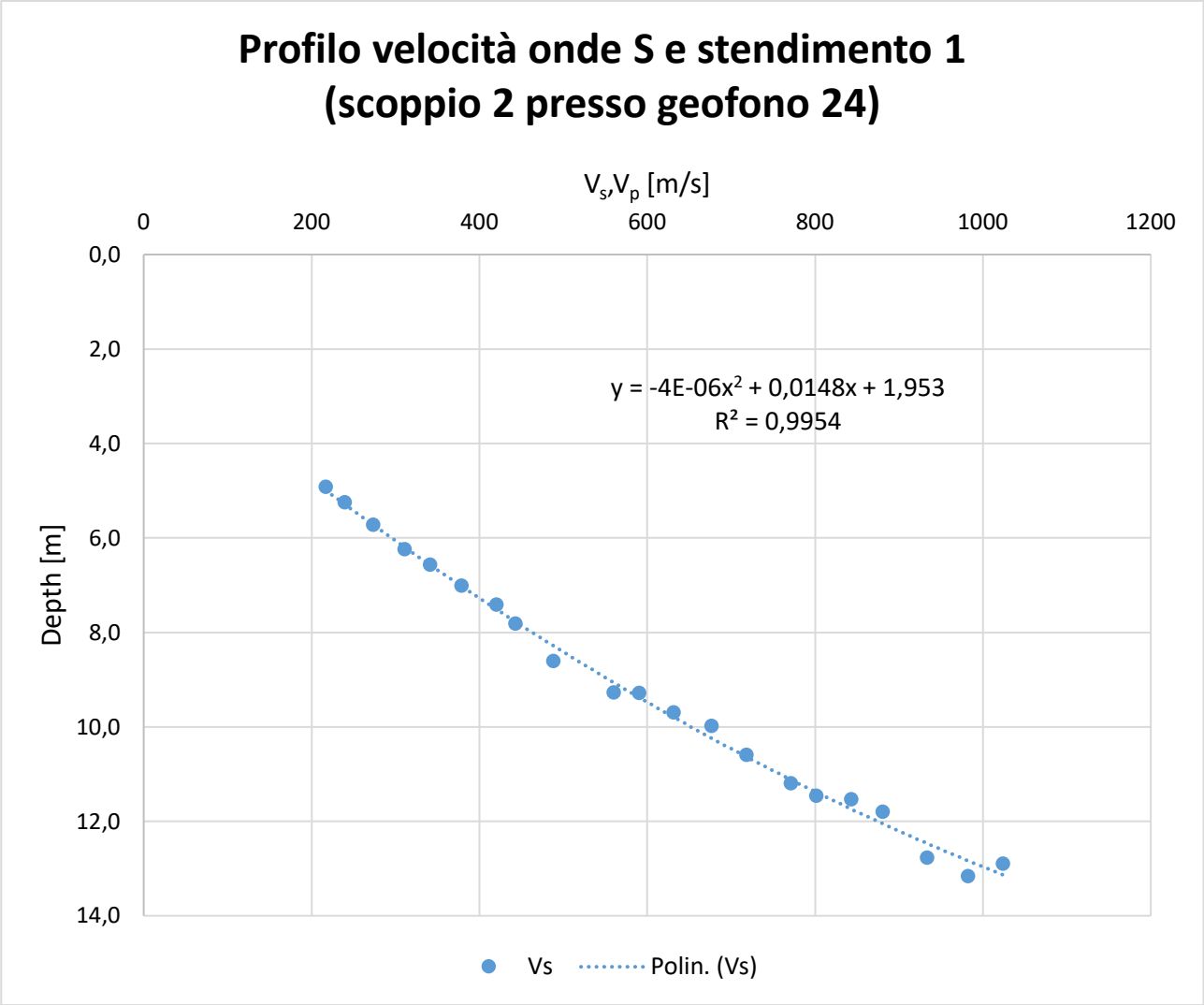


Figura 3.39 - Profilo delle velocità onde di taglio, profilo 1 scoppio 2 (pressi geofono 24)

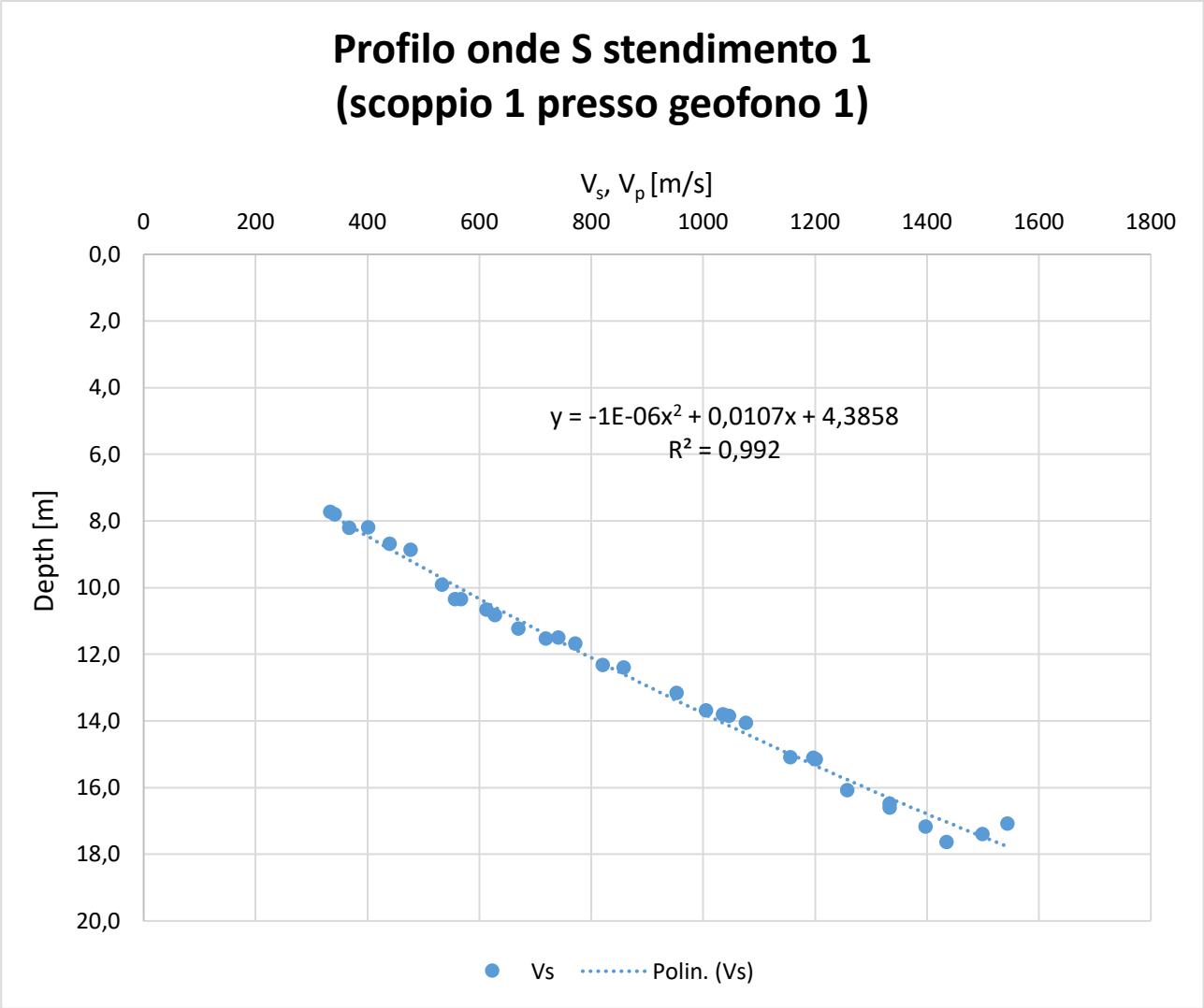


Figura 3.40 - Profilo delle velocità onde di taglio, profilo 1 scoppio 2 (pressi geofono 1)

Per quanto riguarda le onde di compressione sono stati ricavati l'andamento, la distribuzione e le leggi lineari riportate in Figura 3.41. Come si può apprezzare dalla Figura 3.41, l'andamento delle velocità delle onde di compressione è lineare e varia da un valore di circa 3000 m/s nei pressi del geofono 1 (ad una profondità di 20 m) ad un valore di circa 2700 m/s (sempre ad una profondità di 20 m) nei pressi del geofono 24. Dato che la velocità passa da 3000 m/s a 2700 m/s, si può dedurre un peggioramento (seppur lieve) delle caratteristiche meccaniche dell'ammasso roccioso passando dalla posizione del geofono 1 alla posizione del geofono 24.

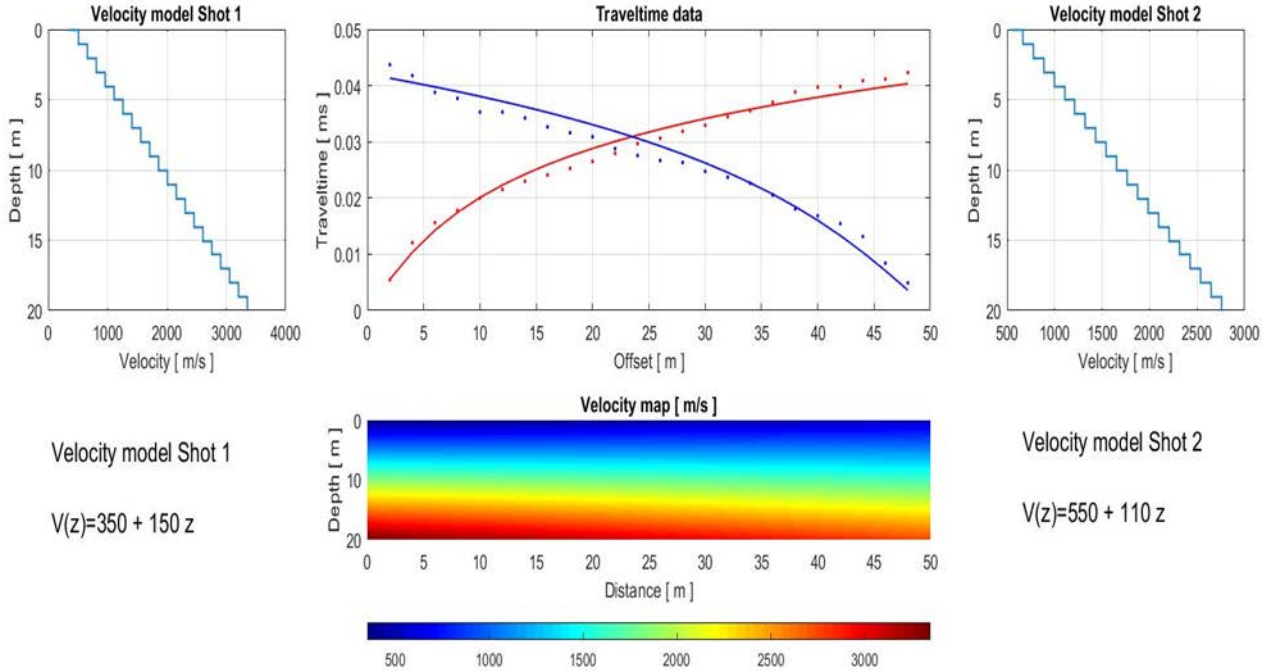


Figura 3.41 - Andamento, distribuzione e legge di velocità onde di compressione stendimento 1

Si riportano la Figura 3.42 e Figura 3.43, che mostrano come, all'aumentare della profondità, aumentino anche le velocità di propagazione delle onde sismiche.

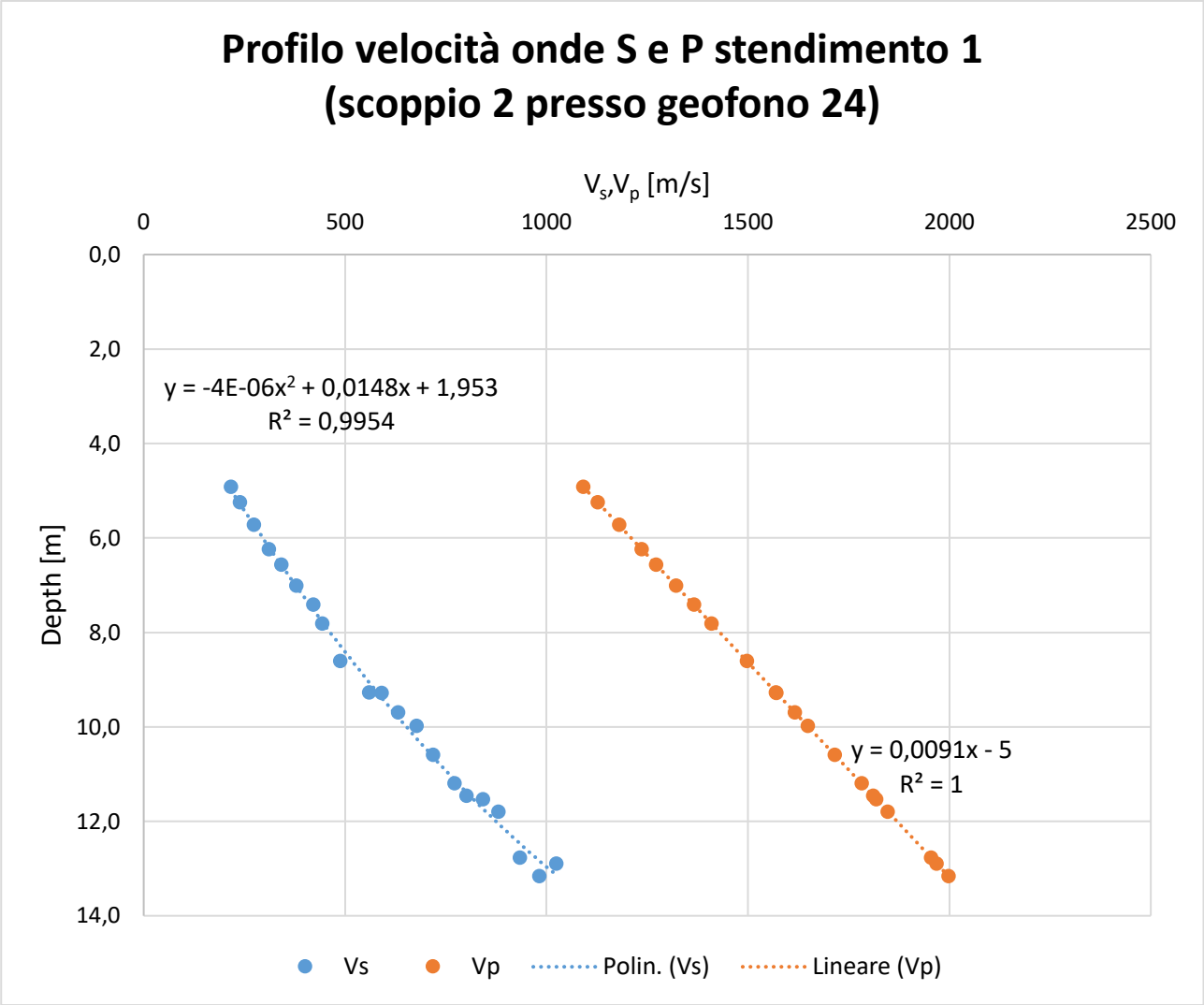


Figura 3.42 - Confronto andamento velocità onde di compressione e taglio stendimento 1 presso geofono 24

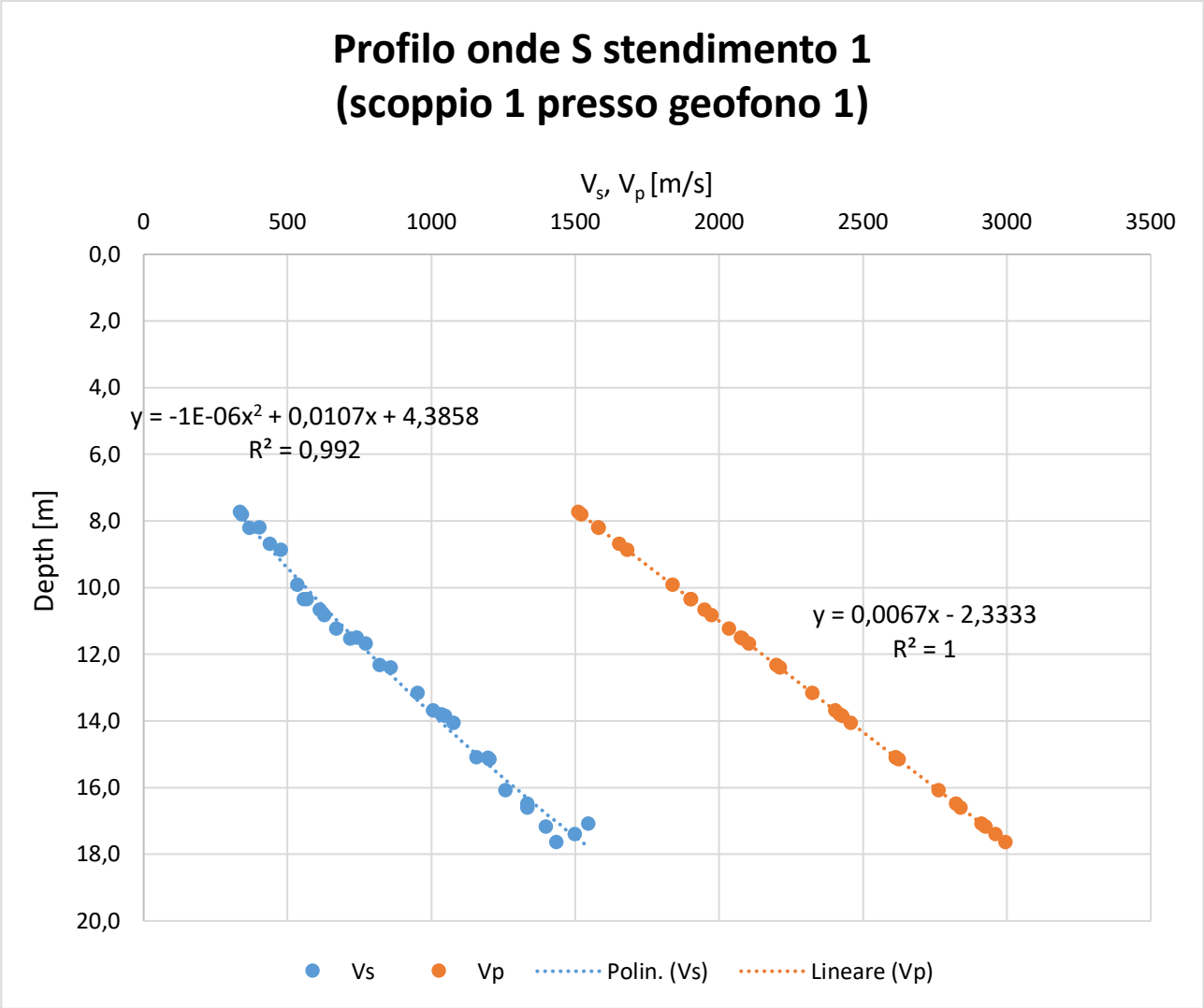


Figura 3.43 - Confronto andamento velocità onde di compressione e taglio stendimento 1 presso geofono 1

Si fa notare che all'aumentare della profondità le curve relative alle onde di taglio e compressione si avvicinano: ciò è imputabile ad un miglioramento delle caratteristiche meccaniche dell'ammasso roccioso che risulta quindi meno fratturato in profondità. Inoltre, essendo la variazione di velocità in funzione della profondità ben approssimabile con leggi lineari o polinomiali del secondo ordine, si può assumere che l'ammasso roccioso non presenti particolari anomalie.

La Figura 3.44 e Figura 3.45 la riportano la variazione del coefficiente di Poisson all'aumentare della profondità investigata. Si fa notare che in entrambe le figure l'andamento è approssimabile con una funzione polinomiale del secondo ordine in modo soddisfacente (coefficiente di determinazione superiore a 0.80); le equazioni che meglio approssimano l'andamento sono riportate in Figura 3.44 e Figura 3.45. In entrambi i casi il coefficiente di Poisson oscilla tra 0.35 e 0.25, valore in linea con la geologia della roccia.

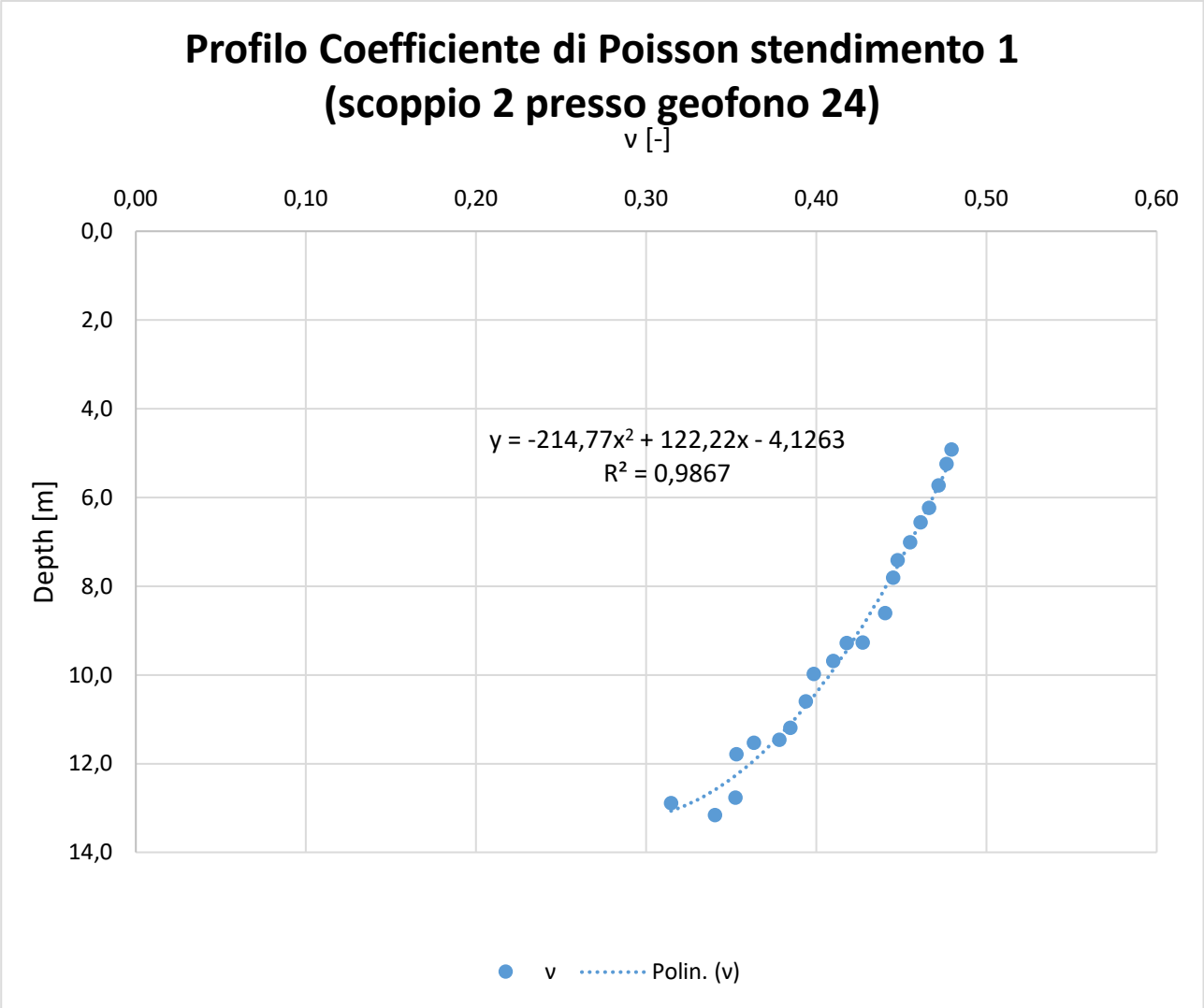


Figura 3.44 - Profilo del modulo di Poisson, profilo 1 scoppio 2 (presso geofono 24)

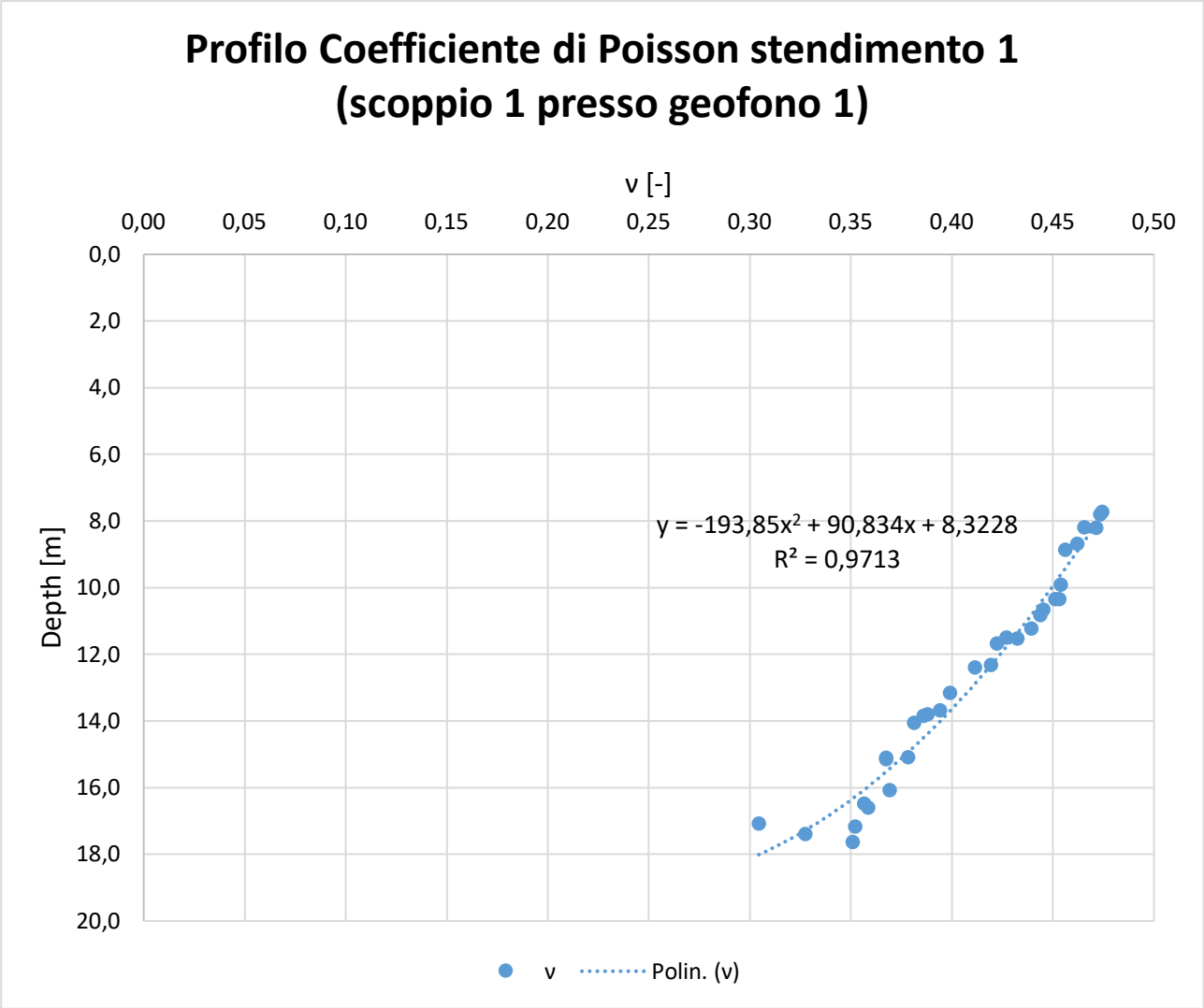


Figura 3.45 - Profilo del modulo di Poisson, profilo 1 scoppio 1 (pressi geofono 1)

Alla luce dei risultati appena discussi, è possibile ricavare il valore del modulo elastico attraverso la (3.16) e il modulo di taglio con la (3.17) e di valutarli in funzione della profondità investigata. La Figura 3.46 e la Figura 3.47 riportano gli andamenti di E, G e K. Anche in questo caso si fa notare che all'incremento della profondità migliorano i parametri meccanici dell'ammasso roccioso secondo una legge polinomiale del secondo ordine. Si può quindi cautamente assumere che l'ammasso roccioso in profondità sia competente e poco fratturato.

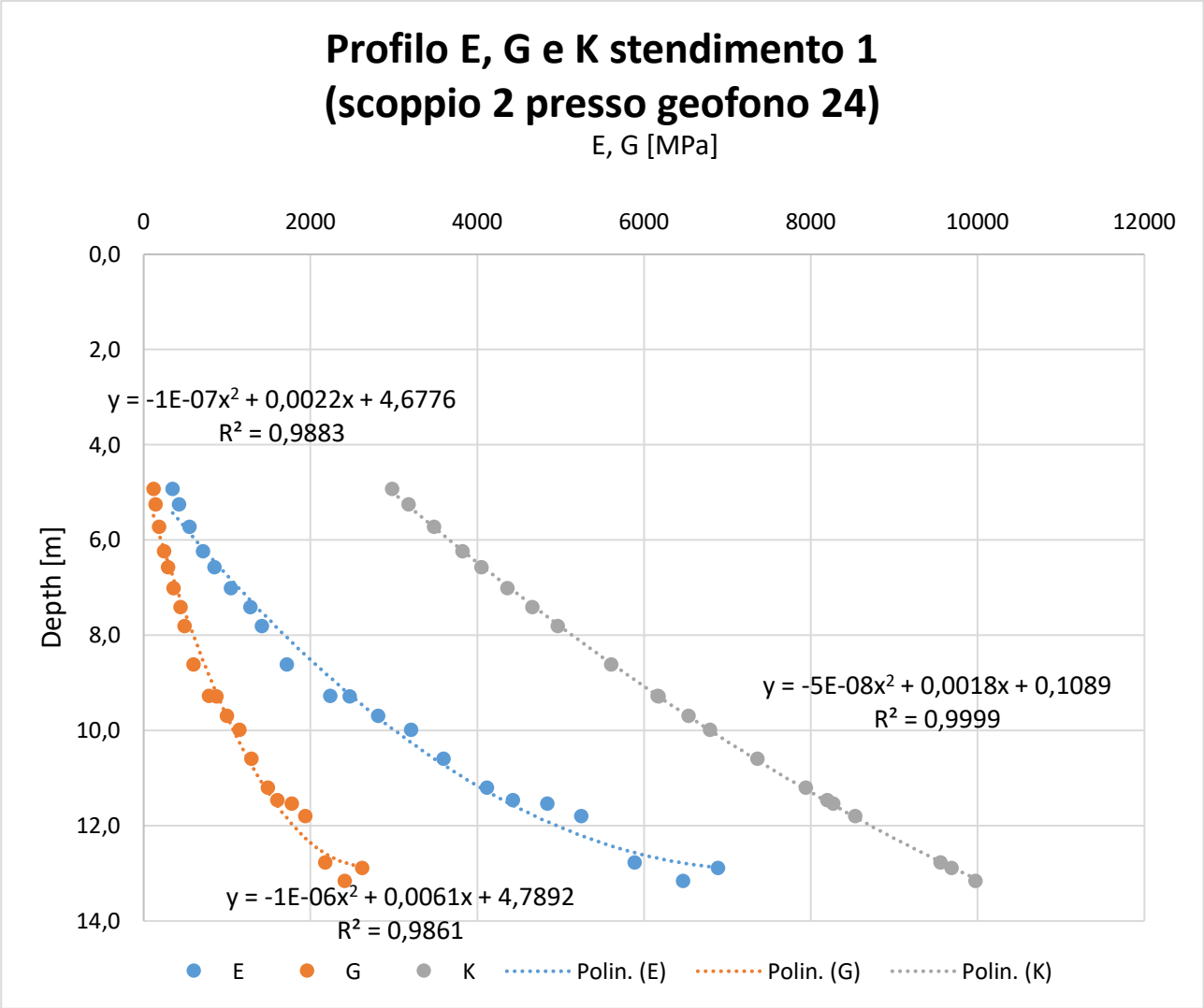


Figura 3.46 - Profilo del modulo elastico, di taglio e modulo di compressibilità, profilo 1 scoppio 2 (presso geofono 24)

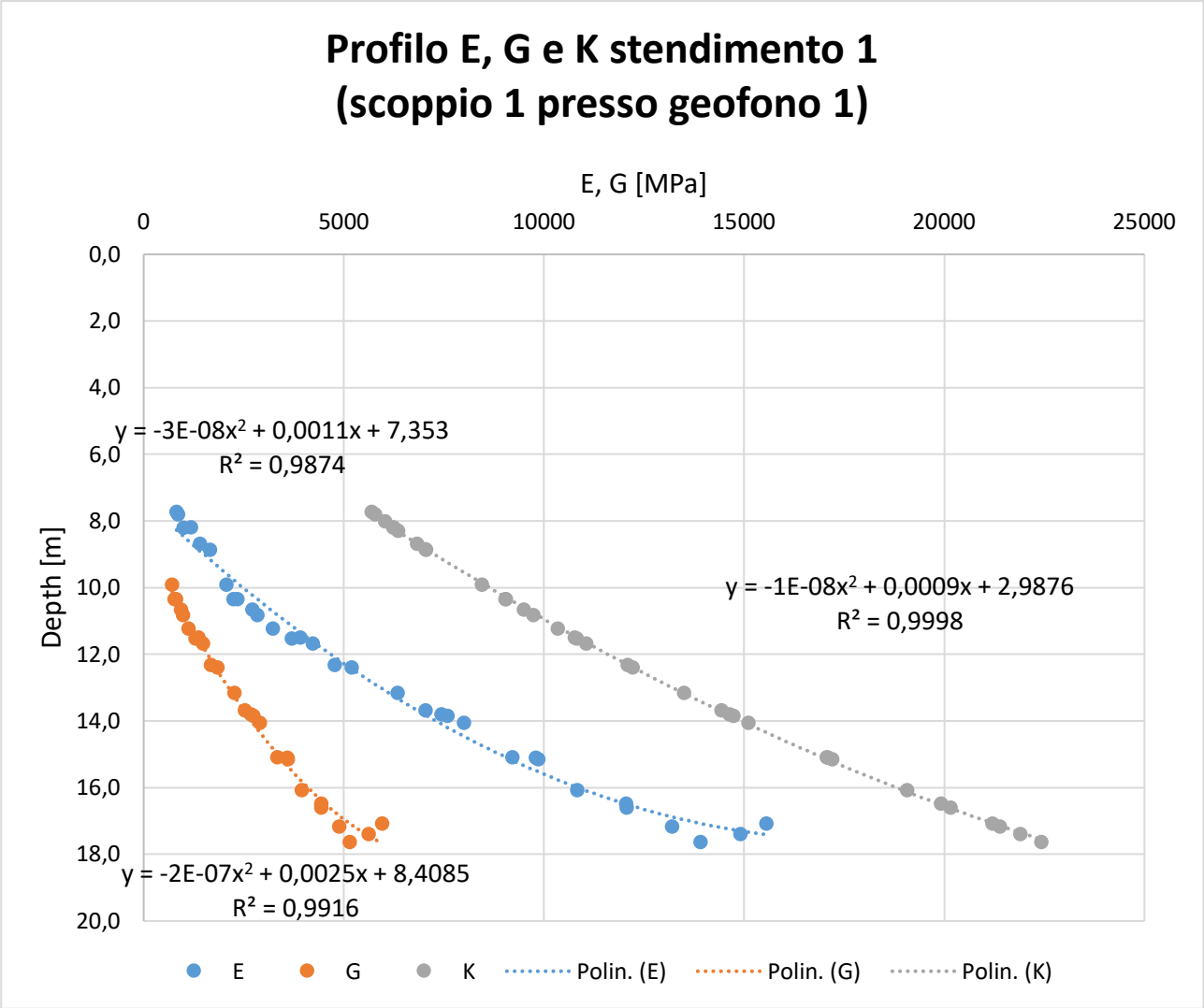


Figura 3.47 - Profilo del modulo elastico, di taglio e modulo di compressibilità, profilo 1 scoppio 2 (pressi geofono 24)

Si procede ora all'analisi del *secondo stendimento* con la medesima logica del precedente, di fatto vengono riportati per sintesi solo i risultati relativi alla Vp, Vs, E, G, K e ν.

Come si può apprezzare dalla Figura 3.48 e Figura 3.49 l'andamento delle velocità delle onde di taglio è in entrambi i casi approssimabile come una funzione polinomiale di secondo grado, con un indice R^2 molto elevato. Il dettaglio dell'equazione che approssima l'andamento delle velocità e l'indice di correlazione sono visionabili in nelle rispettive figure.

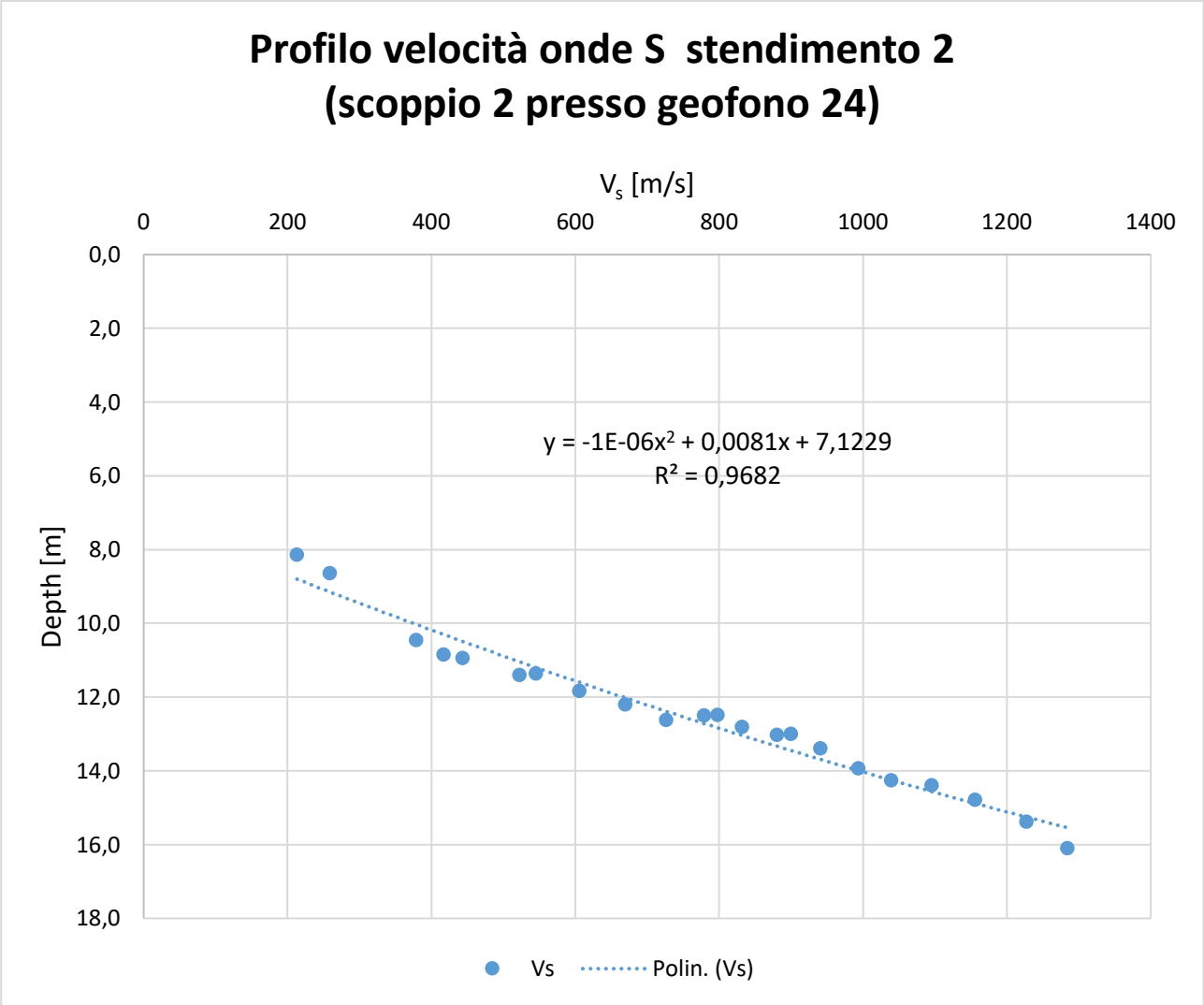


Figura 3.48 - Profilo delle velocità onde di taglio, profilo 2 scoppio 2 (pressi geofono 24)

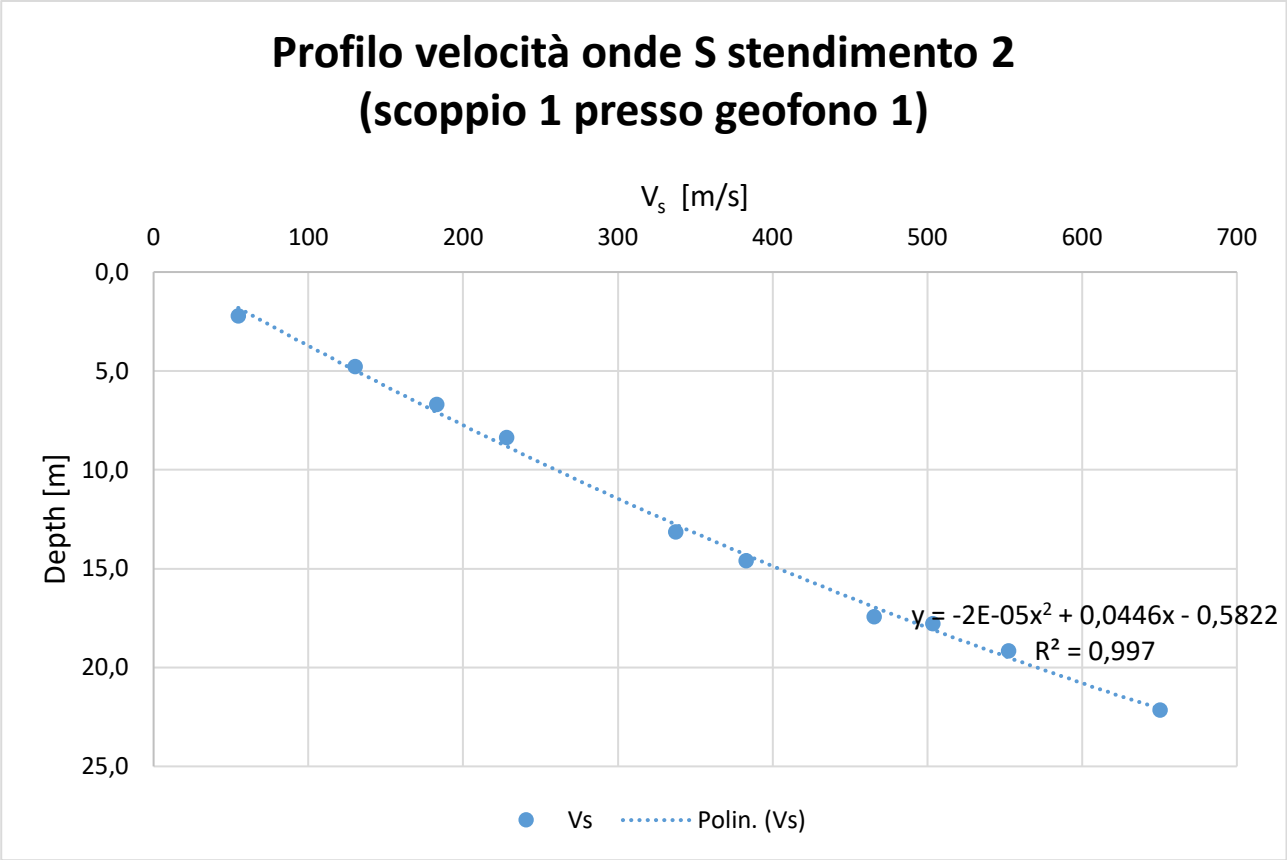


Figura 3.49 - Profilo delle velocità onde di taglio, profilo 2 scoppio 1 (presso geofono 1)

Per quanto riguarda le onde di compressione, sono stati ricavati l'andamento, la distribuzione e le leggi lineari riportate in Figura 3.50. Come si può apprezzare dalla Figura 3.50 l'andamento delle velocità delle onde di compressione è lineare e varia da un valore di circa 2500 m/s nei pressi del geofono 1 (ad una profondità di 20 m) ad un valore di circa 2700 m/s (sempre ad una profondità di 20 m) nei pressi del geofono 24. Dato che la velocità passa da 2700 m/s a 2500 m/s si può dedurre un peggioramento (seppur lieve) delle caratteristiche meccaniche dell'ammasso roccioso passando dalla posizione del geofono 24 alla posizione del geofono 1.

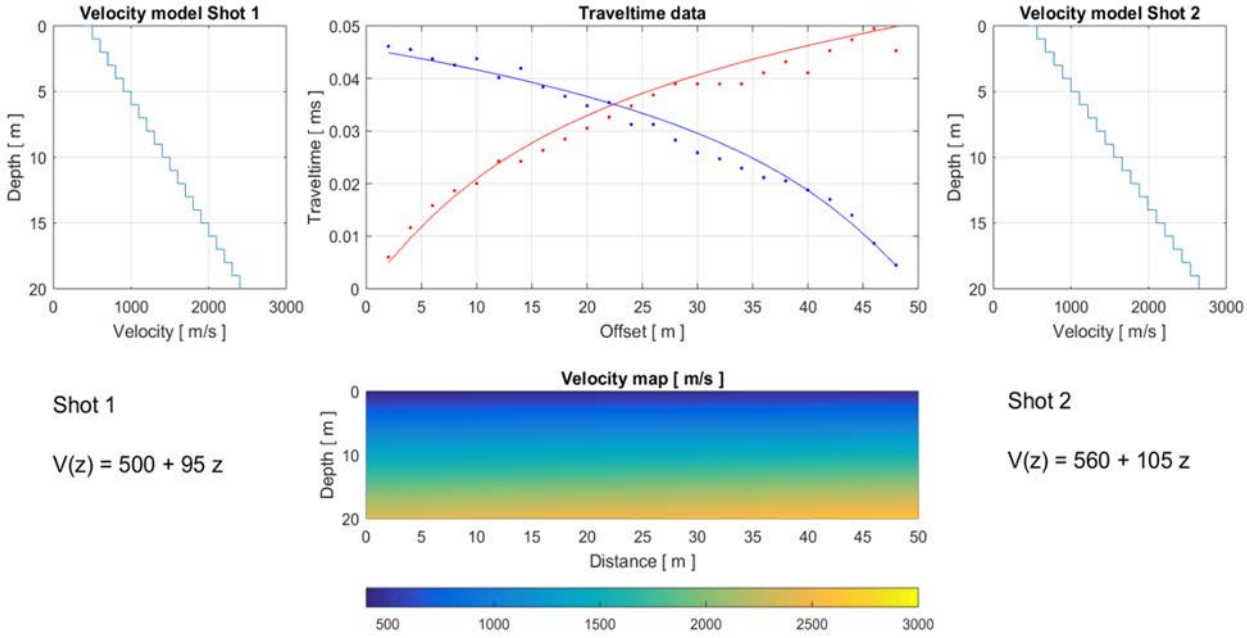


Figura 3.50 - Andamento, distribuzione e legge di velocità onde di compressione stendimento 2

Si riportano la Figura 3.51 e Figura 3.52 che mostrano come, all'aumentare della profondità, aumentino anche le velocità di propagazione delle onde sismiche.

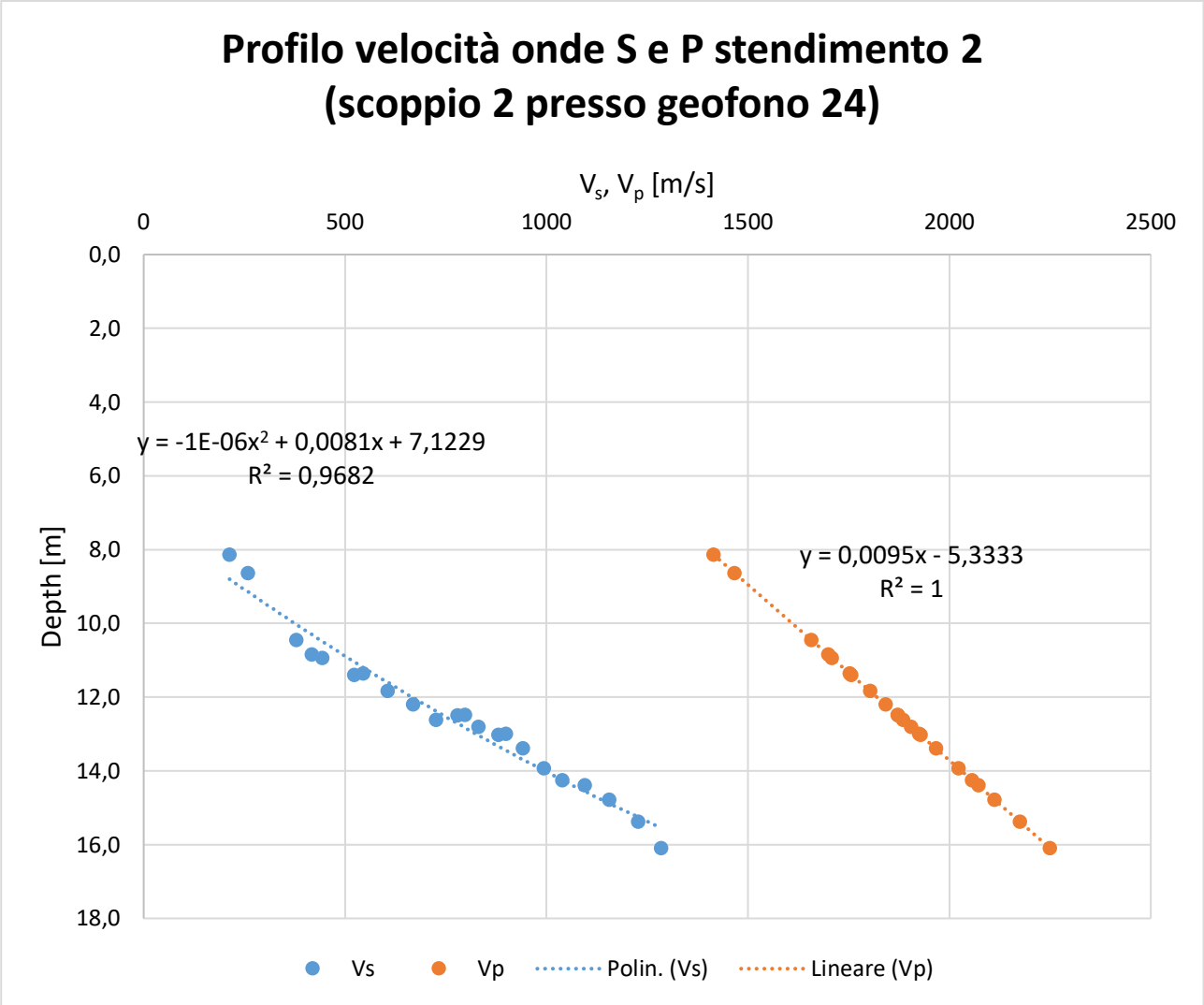


Figura 3.51 - Confronto andamento velocità onde di compressione e taglio stendimento 2 presso geofono 24

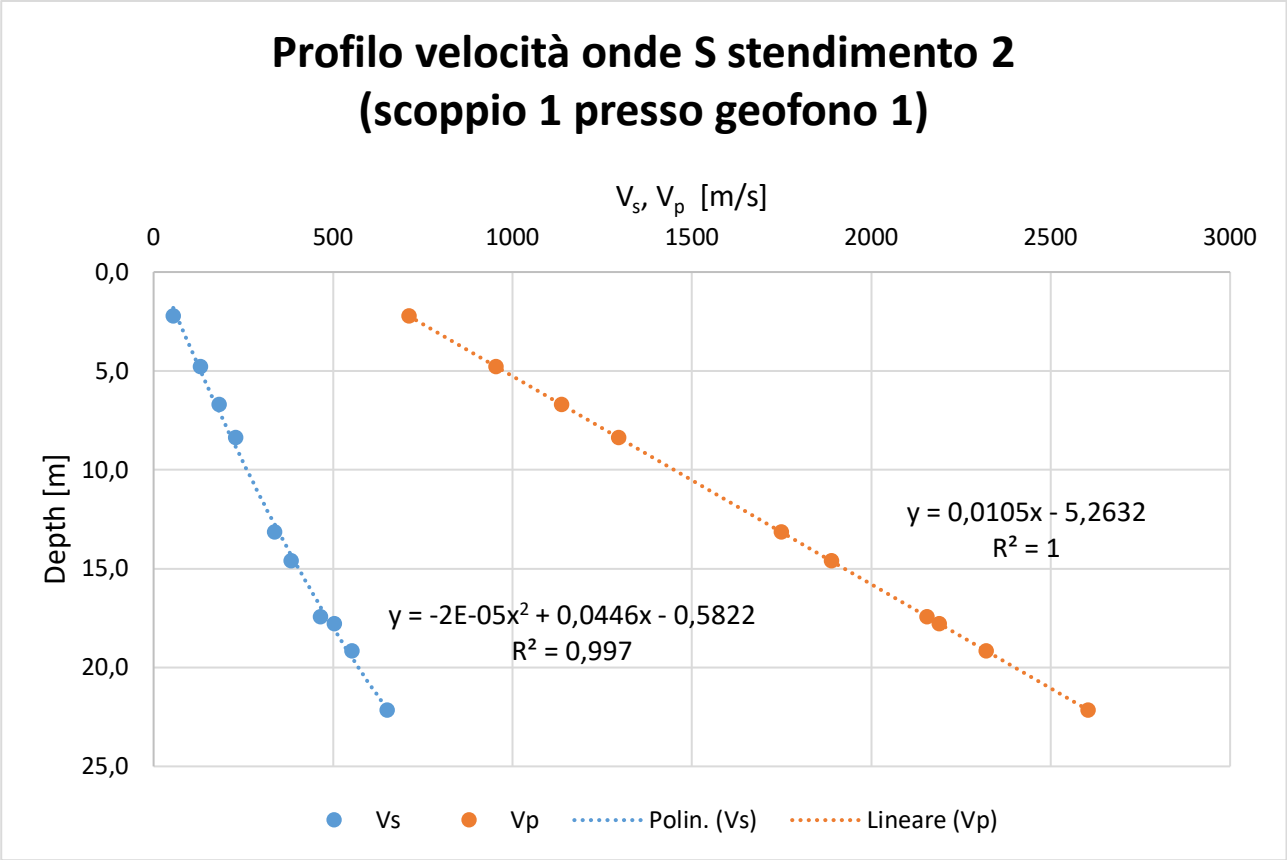


Figura 3.52 - Confronto andamento velocità onde di compressione e taglio stendimento 2 presso geofono 1

Dalla Figura 3.51 si nota che all'aumentare della profondità le curve relative alle onde di taglio e compressione si avvicinano, delineando un miglioramento delle caratteristiche meccaniche dell'ammasso roccioso che risulta meno fratturato in profondità. Per contro, in Figura 3.52 gli andamenti delle onde di volume e di taglio non sembrano avvicinarsi in modo apprezzabile: si può desumere quindi che in tale area le caratteristiche meccaniche dell'ammasso roccioso non siano eccelse, pertanto è desumibile che il modulo di taglio ed elastico abbiano valori contenuti.

La Figura 3.53 e la Figura 3.54 riportano la variazione del coefficiente di Poisson all'aumentare della profondità investigata. Si fa notare come in entrambe le figure l'andamento sia approssimabile con una funzione polinomiale del secondo ordine in modo soddisfacente (coefficiente di determinazione superiore a 0.80), le equazioni che meglio approssimano l'andamento sono riportate in Figura 3.53 e Figura 3.54. Nel primo caso il coefficiente di Poisson oscilla tra 0.45 e 0.15, valore in linea con la geologia della roccia, mentre nel secondo i valori sono nell'intorno di 0.45, testimoniando una tendenza dell'ammasso roccioso, una volta applicato il carico, a deformarsi lateralmente. Si può concludere quindi che nel secondo caso la roccia abbia caratteristiche meccaniche peggiori rispetto al primo caso analizzato nell'ambito del presente stendimento.

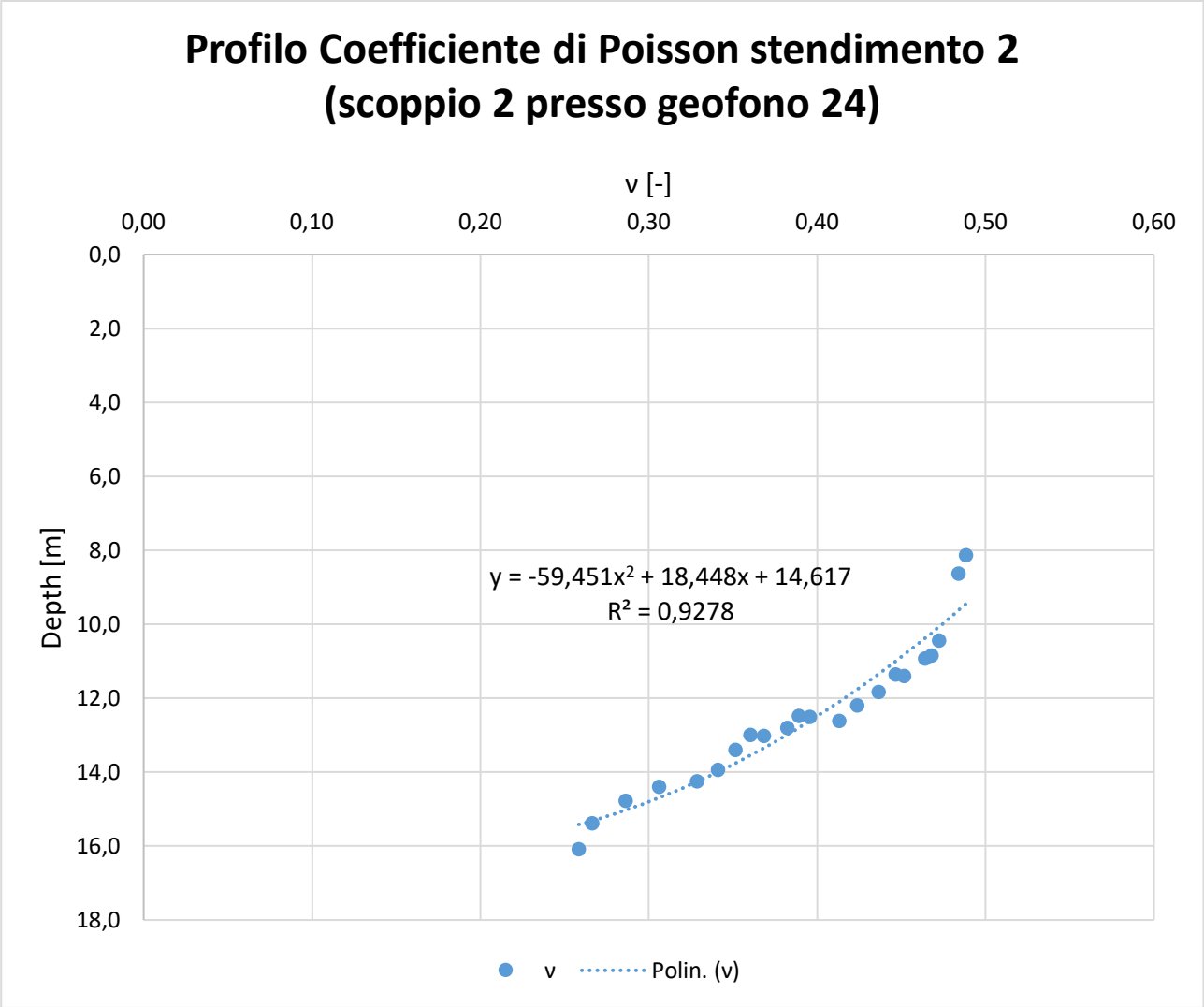


Figura 3.53 - Profilo del modulo di Poisson, profilo 2 scoppio 2 (presso geofono 24)

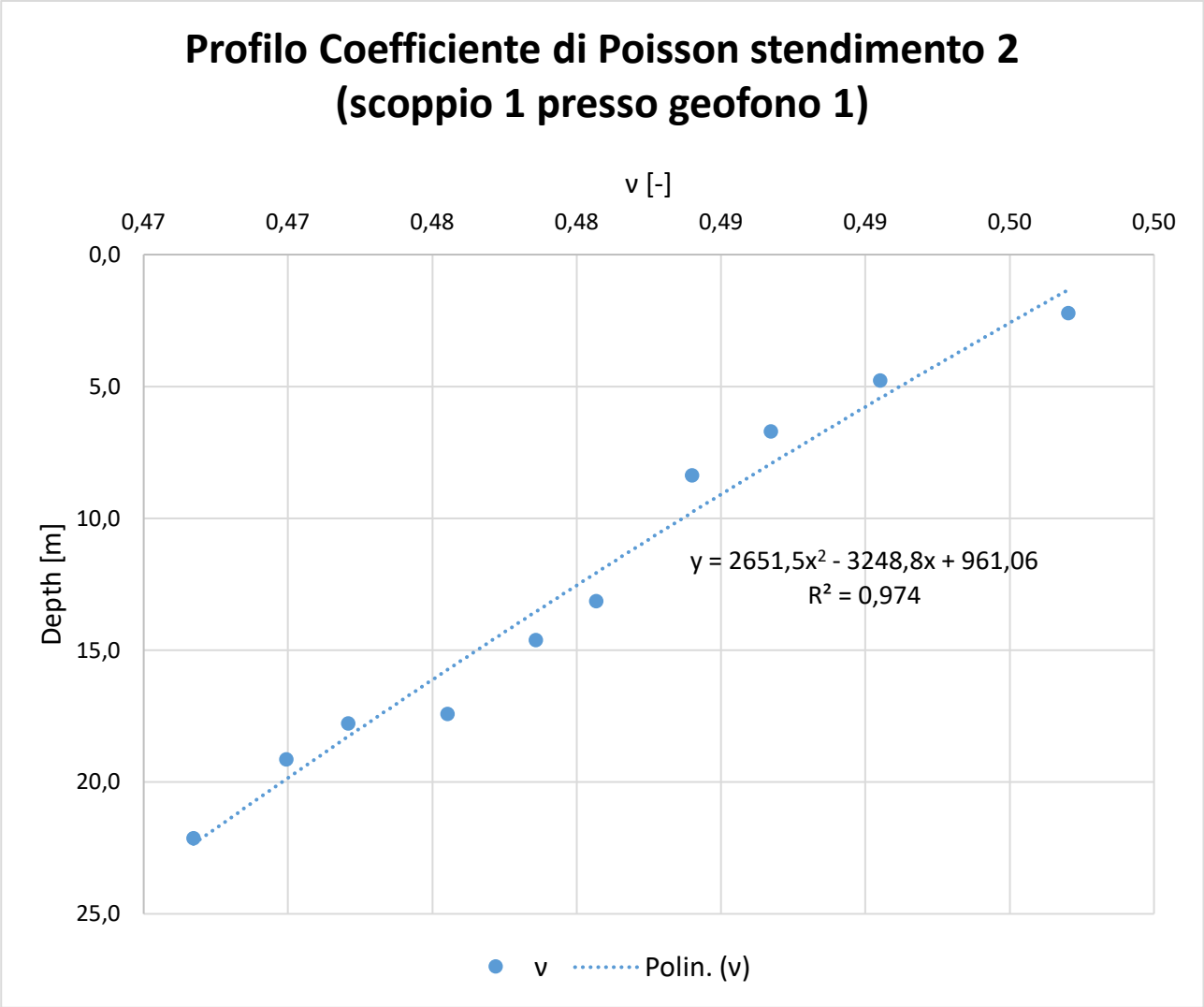


Figura 3.54 - Profilo del modulo di Poisson, profilo 2 scoppio 1 (presso geofono 1)

Alla luce dei risultati appena discussi, è possibile ricavare il valore del modulo elastico attraverso la (3.16) e il modulo di taglio con la (3.17) e valutarli in funzione della profondità investigata. La Figura 3.55 e la Figura 3.56 riportano gli andamenti di E e di G. Anche in questo caso si fa notare che all'incremento della profondità migliorano i parametri meccanici dell'ammasso roccioso, per cui si può cautamente assumere che l'ammasso roccioso in profondità sia poco fratturato e competente. Ciononostante, nel secondo caso (Figura 3.56) si evincono parametri meccanici più contenuti rispetto al primo caso (Figura 3.55): ciò è in linea con i risultati delle velocità delle onde sismiche; si può concludere che nei pressi del geofono 1 l'ammasso roccioso abbia caratteristiche più scadenti rispetto al medesimo ma nei pressi del geofono 24.

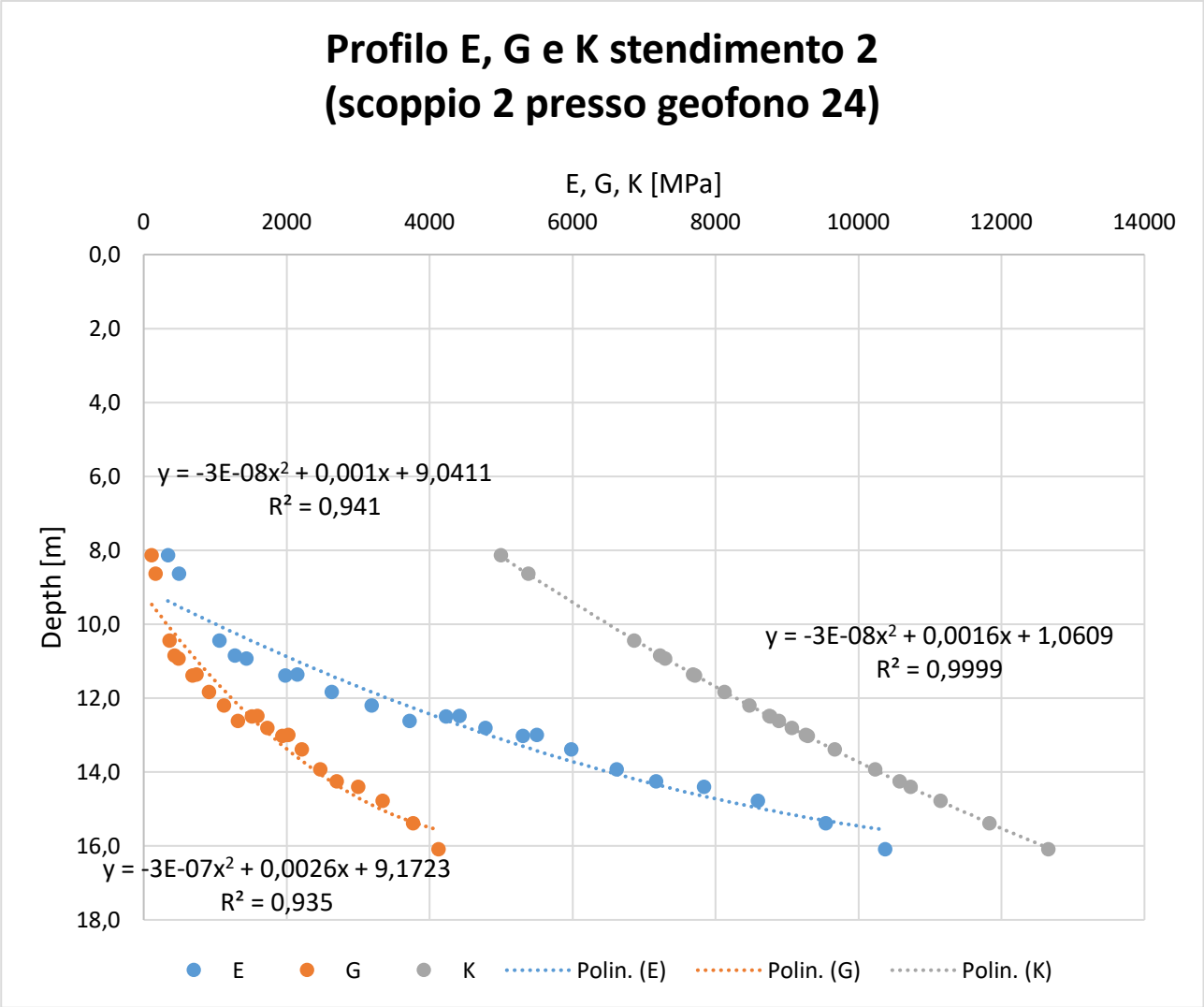


Figura 3.55 - Profilo del modulo elastico, di taglio e modulo di compressibilità, profilo 2 scoppio 2 (presso geofono 24)

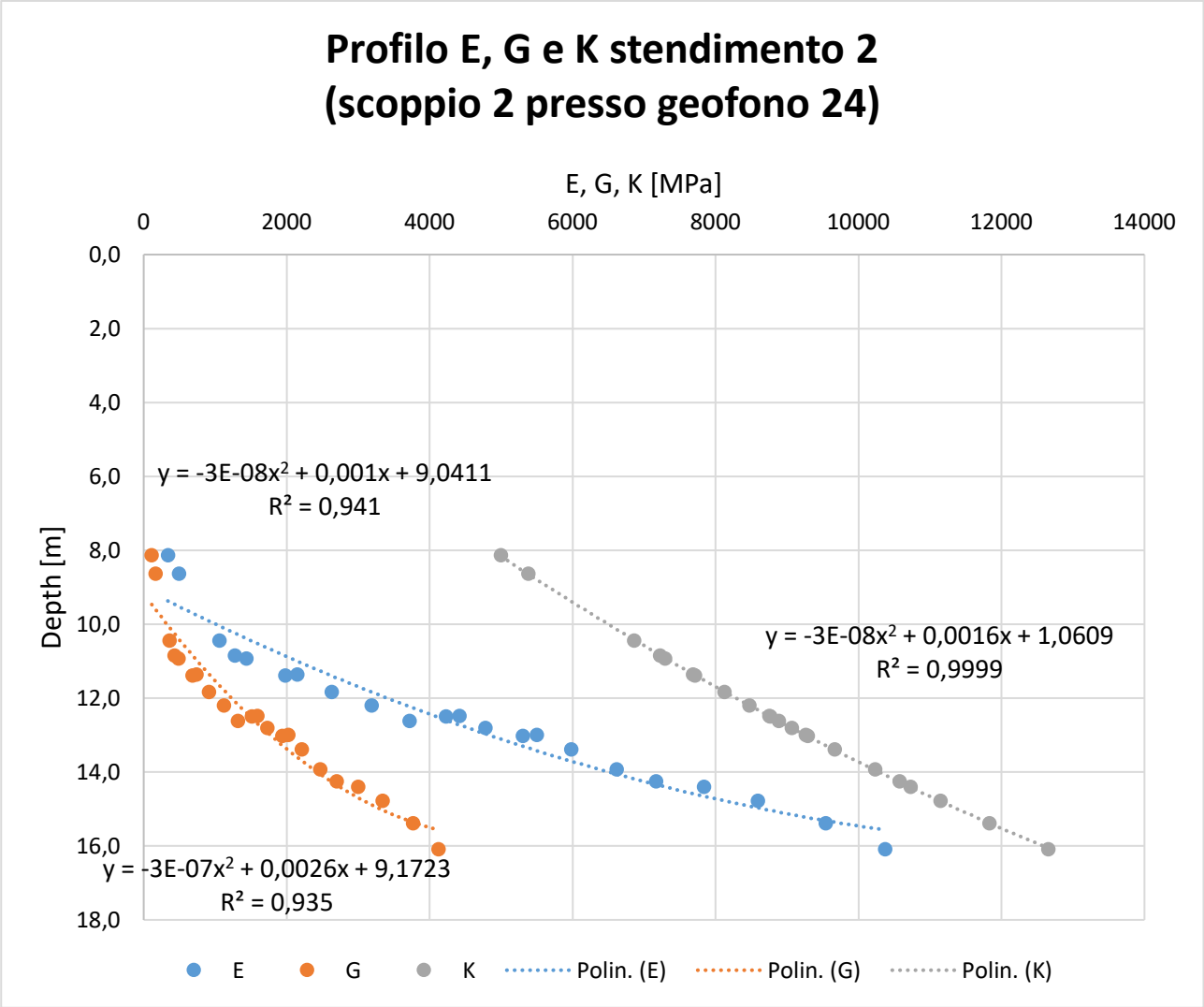


Figura 3.56 - Profilo del modulo elastico, di taglio e modulo di compressibilità, profilo 2 scoppio 2 (presso geofono 1)

Si procede ora all'analisi del *terzo stendimento*, con la medesima logica del precedente ed anche in questo caso per ragioni di sintesi vengono riportati e commentati i risultati ottenuti.

Come si può apprezzare dalla Figura 3.57 e Figura 3.58 l'andamento delle velocità delle onde di taglio è in entrambi i casi approssimabile come una funzione polinomiale di secondo grado, con un indice R^2 molto elevato. Il dettaglio dell'equazione che approssima l'andamento delle velocità e l'indice di correlazione sono visionabili in nelle rispettive figure.

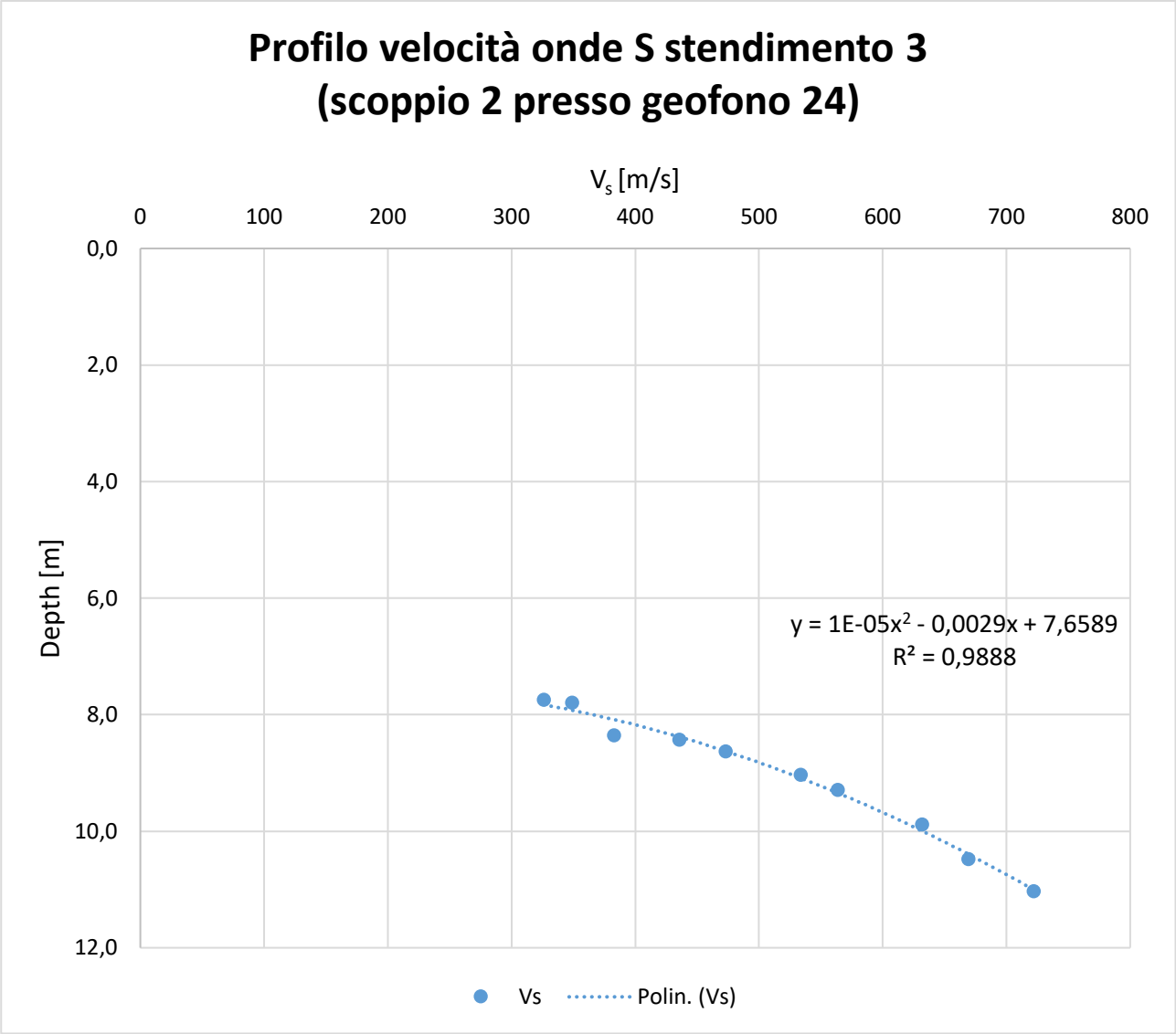


Figura 3.57 – Profilo delle velocità onde di taglio profilo 3 scoppio 2 (presso geofono 24)

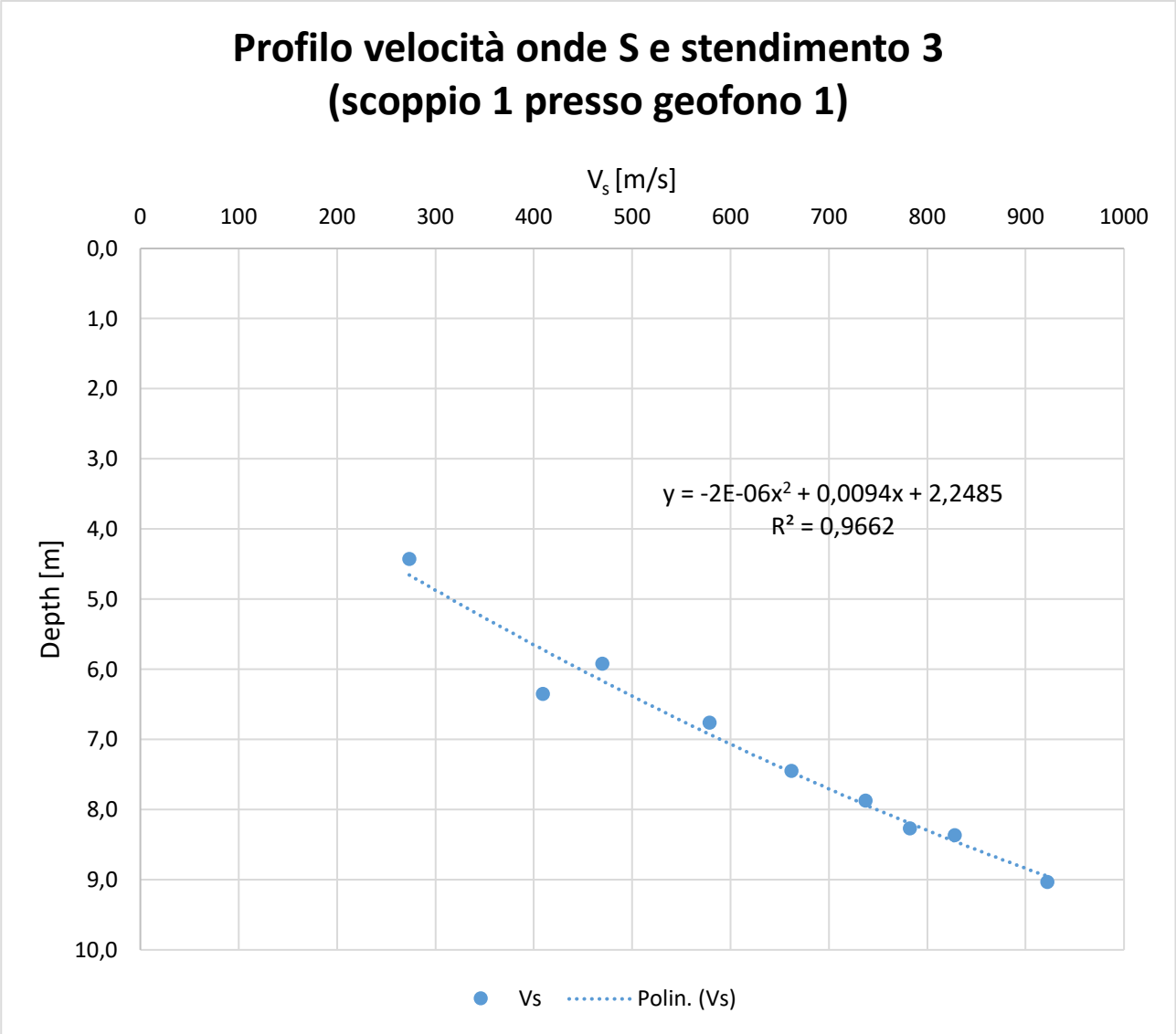


Figura 3.58 - Profilo delle velocità onde di taglio profilo 3 scoppio 1 (pressi geofono 1)

Per quanto riguarda le onde di compressione, sono stati ricavati l'andamento, la distribuzione e le leggi lineari riportate in Figura 3.59. Come si può apprezzare dalla Figura 3.59, l'andamento delle velocità delle onde di compressione è lineare e varia da un valore di circa 2700 m/s nei pressi del geofono 1 (ad una profondità di 20 m) ad un valore di circa 2800 m/s (sempre ad una profondità di 20 m) nei pressi del geofono 24. Dato che la velocità passa da 2700 m/s a 2800 m/s, si può dedurre un peggioramento (seppur lieve) delle caratteristiche meccaniche dell'ammasso roccioso passando dalla posizione del geofono 24 alla posizione del geofono 1.

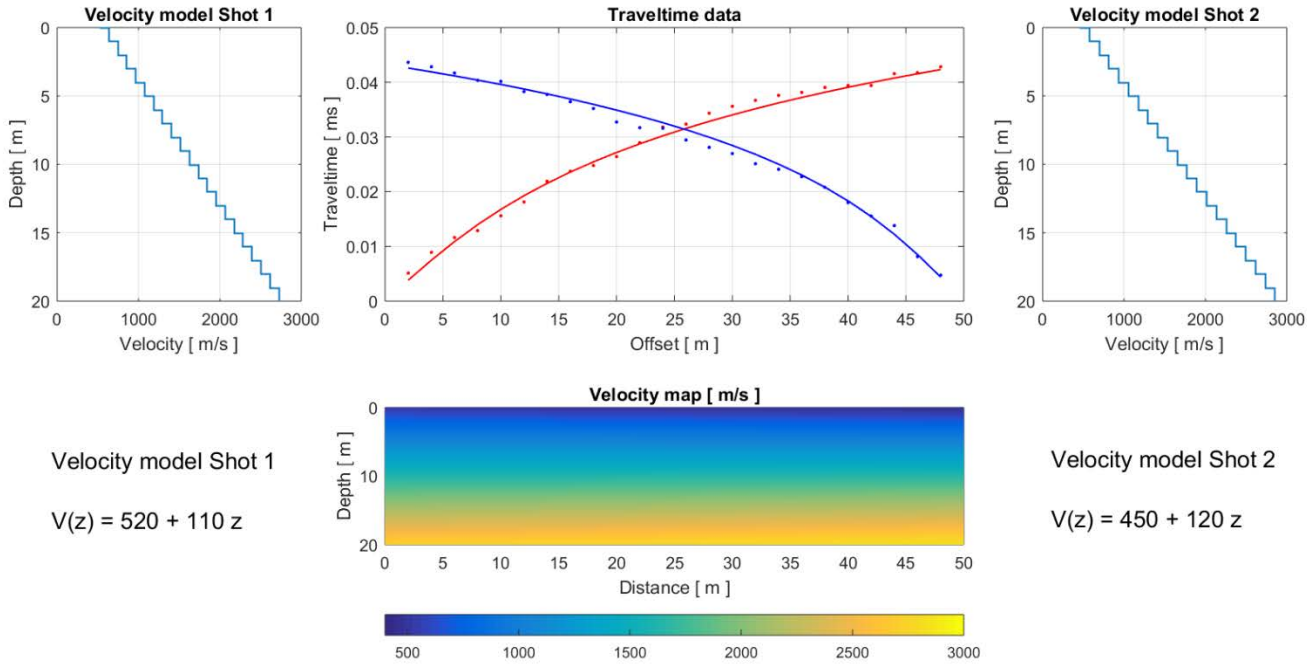


Figura 3.59 - Andamento, distribuzione e legge di velocità onde di compressione stendimento 3

Si riportano la Figura 3.60 e la Figura 3.61 che mostrano come, all'aumentare della profondità, si incrementino anche le velocità di propagazione delle onde sismiche.

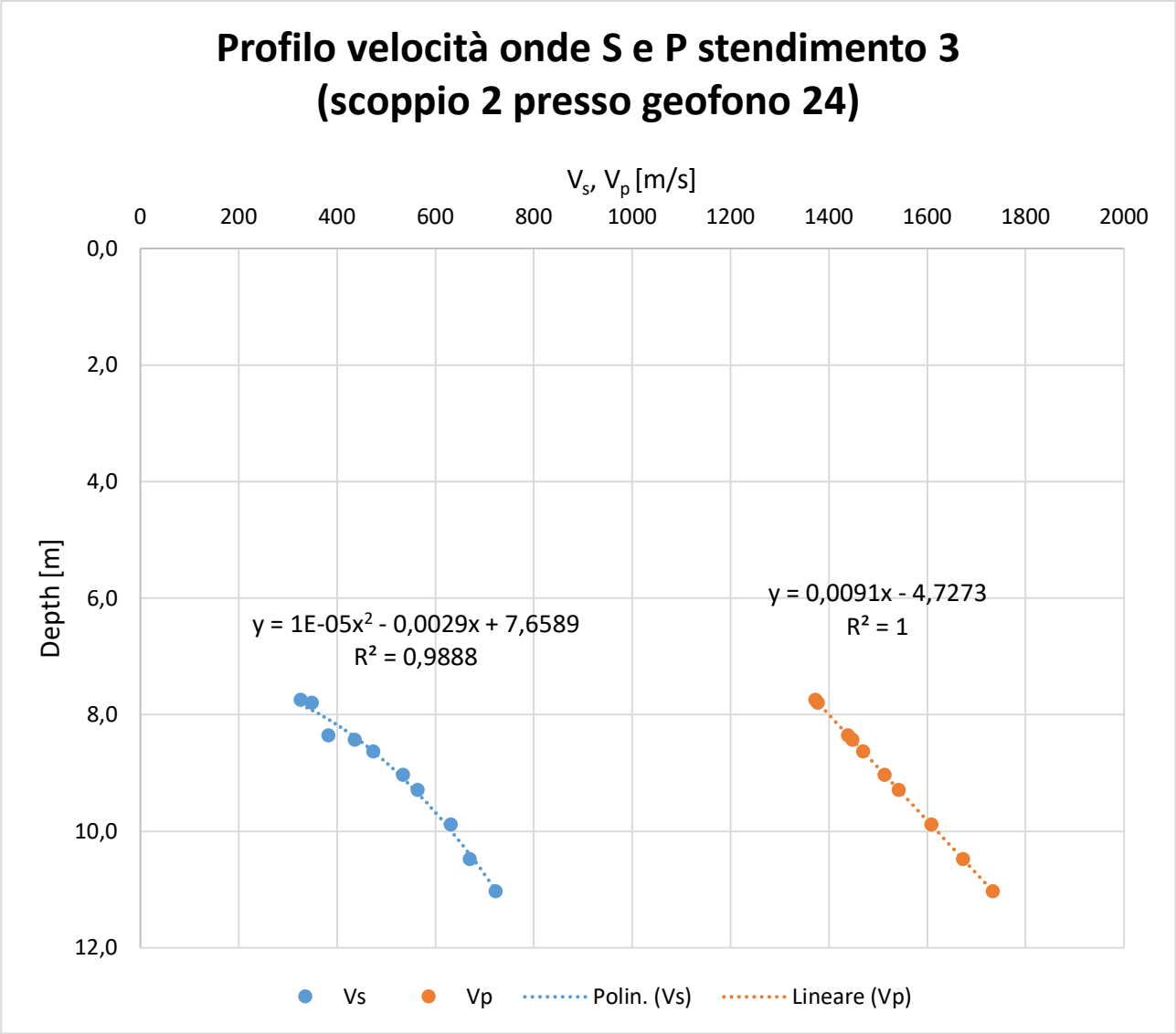


Figura 3.60 – Confronto andamento velocità onde di compressione e taglio stendimento 3 presso geofono 24

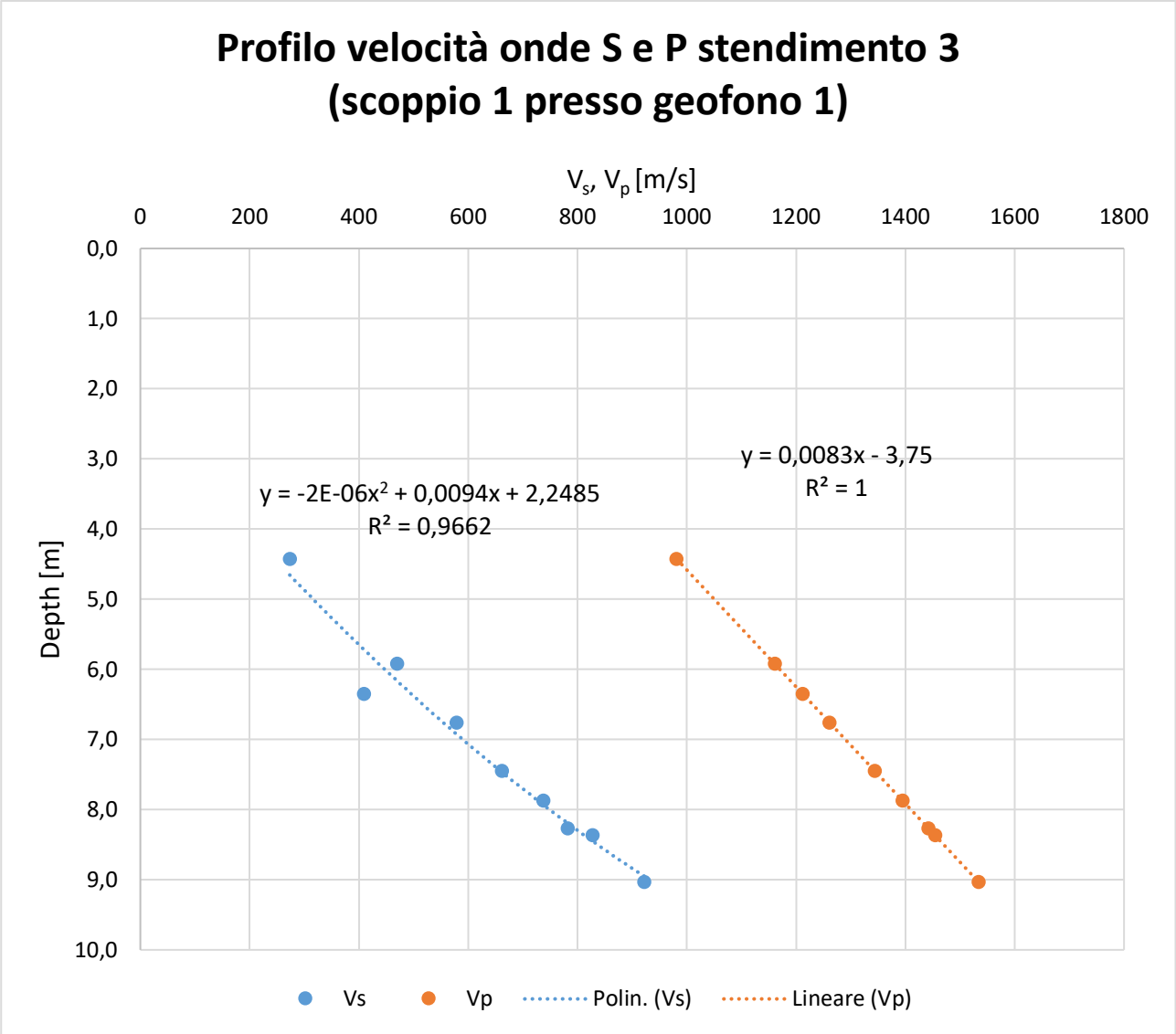


Figura 3.61 - Confronto andamento velocità onde di compressione e taglio stendimento 3 presso geofono 1

Si fa notare che all'aumentare della profondità le curve relative alle onde di taglio e compressione si avvicinano: ciò è imputabile ad un miglioramento delle caratteristiche meccaniche dell'ammasso roccioso, che risulta meno fratturato in profondità. Ciononostante, nel primo caso (Figura 3.60) si registra un'anomalia alla profondità di circa 10 m, per cui si può desumere che a tale livello vi sia uno strato di roccia con caratteristiche meccaniche distinte dalla rimanente parte dell'ammasso.

La Figura 3.62 e la Figura 3.63 riportano la variazione del coefficiente di Poisson all'aumentare della profondità investigata. Si fa notare come nel primo caso (Figura 3.62) l'andamento approssimato con una funzione polinomiale del secondo ordine non sia ottimale: infatti l'indice R^2 risulta molto basso. Ciò si può interpretare come un'anomalia non trascurabile della roccia, da cui derivano un modulo elastico e di taglio contenuti (tale anomalia era già stata citata precedentemente e comunque visibile in Figura 3.60). Nel secondo caso (Figura 3.63) l'andamento del coefficiente di Poisson è approssimabile in modo soddisfacente con una funzione polinomiale del secondo ordine (coefficiente di determinazione superiore a 0.95) e suggerisce dei parametri meccanici dell'ammasso roccioso migliori rispetto al caso precedente e un ammasso roccioso più sano.

Le equazioni che meglio approssimano l'andamento sono riportate in Figura 3.62 e Figura 3.63. In entrambi i casi il coefficiente di Poisson oscilla tra 0.20 e 0.45, valore in linea con la geologia della roccia.

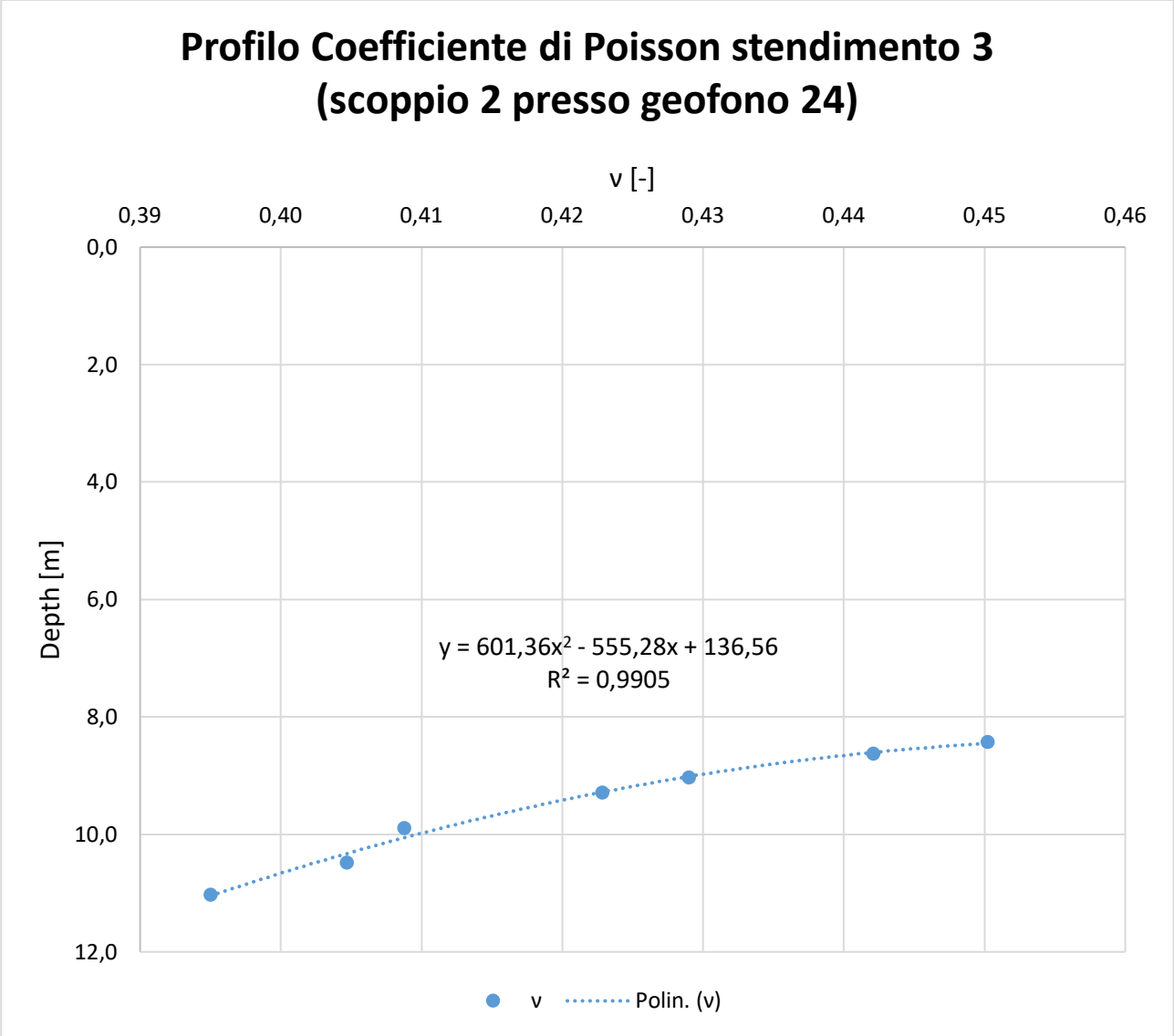


Figura 3.62 – Profilo del modulo di Poisson, profilo 3 scoppio 2 (presso geofono 24)

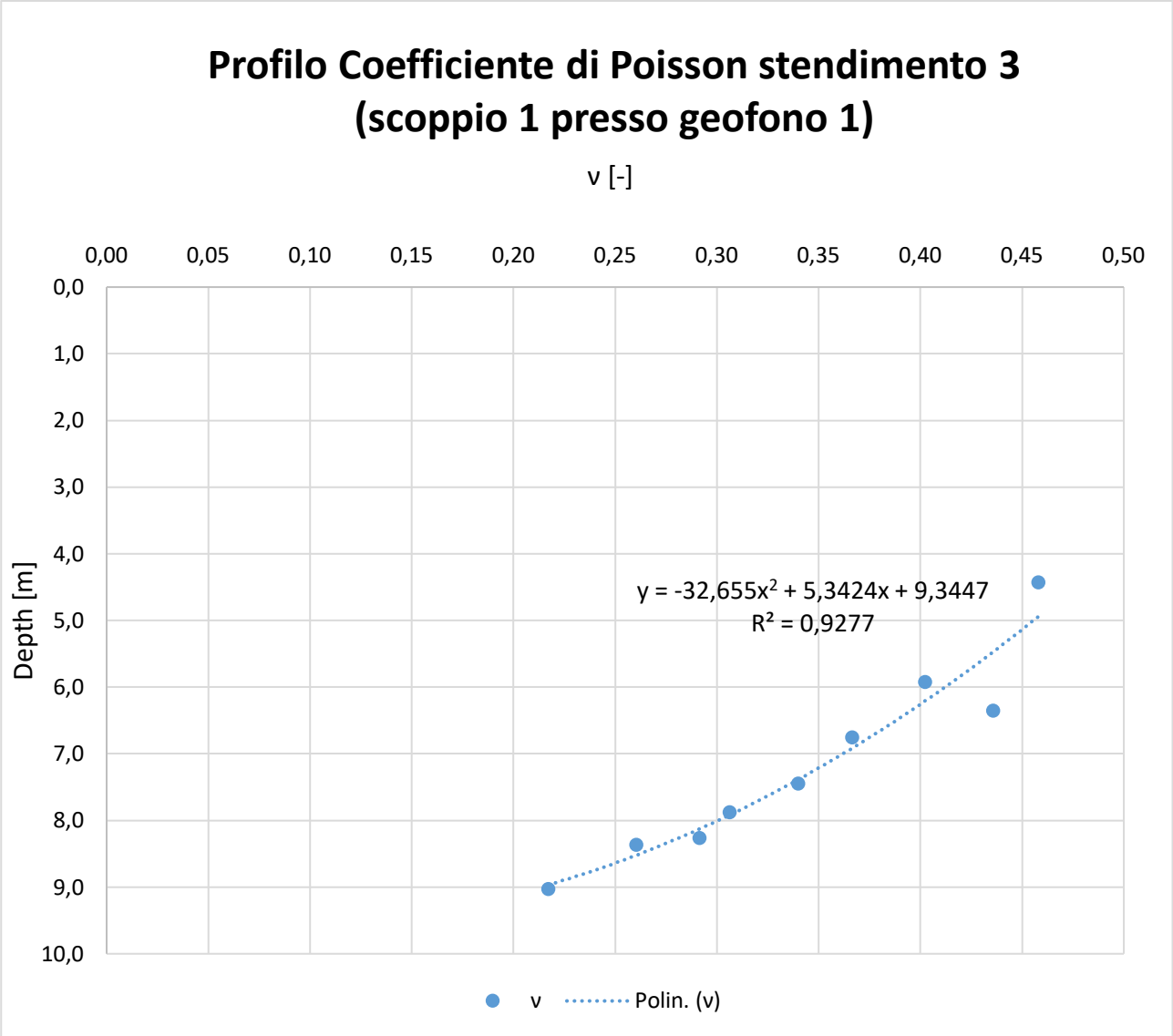


Figura 3.63 - Profilo del modulo di Poisson, profilo 3 scoppio 1 (presso geofono 1)

Alla luce dei risultati appena discussi, è possibile ricavare il valore del modulo elastico attraverso la (3.16) e il modulo di taglio con la (3.17) e valutarli in funzione della profondità investigata. La Figura 3.64 e la Figura 3.65 riportano gli andamenti di E e di G. Anche in questo caso, si fa notare che nel primo caso (Figura 3.64) il modulo elastico e di taglio hanno un andamento irregolare che è male approssimato da una funzione polinomiale del secondo grado. Questo conferma quanto ipotizzato precedentemente, ovvero che i parametri meccanici della roccia siano poco soddisfacenti e che l'anomalia alla profondità di circa 10 m penalizzi le caratteristiche dell'ammasso.

Al contrario, nel secondo caso (Figura 3.65) all'incremento della profondità migliorano i parametri meccanici dell'ammasso roccioso, per cui si può cautamente assumere che l'ammasso roccioso in profondità sia poco fratturato e più competente.

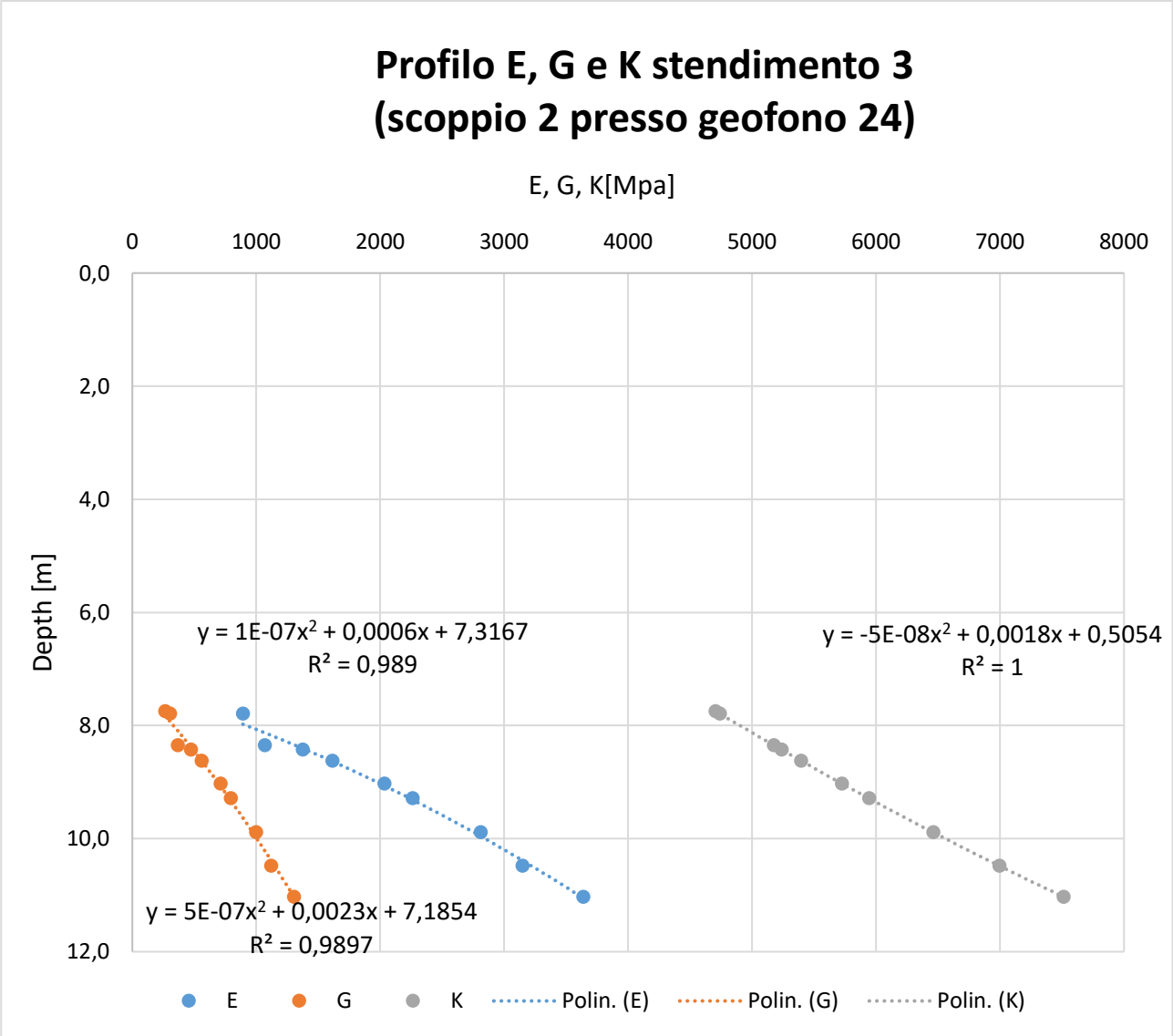


Figura 3.64 – Profilo del modulo elastico, di taglio e di compressibilità, profilo 3 scoppio 2 (presso geofono 24)

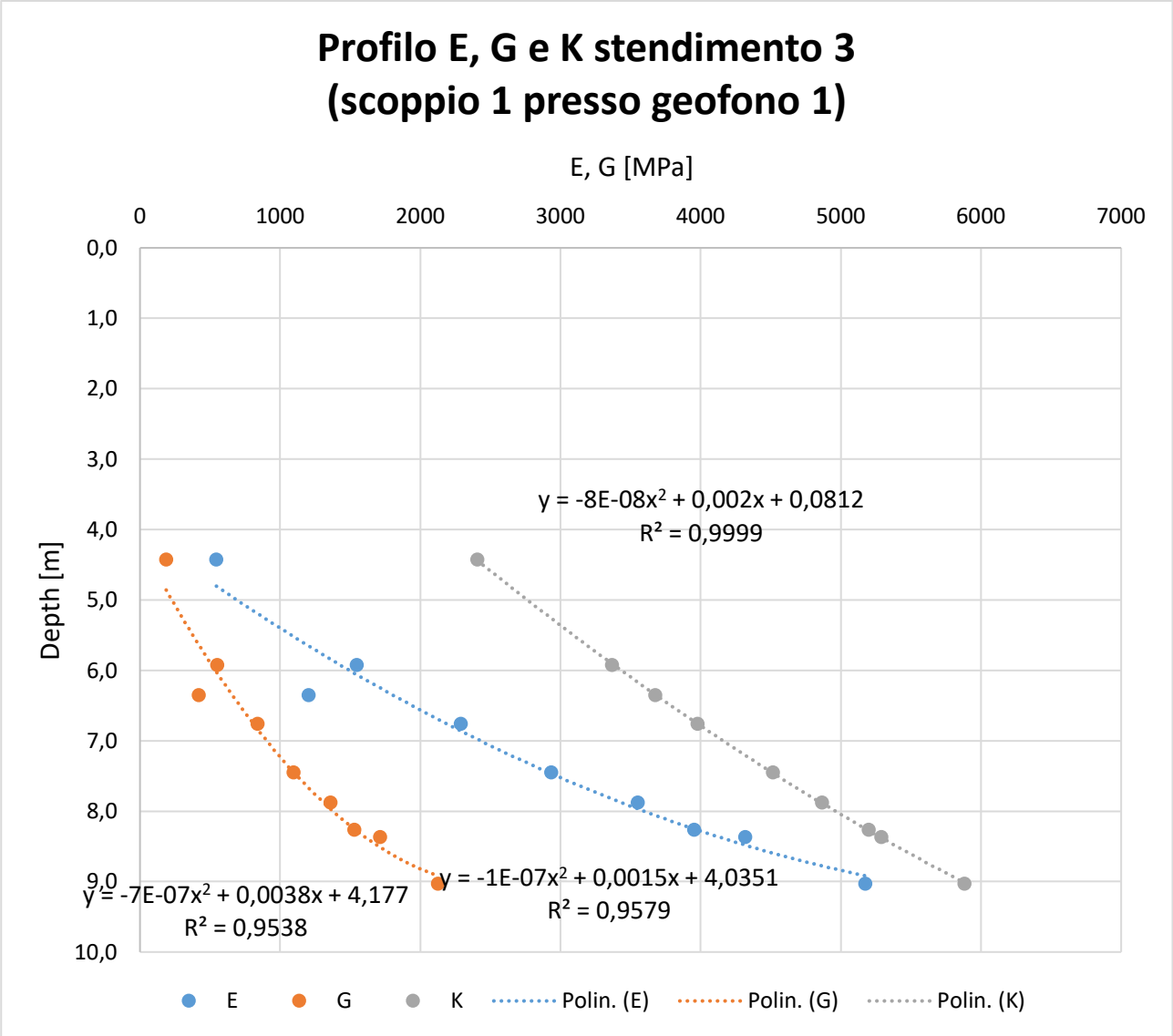


Figura 3.65 – Profilo del modulo elastico, di taglio e di compressibilità, profilo 3 scoppio 1 (presso geofono 1)

Si procede ora all'analisi del *quarto stendimento*, con la medesima logica del precedente ed anche in questo caso per ragioni di sintesi vengono riportati e commentati solo i risultati ottenuti.

Come si può apprezzare dalla Figura 3.66 e Figura 3.67, l'andamento delle velocità delle onde di taglio è in entrambi i casi approssimabile come una funzione polinomiale di secondo grado, con un indice R^2 molto elevato. Il dettaglio dell'equazione che approssima l'andamento delle velocità e l'indice di correlazione sono visionabili in nelle rispettive figure.

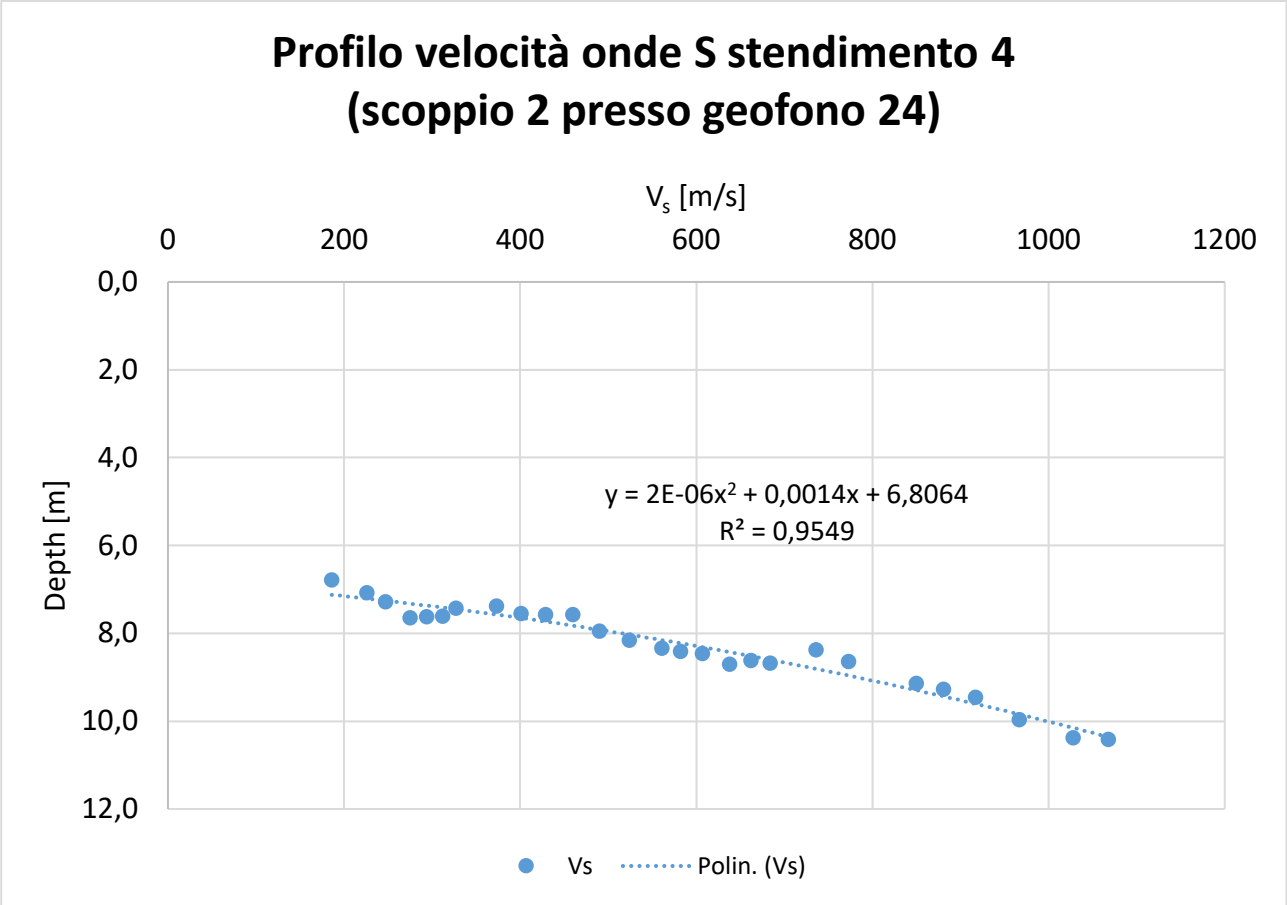


Figura 3.66 – Profilo delle velocità onde di taglio profilo 5 scoppio 2 (presso geofono 24)

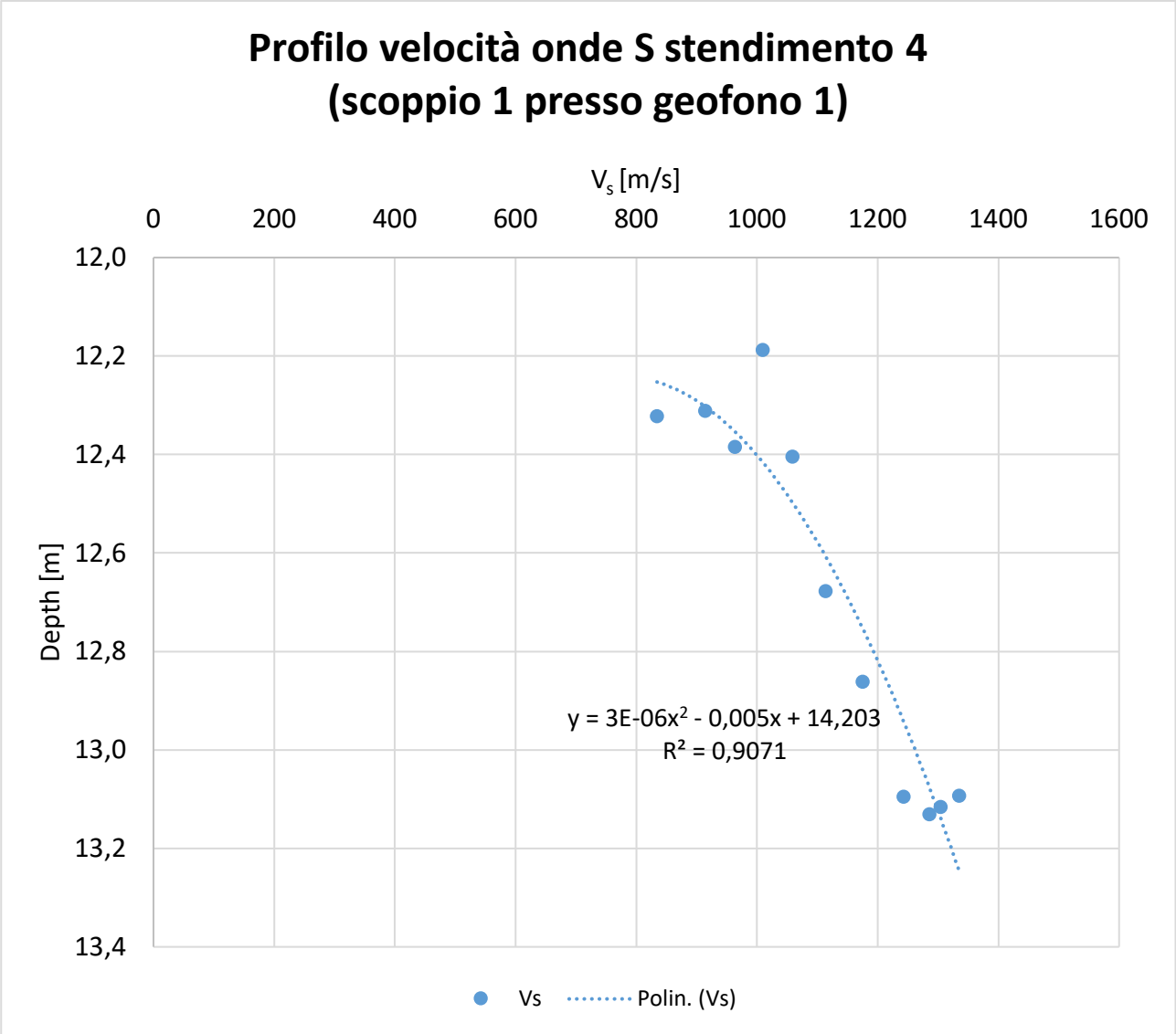


Figura 3.67 – Profilo delle velocità onde di taglio profilo 5 scoppio 1 (presso geofono 1)

Per quanto riguarda le onde di compressione, sono stati ricavati l'andamento, la distribuzione e le leggi lineari riportate in Figura 3.68. Come si può apprezzare dalla Figura 3.68, l'andamento delle velocità delle onde di compressione è lineare e varia da un valore di circa 2700 m/s nei pressi del geofono 1 (ad una profondità di 20 m) ad un valore di circa 3100 m/s (sempre ad una profondità di 20 m) nei pressi del geofono 24. Dato che la velocità passa da 2700 m/s a 3100 m/s, si può dedurre un peggioramento (seppur lieve) delle caratteristiche meccaniche dell'ammasso roccioso passando dalla posizione del geofono 24 alla posizione del geofono 1.

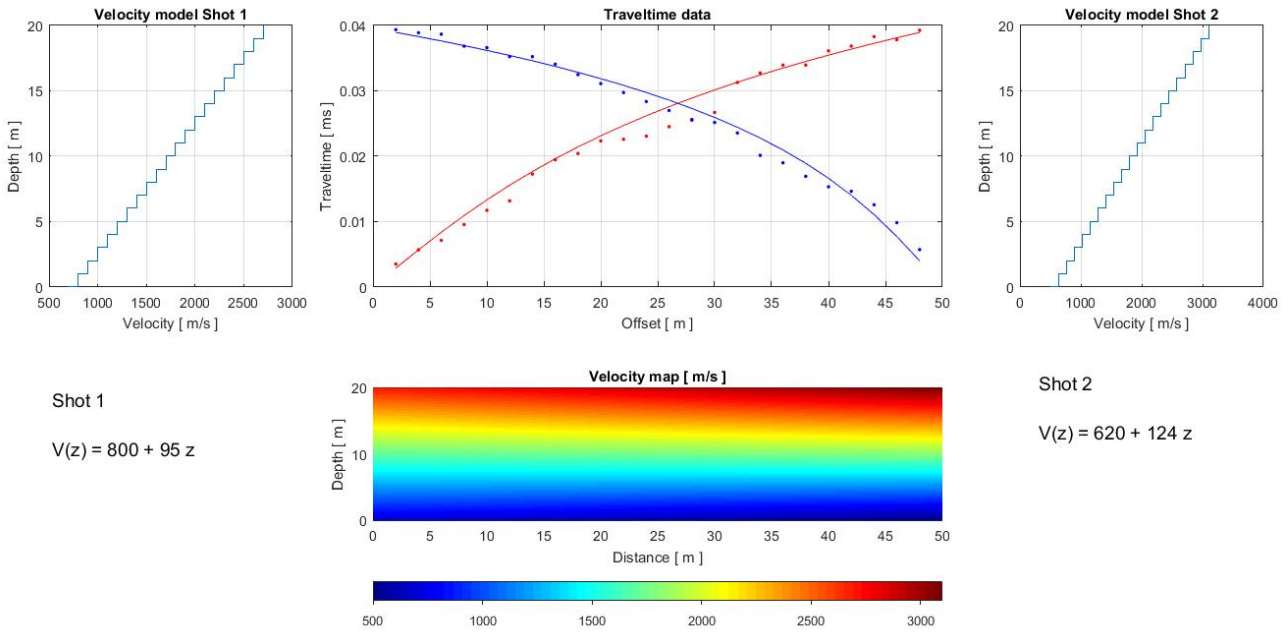


Figura 3.68 - Andamento, distribuzione e legge di velocità onde di compressione stendimento 5

Si riportano la Figura 3.69 e Figura 3.70 che mostrano come, all'aumentare della profondità, si incrementino anche le velocità di propagazione delle onde sismiche. Si anticipa che in entrambi i casi le velocità delle onde sismiche vengono ben approssimate con funzioni lineari o polinomiali del secondo ordine, pertanto non sono state individuate anomalie che potrebbero penalizzare le caratteristiche meccaniche dell'ammasso roccioso.

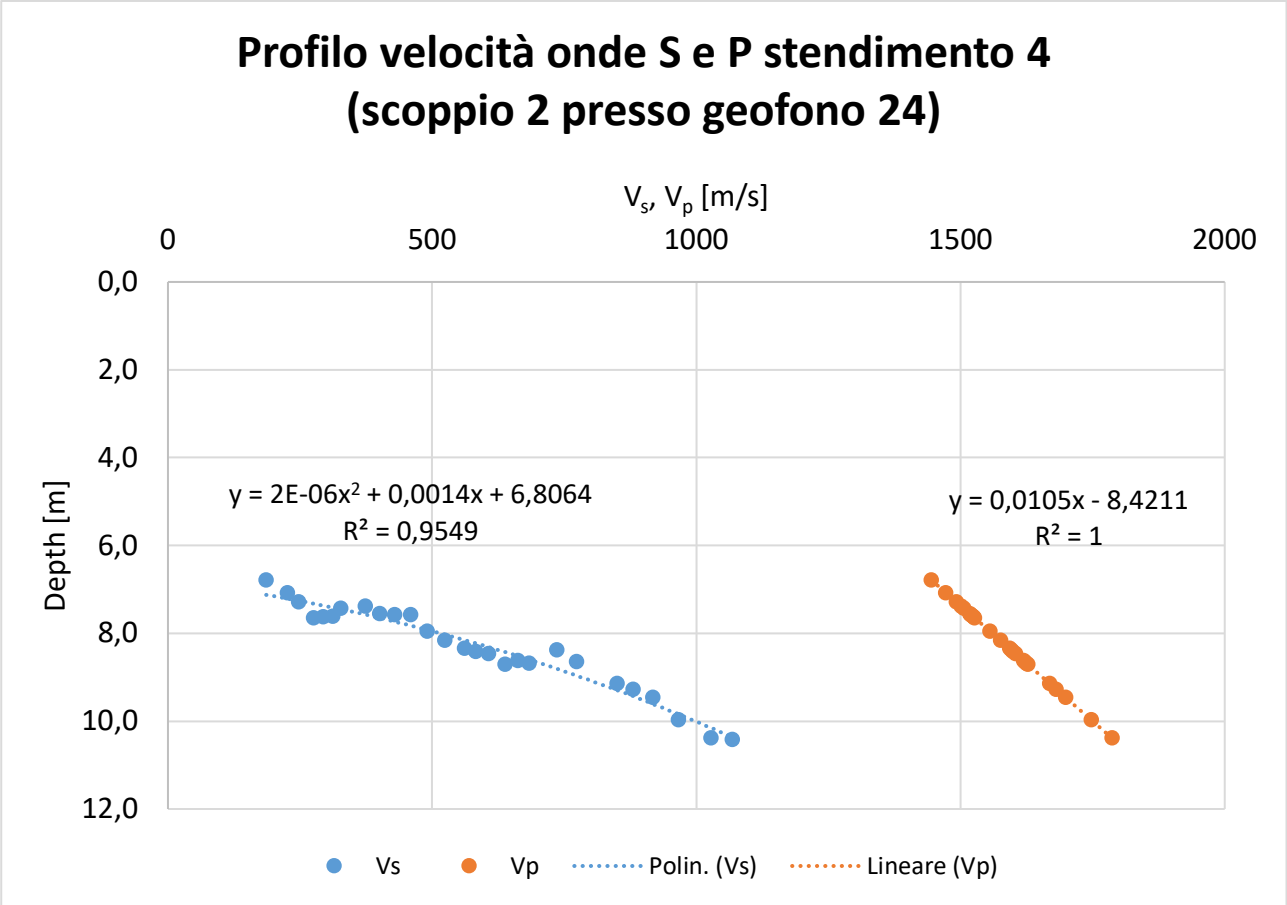


Figura 3.69 – Confronto andamento velocità onde di compressione e taglio stendimento 5 presso geofono 24

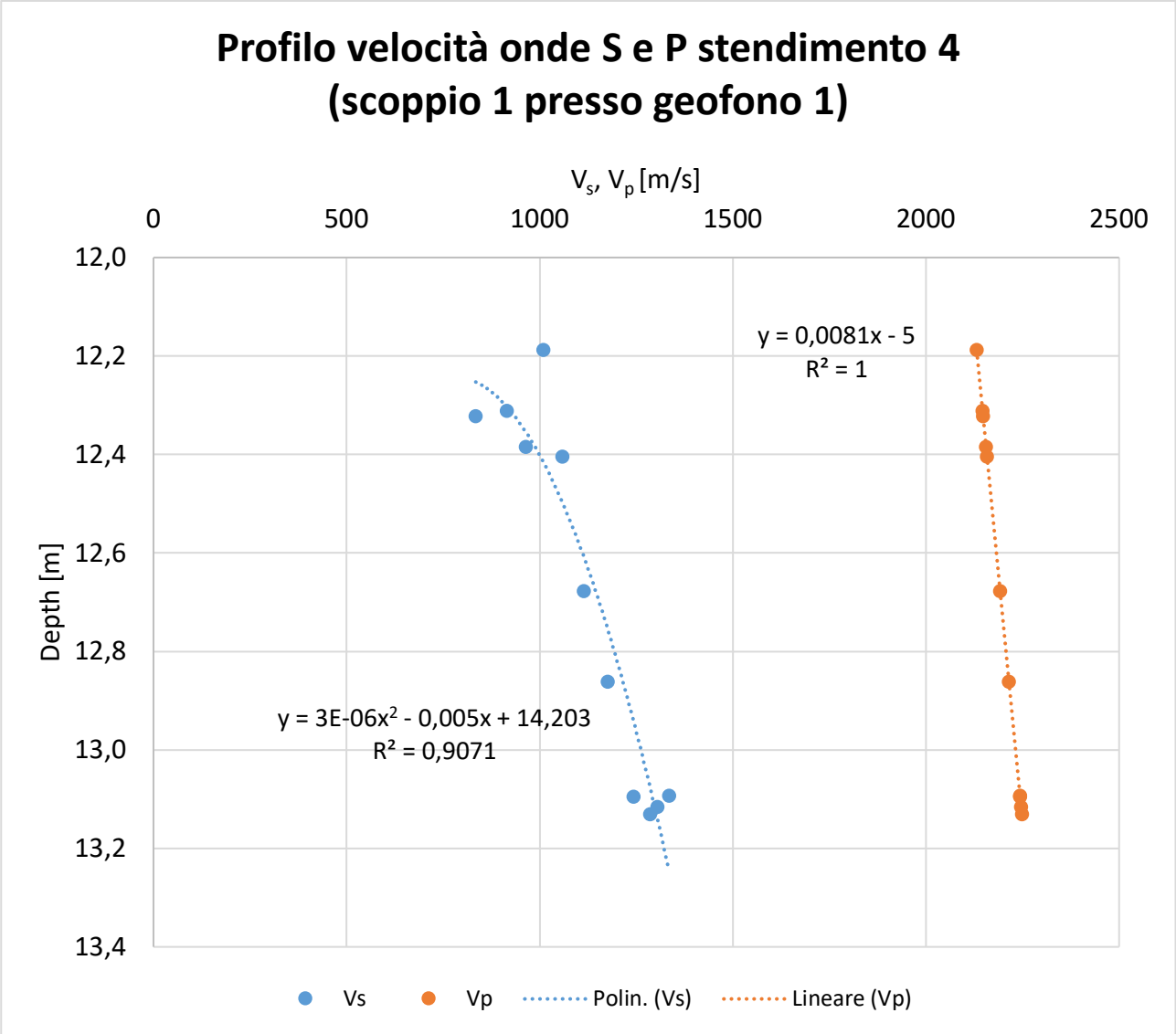


Figura 3.70 – Confronto andamento velocità onde di compressione e taglio stendimento 5 presso geofono 1

Si fa notare che all'aumentare della profondità le curve relative alle onde di taglio e compressione si avvicinano, e ciò è imputabile ad un miglioramento delle caratteristiche meccaniche dell'ammasso roccioso, che risulta quindi meno fratturato in profondità.

La Figura 3.71 e la Figura 3.72 riportano la variazione del coefficiente di Poisson all'aumentare della profondità investigata. Si fa notare come in entrambe le figure l'andamento sia approssimabile con una funzione polinomiale del secondo ordine in modo soddisfacente (coefficiente di determinazione superiore a 0.85); le equazioni che meglio approssimano l'andamento sono riportate in Figura 3.71 e la Figura 3.72. In entrambi i casi il coefficiente di Poisson oscilla tra 0.45 e 0.15, valore in linea con la geologia della roccia.

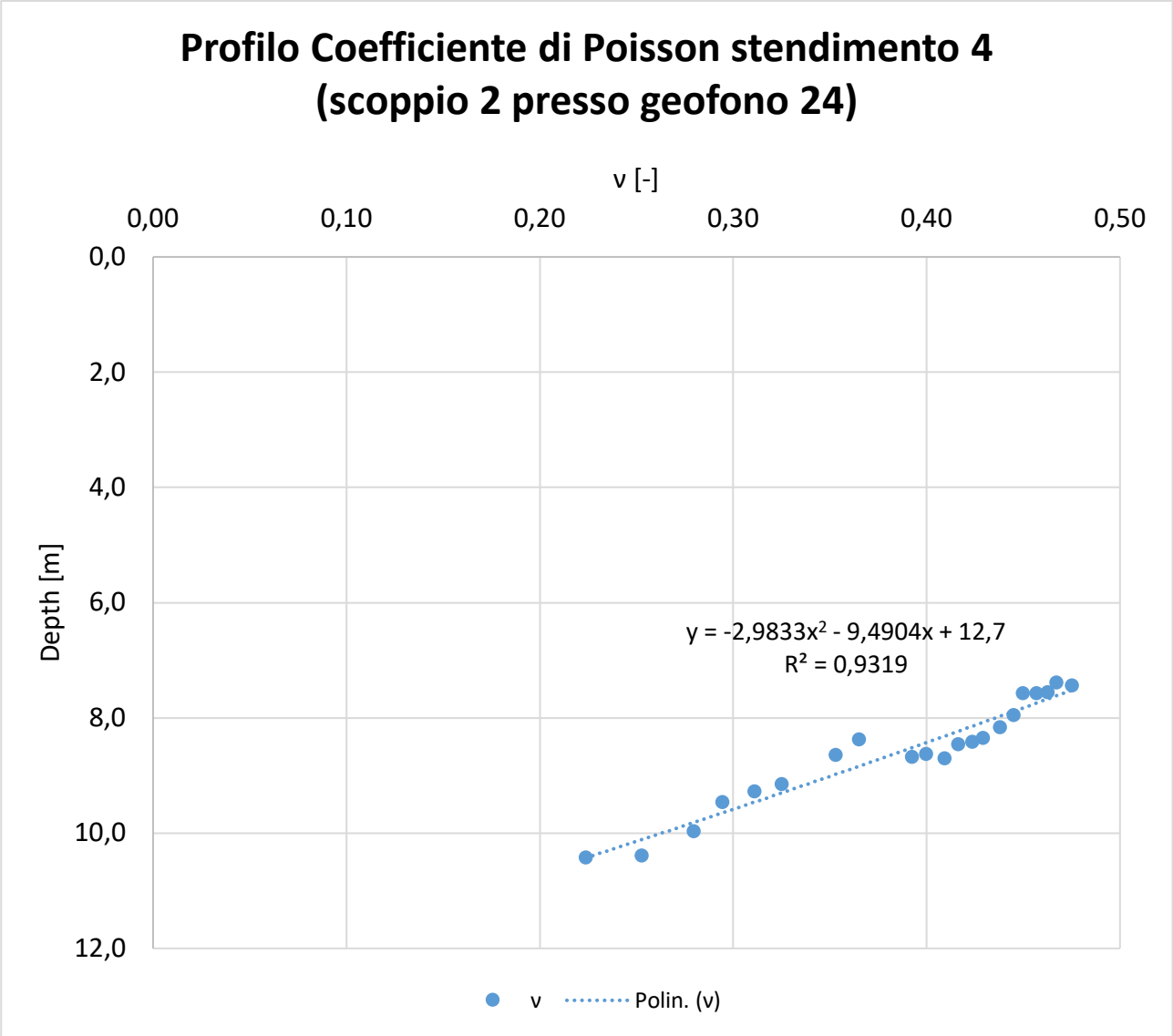


Figura 3.71 – Profilo del modulo di Poisson, profilo 5 scoppio 2 (presso geofono 24)

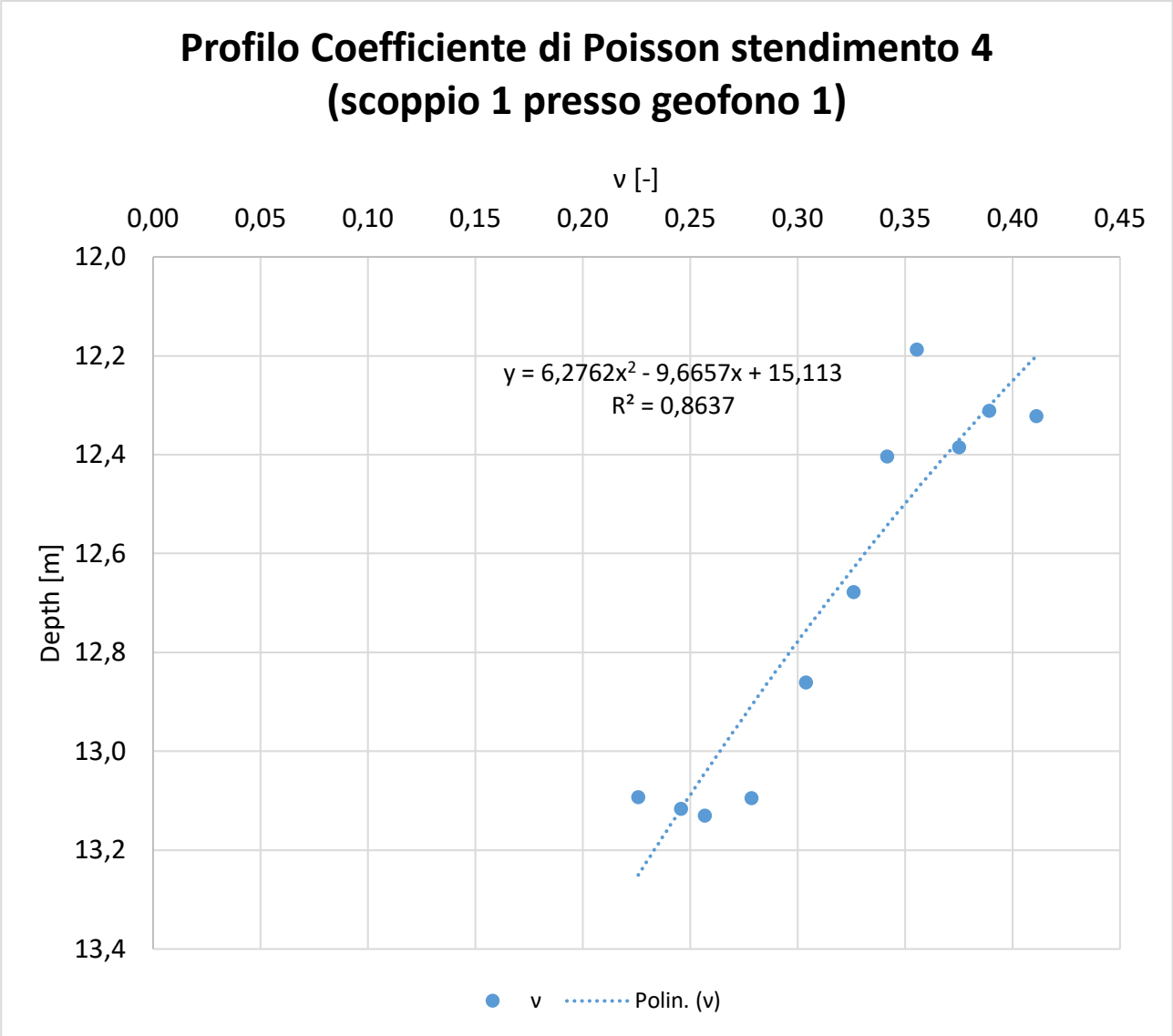


Figura 3.72 – Profilo del modulo di Poisson, profilo 5 scoppio 1 (presso geofono 1)

Alla luce dei risultati appena discussi, è possibile ricavare il valore del modulo elastico attraverso la (3.16) e il modulo di taglio con la (3.17) e di valutarli in funzione della profondità investigata. La Figura 3.73 e la Figura 3.74 riportano gli andamenti di E e di G. Anche in questo caso si osserva che all'incremento della profondità migliorano i parametri meccanici dell'ammasso roccioso, secondo una funzione polinomiale del secondo ordine, per cui si può cautamente assumere che l'ammasso roccioso in profondità sia poco fratturato e competente. Ciononostante, nel secondo caso (Figura 3.56) si evincono parametri meccanici più elevati rispetto al primo caso (Figura 3.55): ciò è in linea con i risultati delle velocità delle onde sismiche, da cui si desume che nei pressi del geofono 1 l'ammasso roccioso abbia caratteristiche migliori rispetto alle qualità dell'ammasso roccioso presente nei pressi del geofono 24.

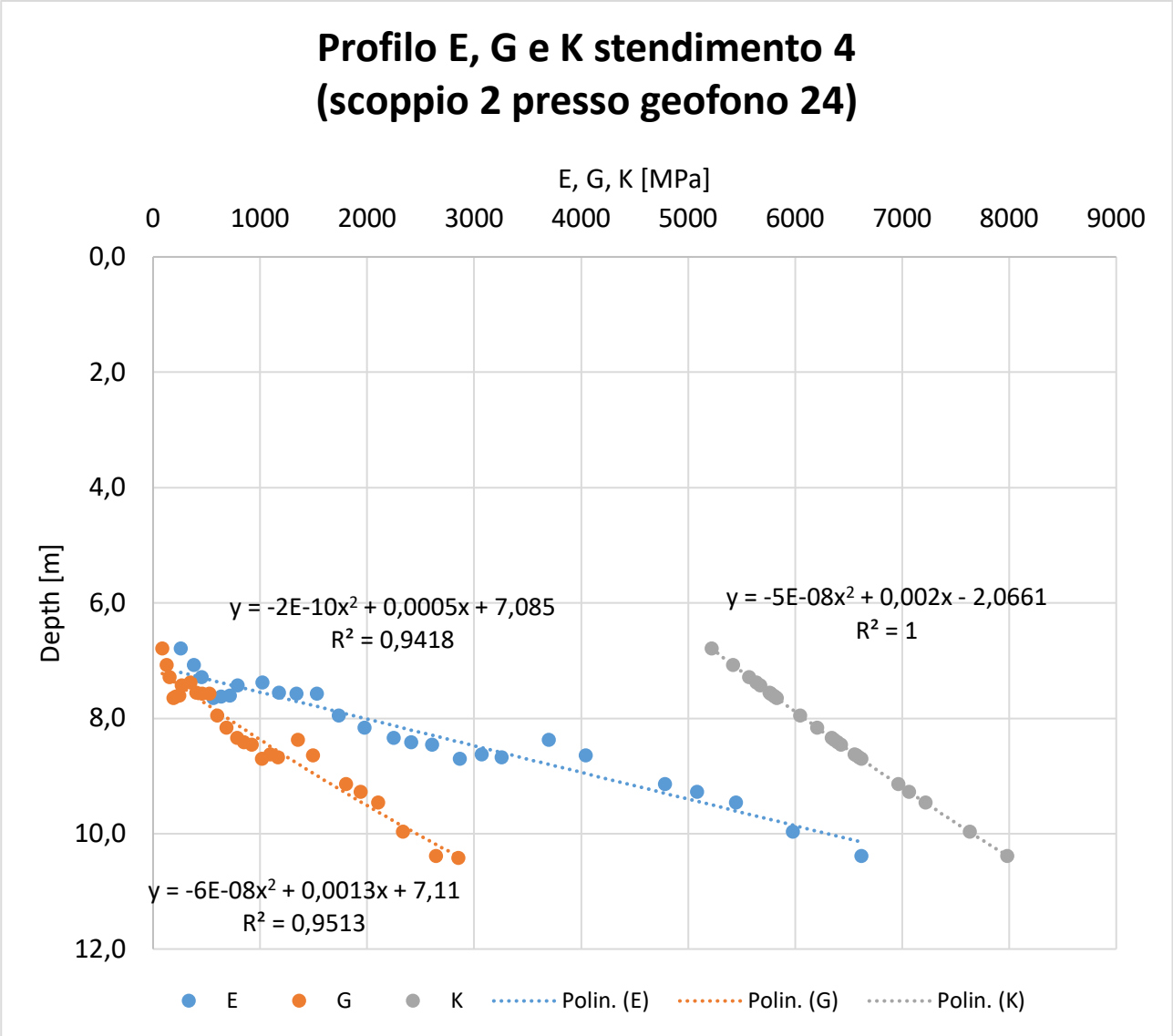


Figura 3.73 – Profilo del modulo elastico, di taglio e di compressibilità, profilo 5 scoppio 2 (presso geofono 24)

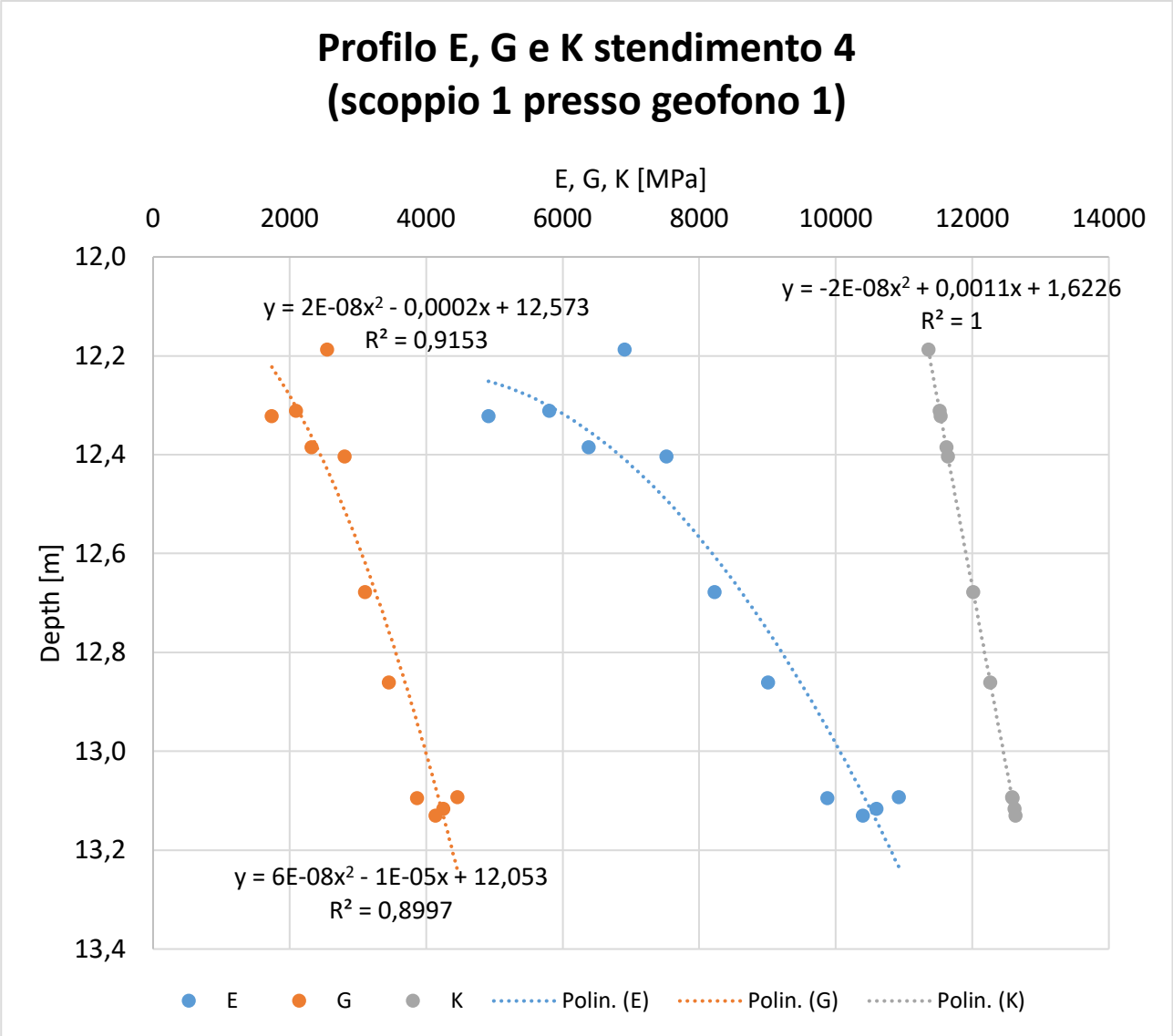


Figura 3.74 – Profilo del modulo elastico, di taglio e di compressibilità, profilo 5 scoppio 1 (presso geofono 1)

Le seguenti figure (Figura 3.75, Figura 3.76) riassumono, attraverso un modello costruito con l'ausilio del software ArcMap della casa madre ArcGis, i valori dei parametri ν, E, G e K alle profondità di 10 e 13 m sul rilievo topografico effettuato in antecedenza.

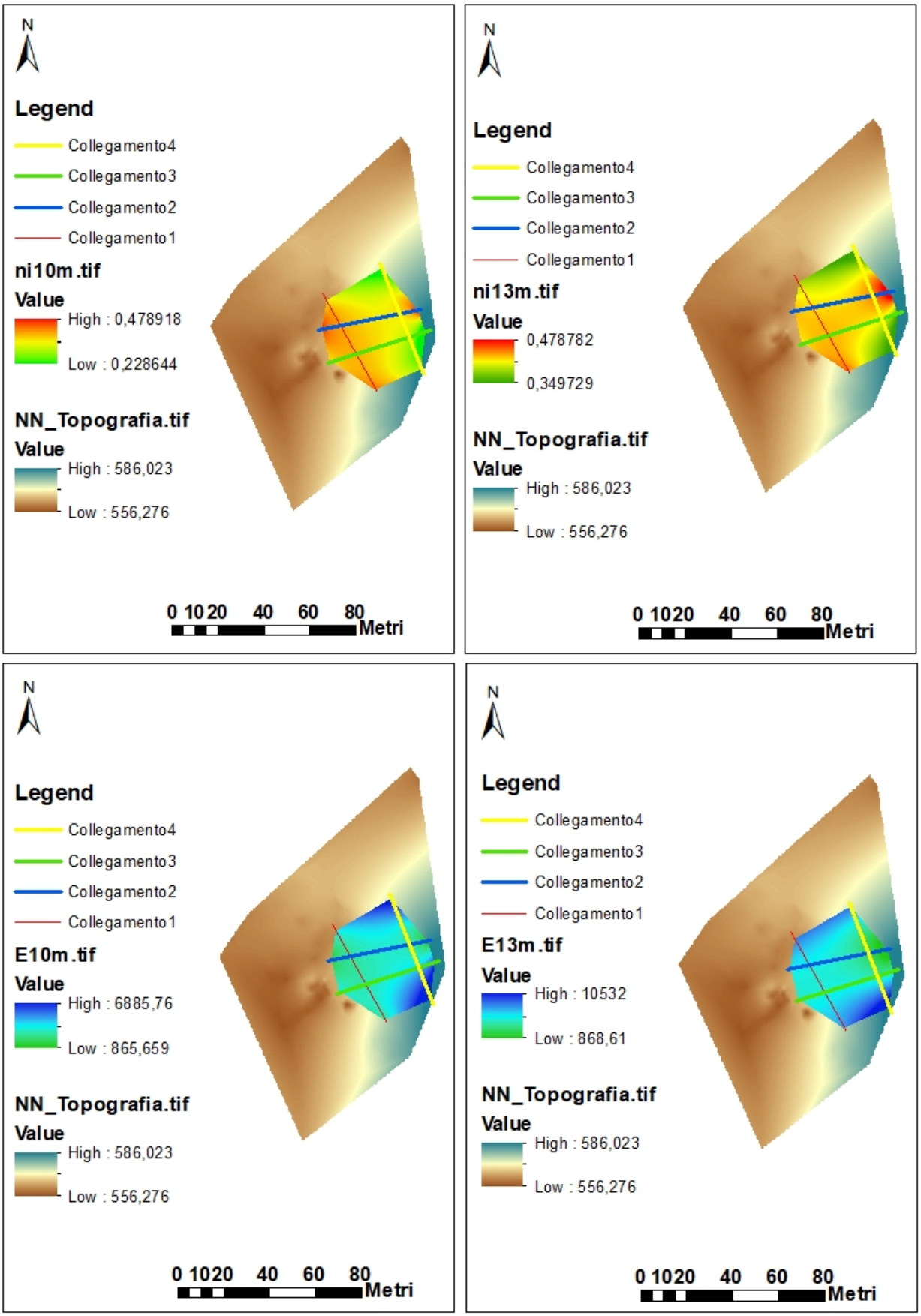


Figura 3.75 - Valori dei parametri ν ed E a 10/13m

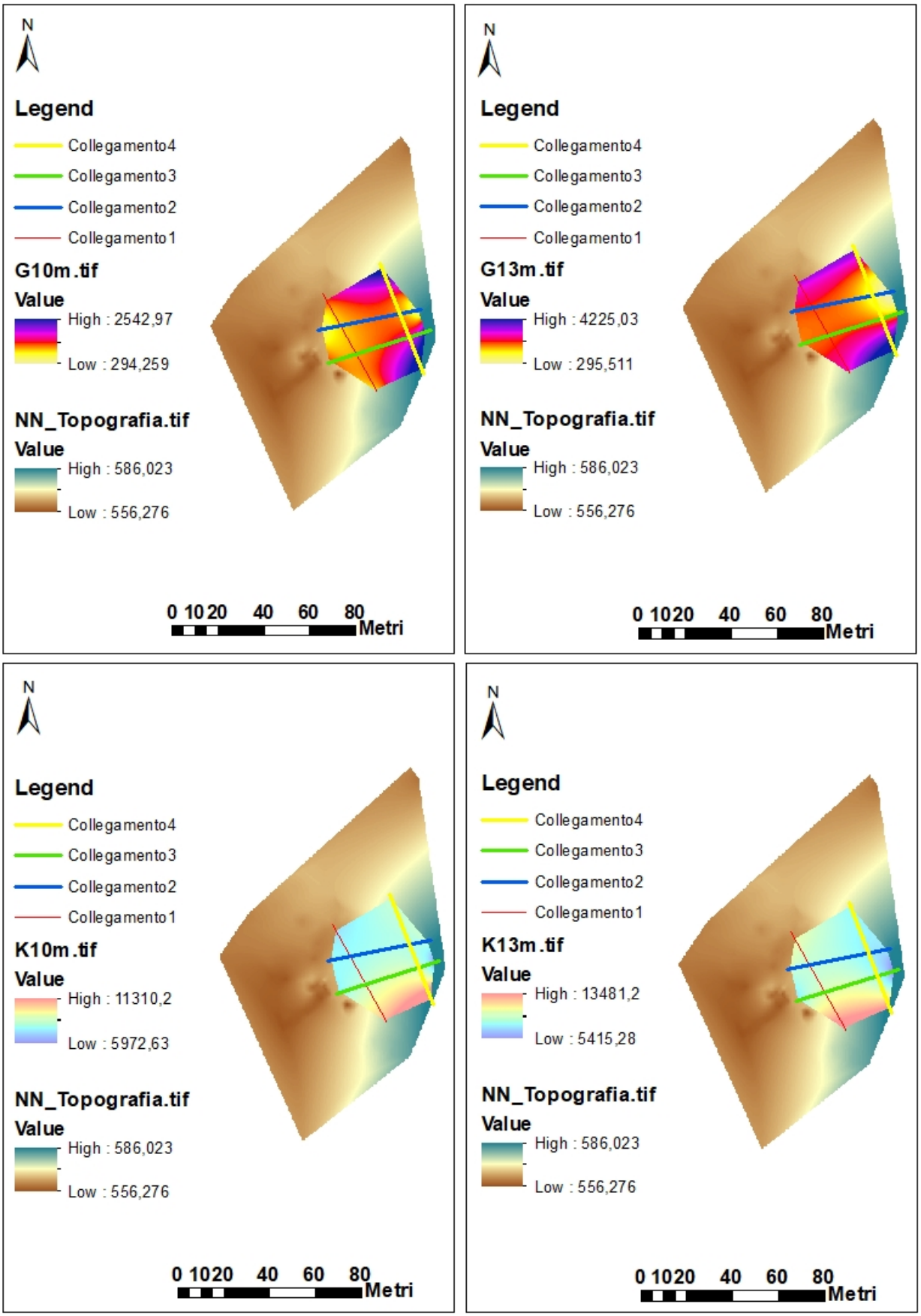


Figura 3.76 - Valori dei parametri G e K a 10/13m

Per chiarezza grafica, vengono riportati i medesimi valori in 3D attraverso il software ArcScene. La Figura 3.77 e la Figura 3.78 mostrano i valori assunti dal parametro ν a 10 e 13 m, la Figura 3.79 e la Figura 3.80 mostrano i valori assunti dal parametro E a 10 e 13 m, la Figura 3.81 e la Figura 3.82 mostrano i valori assunti dal parametro G a 10 e 13 m, la Figura 3.83 e la Figura 3.84 mostrano i valori assunti dal parametro K a 10 e 13 m.

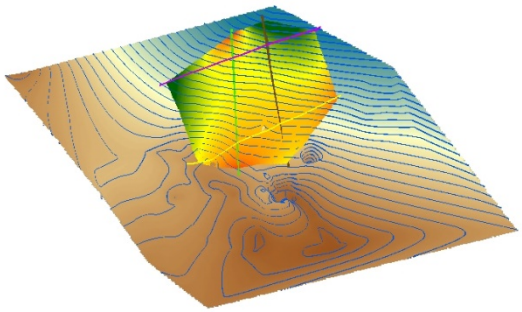


Figura 3.77 - 3D valori parametro ni a 10 m

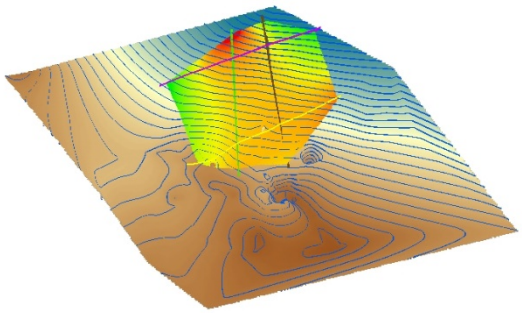


Figura 3.78 - 3D valori parametro ni a 13 m

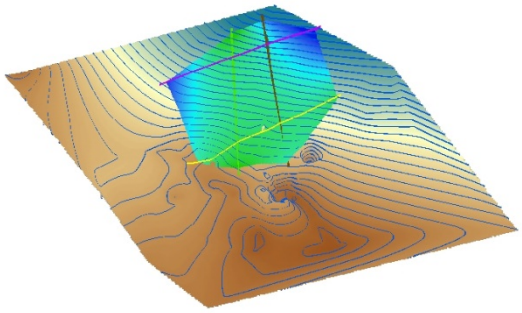


Figura 3.79 - 3D valori parametro E a 10 m

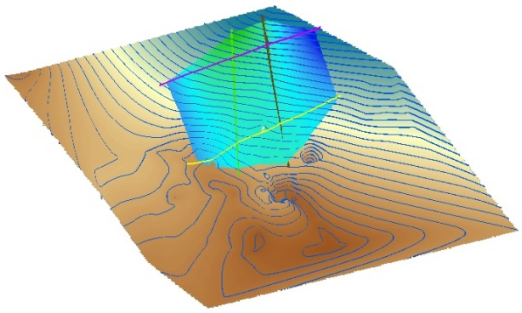


Figura 3.80 - 3D valori parametro E a 13 m

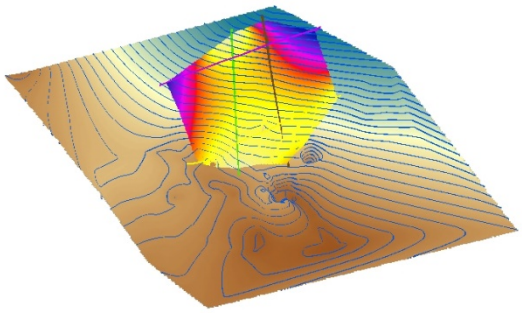


Figura 3.81 - 3D valori parametro G a 10 m

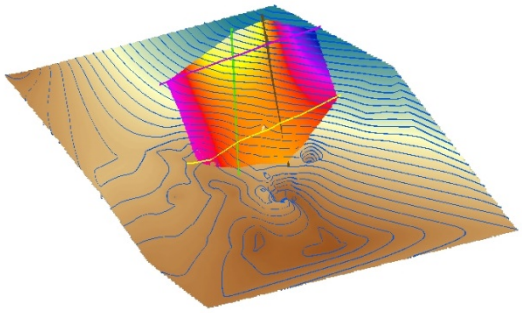


Figura 3.82 - 3D valori parametro G a 13 m

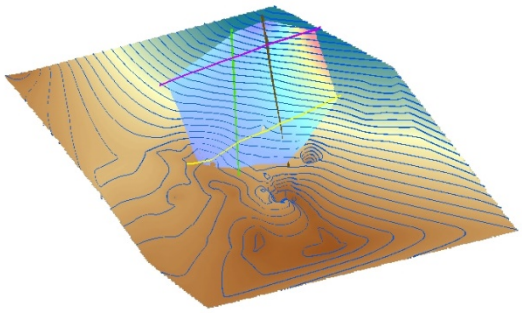


Figura 3.83 - 3D valori parametro K a 10 m

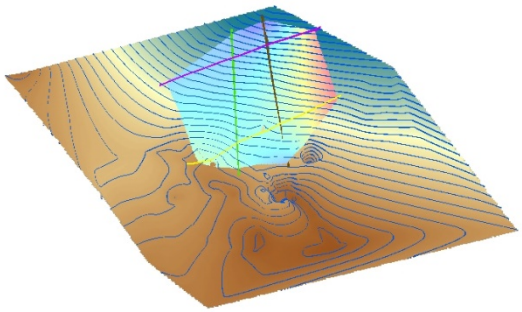


Figura 3.84 - 3D valori parametro K a 13 m

Come è possibile notare dai risultati ottenuti, i parametri ν, E, G e K aumentano notevolmente progredendo in profondità ma, dato il livello di dettaglio che fornisce la prova effettuata (sismica a

rifrazione), si assumono valori sensibilmente inferiori, per ragioni cautelative, per effettuare le simulazioni analitiche e numeriche del caso oggetto di studio.

3.3 Classificazione geomeccanica

A seguito delle indagini descritte in precedenza, è possibile effettuare la classificazione dei tre siti investigati. In particolare, vengono impiegate le classificazioni *Rock Mass Rating* [9] e *Q-System* [10].

Si precisa che le classificazioni geomeccaniche tutt'oggi impiegate sono state sviluppate nel corso della seconda metà del XX secolo e si sono diffuse come un metodo di progettazione empirico, avendo i seguenti obbiettivi:

- Dividere gli ammassi in gruppi con comportamento assimilabile;
- Fornire una buona base per capire le caratteristiche degli ammassi;
- Facilitare la progettazione delle opere sulla base di analisi statistiche di precedenti esperienze;
- Garantire una base comune per una positiva comunicazione tra i diversi tecnici coinvolti nella progettazione.

È possibile distinguere concettualmente tre classi:

- Classi geomeccaniche (costituite da ammassi rocciosi di confrontabile proprietà geomeccaniche, ovvero le caratteristiche intrinseche).
- Categorie di comportamento (esprimono la risposta deformativa allo scavo dei diversi gruppi geomeccanici nelle condizioni tensionali esistenti a quota progetto).
- Classi tecniche (sono direttamente associabili alle soluzioni progettuali).

La Tabella 3.19 illustra le categorie alle quali fanno riferimento le classificazioni comunemente adottate.

Tabella 3.19 - Categorie delle classificazioni geomeccaniche

Metodo	Autore	Anno	G.G.	C.C.	C.T.
Rock loads (T)	Terzaghi	1946	(sistema misto)		indicazioni
Stand-up time	Lauffer	1958÷1988		√	√
RQD system	Deere	1964	√		√
RSR system	Wickham	1972	√		√
RMR system	Bieniawski	1973÷1989	√		√
Lombardi	Lombardi	1974		√	
(R-P)	Rabcewicz-Pacher	1974	(sistema misto)		indicazioni
Q system	Barton et al.	1974÷1999	√		√
Strength-size	Franklin	1975	√		√
RMi	Palmstrom	1995÷2000	√		√
GSI	Hoek et al.	1995÷2000	√		
Adeco-RS	Lunardi	1993		√	indicazioni
Geodata	Russo et al.	1998		√	indicazioni

Si precisa che nel caso in esame sono state applicate solo la classificazione RMR e il Q-system, in quanto sono le più comunemente applicate, strutturate e con adeguata esperienza in campo minerario.

Si descrive il risultato ottenuto dalle analisi mediante Q-system. Tale sistema si basa sulla seguente equazione [3.12]

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF} \qquad [3.12]$$

Dove:

- Q rappresenta il punteggio finale della classificazione;
- RQD (Rock Quality Designation) rappresenta la percentuale di elementi con lunghezza di almeno 10 cm rispetto alla lunghezza totale carotata mediante sondaggio a carotaggio;
- J_n (Joint Set Number) è un indice che esprime la quantità e la giacitura delle famiglie di discontinuità;
- J_r (Joint Roughness Number) è un indice che descrive lo stato della rugosità delle discontinuità;
- J_a (Joint Alteration Number) è un indice che esprime lo stato di alterazione della discontinuità rilevata;
- J_w (Joint water Reduction factor) è un indice che esprime la riduzione di resistenza a causa della presenza d'acqua;
- SRF (Strenght Reduction factor) è un parametro che indica ulteriori criticità dell'ammasso roccioso, come attività chimica, plasticità, problemi di carico e debolezze locali dell'ammasso.

Si precisa che il primo rapporto della [3.12] indica la dimensione dei blocchi di roccia, il secondo rapporto la resistenza al taglio di detti blocchi, mentre il terzo rapporto indica le condizioni tensionali attive.

I punteggi del Q-system vengono attribuiti su base tabellare, come si può osservare negli Allegati 13, 14, 15.

Occorre precisare che, in mancanza di disponibilità di sondaggi geognostici, il parametro RQD è stimato secondo la relazione [3.13] suggerita da Palmström [11] nel 1982:

$$RQD = 115 - 3.3\, J_v \qquad [3.13]$$

dove Jv (Volumetric Join Count) rappresenta la somma del numero di discontinuità per unità di lunghezza per tutte le famiglie di discontinuità rilevate nel volume di controllo.

La Tabella 3.20 riporta i risultati ottenuti per i tre siti di interesse.

Tabella 3.20 - Risultati della classificazione Q-System per i tre siti investigati

Q-System							
Viña							
RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Jv	**Q**
[%]	[-]	[-]	[-]	[-]	[-]	[-]	[-]
49.00	6.00	1.50	1.00	1.00	1.00	20.00	13.00
Trinchera							
RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Jv	**Q**
[%]	[-]	[-]	[-]	[-]	[-]	[-]	[-]

40.00	6.00	1.50	3.00	1.00	1.00	22.86	4.00
Punto di Estrazione							
RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Jv	**Q**
[%]	[-]	[-]	[-]	[-]	[-]	[-]	[-]
33.00	9.00	1.50	3.00	1.00	1.00	25.00	2.00

Si osserva che nel caso del sito Viña il punteggio ottenuto dal Q-System è più elevato rispetto ai siti Trinchera e Punto di Estrazione, in quanto le discontinuità nel sito Viña non sono sottoposte agli agenti atmosferici come avviene nei siti Trinchera e Punto di Estrazione, i quali risultano quindi penalizzati.

La condizione dell'ammasso roccioso nel sito Viña viene quindi classificata come *Good*, mentre nel sito Trinchera si conferisce la classificazione *Fair*, infine per il sito denominato Punto di Estrazione si conferisce la classificazione "Poor".

Si procede nel seguito a illustrare la classificazione dell'ammasso roccioso attraverso il *Rock Mass Rating,* il cui punteggio è attribuito mediante la [3.14].

$$RMR = a + b + c + d + e \qquad [3.14]$$

dove:

- a indica: la resistenza a compressione monoassiale del campione intatto di roccia, RQD, la spaziatura delle discontinuità, la condizione di queste ultime e la presenza d'acqua;
- b rappresenta una correzione dovuta alla orientazione delle discontinuità;
- c rappresenta la classe dell'ammasso roccioso;
- d rappresenta il significato della classe dell'ammasso roccioso;
- e fornisce le linee guida per la classificazione della condizione delle discontinuità;
- f rappresenta l'effetto della dip e dip direction nel caso della realizzazione di una galleria.

Il punteggio, come nel caso del Q-System, è fornito su base tabellare (vedere Allegato 16).

Tabella 3.21 - Risultati della classificazione RMR per i tre siti investigati

RMR						
Viña						
A1	A2	A3	A4	A5	**C**	
7	8	8	25	15	63	II
Trinchera						
A1	A2	A3	A4	A5	**C**	
4	8	8	20	15	55	III
Punto di Estrazione						
A1	A2	A3	A4	A5	**C**	
4	8	8	20	15	55	III

Si nota che, anche in questo caso, nel sito di Viña si riscontrano i valori migliori, per gli stessi motivi precedentemente esposti. In particolare, il sito Viña risulta in classe II, mentre i siti Trinchera ed Extracion point appartengono alla classe III.

A favore dell'analisi geomeccanica esposta, si può osservare che vi è una corrispondenza in termini qualitativi tra Q-System e RMR, e si può concludere che le analisi siano state effettuate in modo pertinente.

4 ANALISI ANALITICA ED EMPIRICA

Nel presente capitolo si espone la ricostruzione della realtà fisica attraverso l'utilizzo di software di calcolo sia in due che in tre dimensioni; in particolare, i codici impiegati per lo sviluppo del pre-dimensionamento, sono stati sviluppati dal produttore Rocscience. Di seguito vengono elencati i programmi di calcolo impiegati per il pre-dimensionamento:

1. RocData v3.0
2. Slide v5.0
3. Swedge v4.0
4. UnWedge v4.0
5. RS2 (Phase 2D) v9.0
6. CPillar v4.0
7. Phase2D v.8.0

In particolare, sono stati sviluppati i seguenti punti:

- Verifica della stabilità del versante ove sarà realizzata la miniera;
- Verifica della stabilità locale in sotterraneo nei pressi del portale;
- Verifica dei possibili cinematismi di scivolamento planare e tridimensionale del versante e dei cunei di roccia creatisi a causa della discontinuità preesistente in sito;
- Verifica della progettazione di sistemi di ancoraggio in sotterraneo atti a garantire un sufficiente fattore di sicurezza dei cunei di roccia a tetto e a parete della galleria;
- Definizione del Crown Pillar necessario a garantire la stabilità della struttura sotterranea (si rende necessario un fattore di sicurezza almeno pari a 1.7);

Si sottolinea che, data la realtà in cui è localizzata la miniera, si adotta un approccio a favore di sicurezza innalzando il relativo fattore (per le fasi progettuali) ad un valore minimo di 1.7; ciò è giustificato in quanto è previsto l'accesso alla miniera da parte di personale non specializzato (studenti) e non perfettamente formato.

4.1 Analisi di scivolamento planare del versante insistente sull'area di estrazione

Nel seguito si tratta la tematica della stabilità del versante sito nella zona estrattiva oggetto di studio; al fine di valutare la stabilità o l'instabilità si sono impiegati due differenti metodi per garantire che i modelli ipotizzati siano sufficientemente realistici; in particolare vengono implementati l'equilibrio limite e il modello a elementi finiti. I software impiegati per la definizione dell'equilibrio sono:

- RocScience Slide (LEM)
- RocScience Phase (FEM)

In merito al metodo dell'equilibrio che si basa sulla risoluzione dell'equazioni della statica relative ai "conci" in cui è suddivisa l'area di interesse, vengono ricercate superfici di scivolamento (circolari e non) all'interno di una maglia di calcolo. Per il caso oggetto di studio si sono valutate due differenti

casistiche. Il primo studio si è basato su una geometria che include un orizzonte di roccia andesitica di 3 m e una copertura vegetale di 2 m, mentre il secondo si è basato sull'ipotesi di rimozione della copertura vegetale, procedendo pertanto con la valutazione del solo orizzonte andesitico. La Figura 4.1 riporta il metodo di analisi utilizzato:

Analysis Methods

Analysis Methods used:
Bishop simplified
Janbu simplified
Janbu corrected

Number of slices: 60
Tolerance: 0.005
Maximum number of iterations: 60

Figura 4.1 - Metodi di calcolo impiegati

Per quanto riguarda le caratteristiche meccaniche relative ai due strati si rimanda alla Figura 4.2. Si precisa che i parametri geomeccanici sono stati opportunamente ridotti per una maggiore conservatività del caso oggetto di studio.

Material Properties

Material: Andesite
Strength Type: Generalised Hoek-Brown
Unit Weight: 25 kN/m3
Unconfined Compressive Strength (intact): 50000 kPa
mb: 0.344
s: 4.54e-005
a: 0.511
Water Surface: None
Ru value: 0

Material: Overbourd
Strength Type: Mohr-Coulomb
Unit Weight: 20 kN/m3
Cohesion: 0 kPa
Friction Angle: 30 degrees
Water Surface: None
Ru value: 0

Figura 4.2 - Caratteristiche geomeccaniche orizzonti

Si procede con la verifica di stabilità nel *caso di presenza di copertura vegetale*; la Figura 4.3 mostra la geometria relativa al caso oggetto di studio. Data l'assenza di una normativa di settore che impone un minimo fattore di sicurezza per la verifica dei pendii, si definisce come minimo il valore di 1.7.

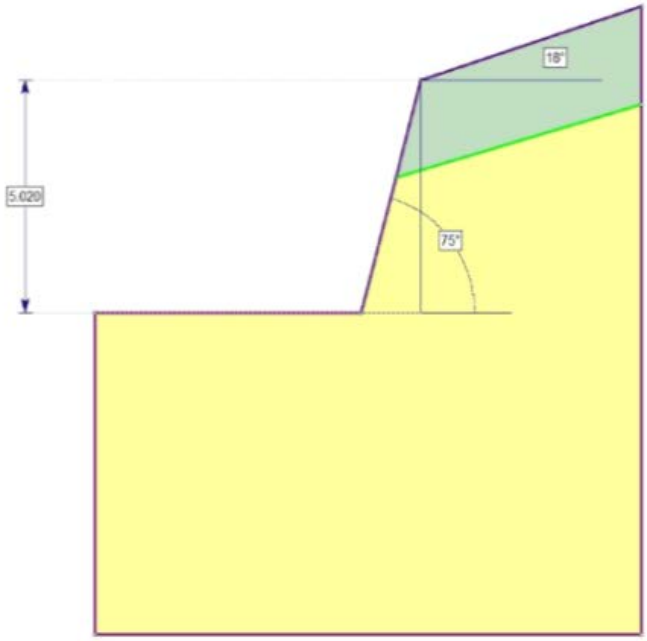


Figura 4.3 - Geometria del versante con copertura vegetale

Si ribadisce che il metodo di calcolo è basato sul principio dell'equilibrio limite e viste le semplificazioni di questo metodo si sono impiegate diverse formulazioni proposte da diversi autori per un maggiore controllo dei dati di output: in particolare, sono state impiegate le formulazioni di Janbu [12] e Bishop [13]. Le illustrazioni riportate in Figura 4.4 e Figura 4.5 mostrano i risultati ottenuti, specie in riferimento all'individuazione delle superfici di scivolamento più critiche.

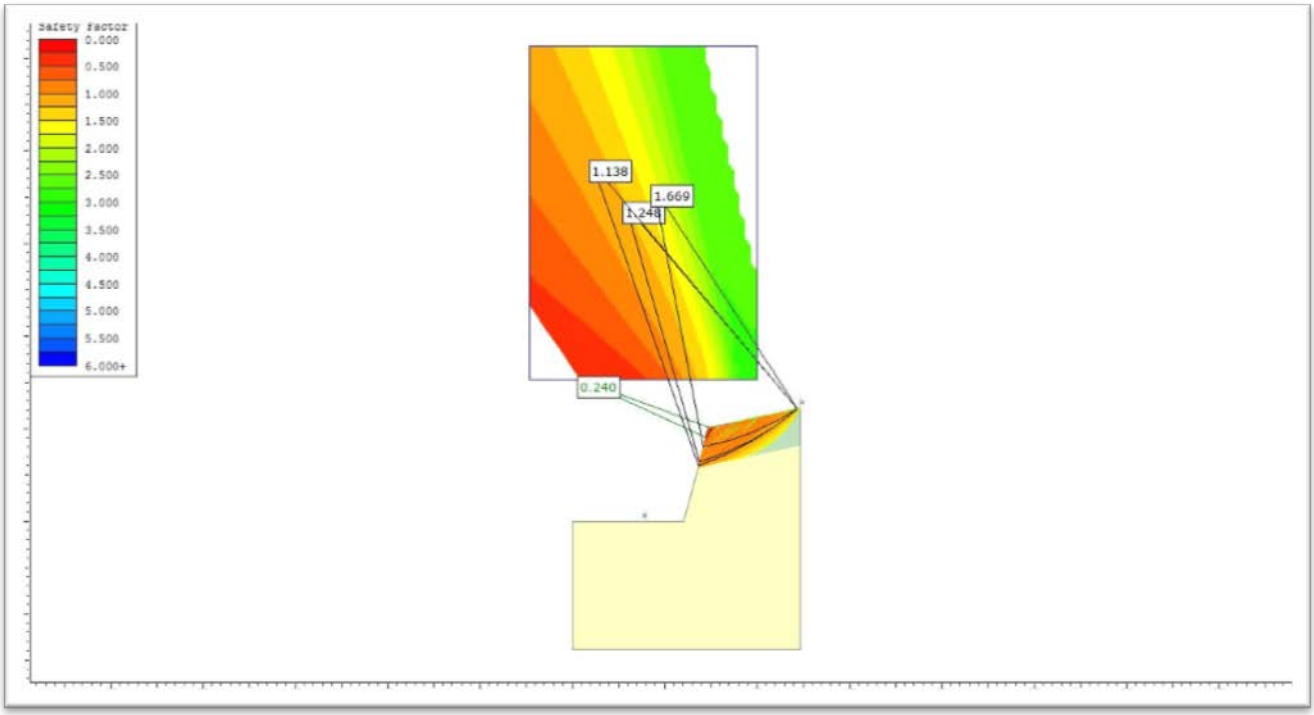


Figura 4.4 - Bishop slope con copertura vegetale

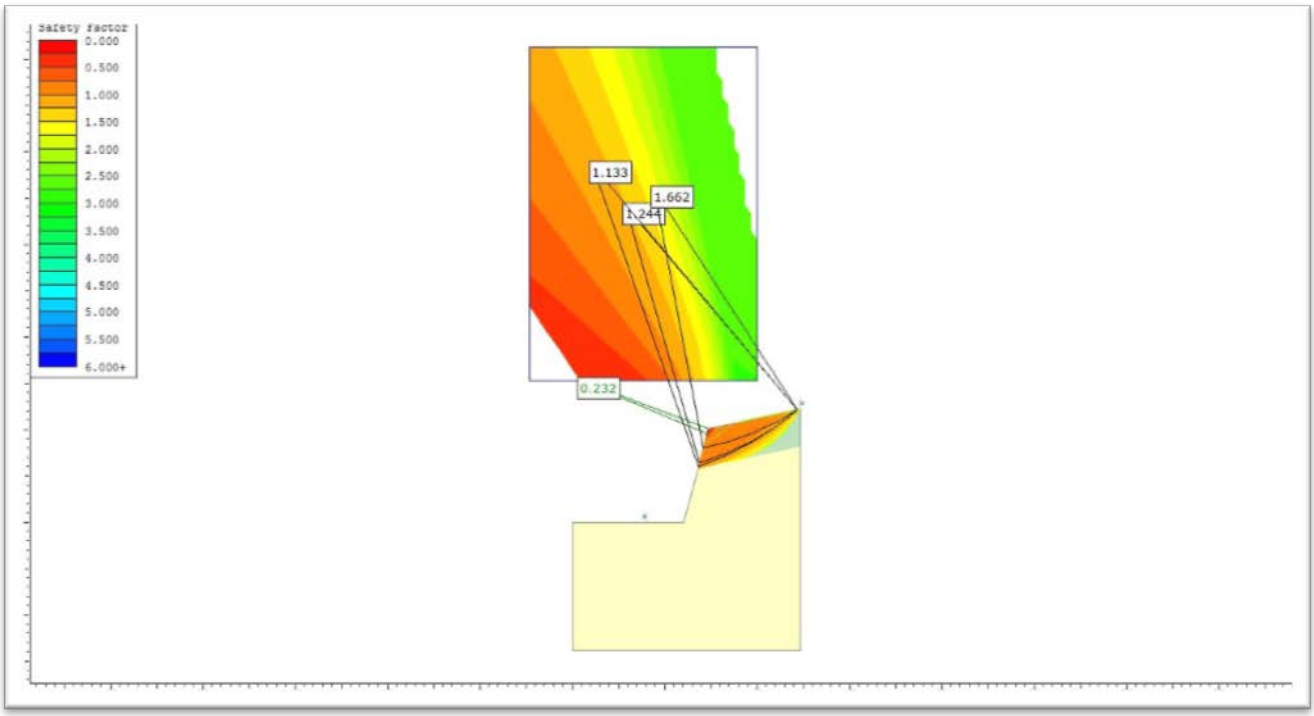


Figura 4.5 - Janbu corretto con copertura vegetale

Come si nota, i fattori di sicurezza non soddisfano gli standard minimi richiesti, e pertanto si ritiene necessaria la rimozione della coltre vegetale soprastante il portale e le bancate di coltivazione; è stato quindi costruito un modello prevedendo tale opzione. In Figura 4.6 si osserva la geometria relativa al caso in cui la copertura vegetale sia stata rimossa.

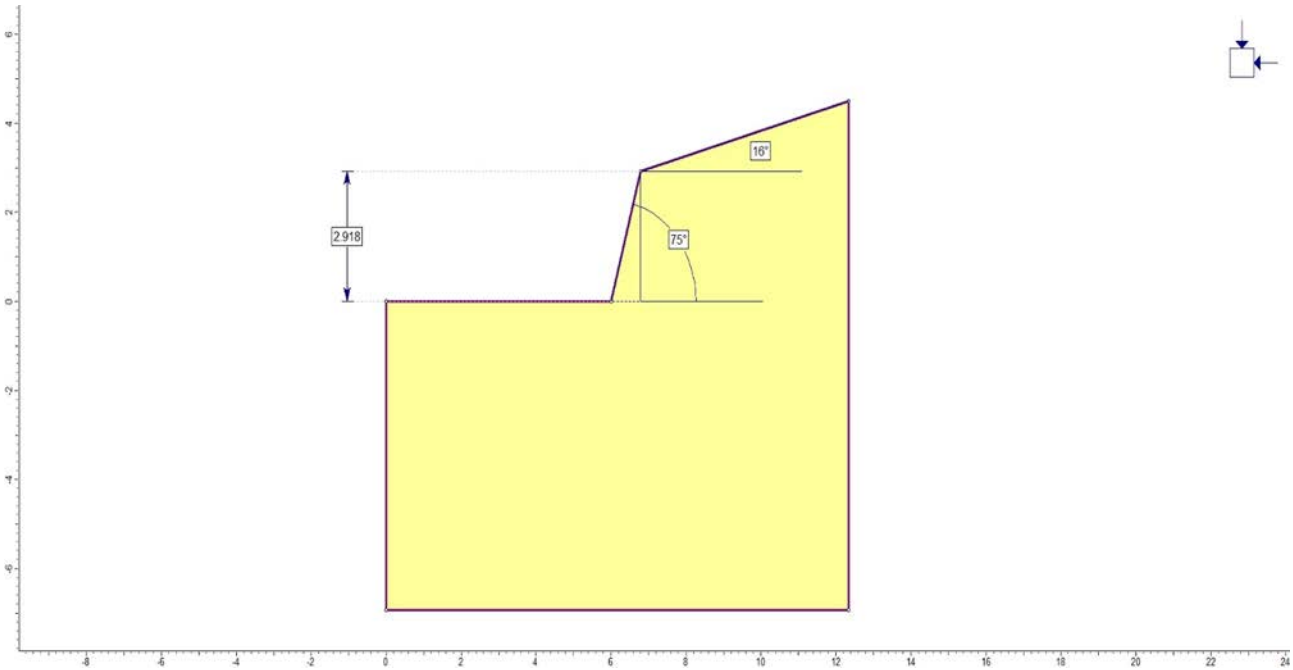


Figura 4.6 - Geometria del versante nel caso di copertura rimossa

Le Figura 4.6 e Figura 4.7 restituiscono come risultato le superfici di scivolamento e i relativi fattori di sicurezza calcolati con le ipotesi precedentemente esplicate: come è possibile notare, in questo caso i fattori di sicurezza soddisfano gli standard minimi richiesti, e si evidenza come, in assenza di copertura

vegetale, i relativi fattori di sicurezza aumentino: la copertura vegetale, infatti, rappresenta lo strato con caratteristiche geomeccaniche più scadenti.

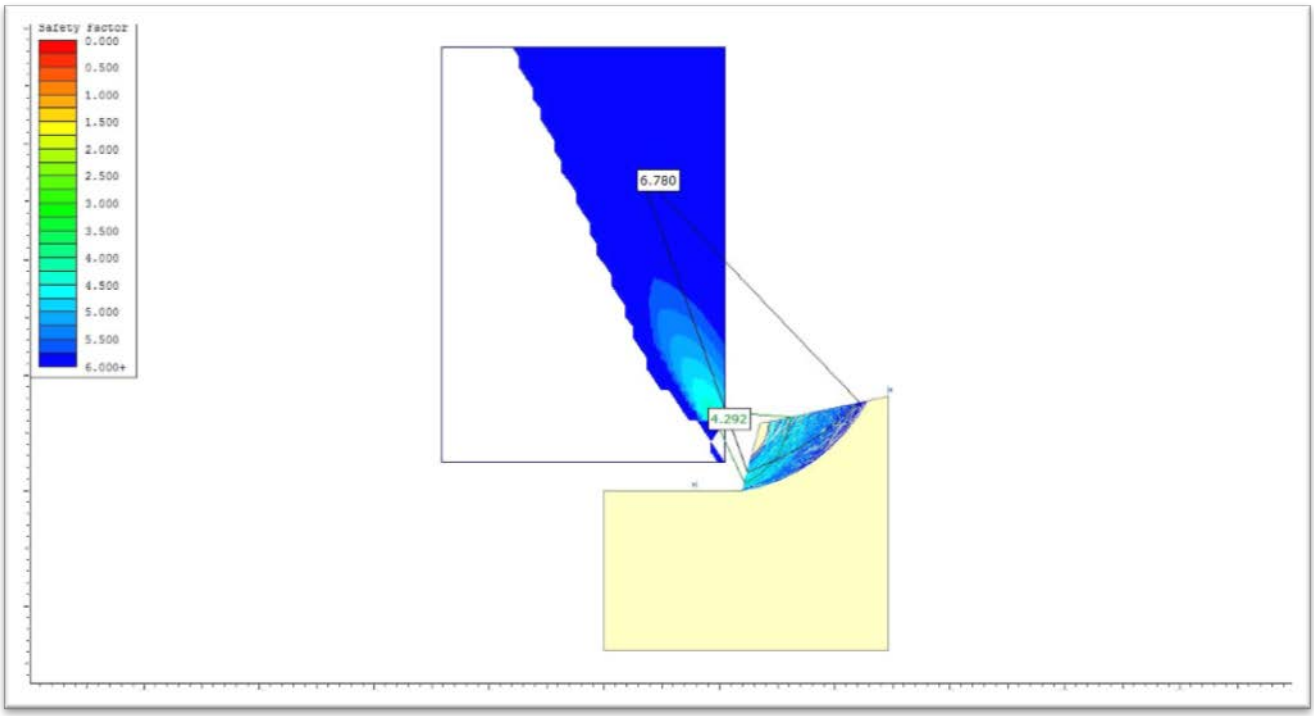


Figura 4.7 - Bishop slope in assenza di copertura vegetale

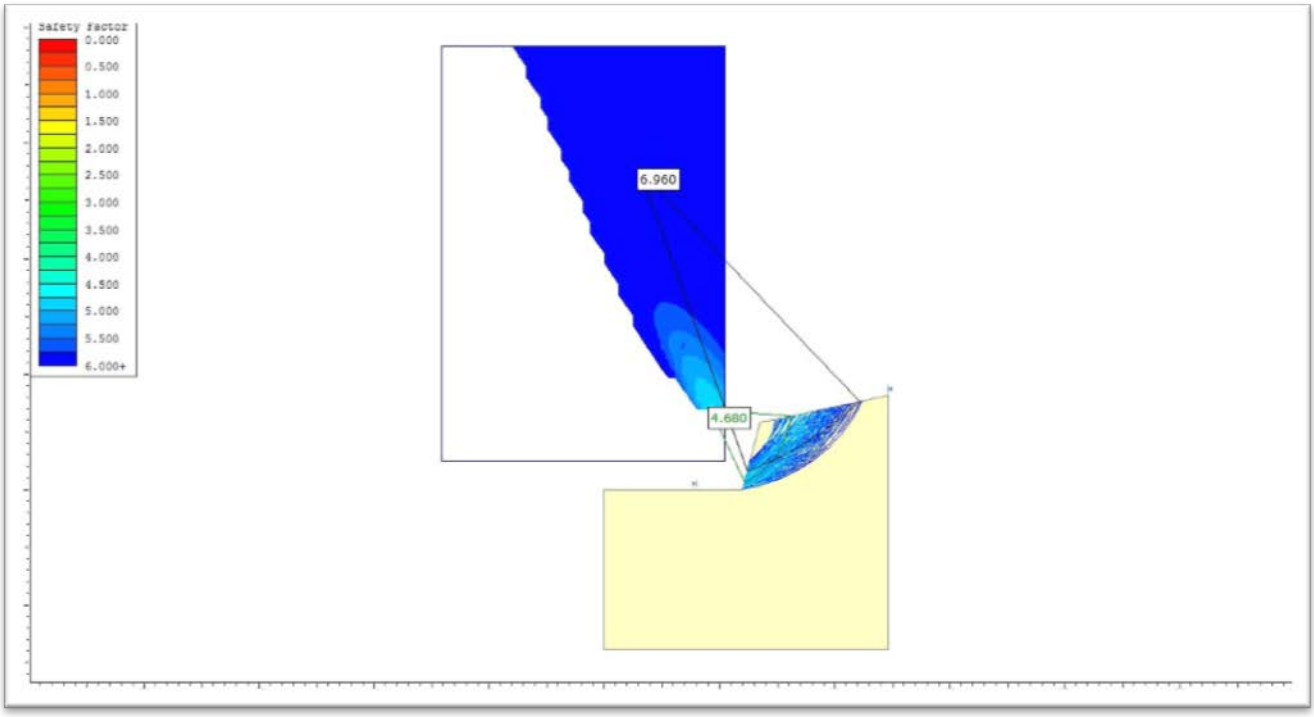


Figura 4.8 - Jambu corretto in assenza di copertura vegetale

A conferma dei risultati ottenuti si è verificata la stabilità del pendio con un ***approccio agli elementi finiti (FEM).*** Anche in questo caso sono state analizzate le medesime casistiche (con e senza copertura vegetale). Le Figura 4.9 e Figura 4.10 mostrano i dati di input richiesti dal software Phase2 per le caratteristiche geomeccaniche relative ai due strati.

Material: Andesite

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Unit weight	0.025 MN/m3
Elastic type	isotropic
Young's modulus	2000 MPa
Poisson's ratio	0.3
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Plastic
Dilation Parameter	0
Compressive strength	50 MPa
mb parameter	0.344
s parameter	4.54e-005
a parameter	0.511
Residual mb parameter	0.344
Residual s parameter	4.54e-005
Residual a parameter	0.511
Piezo to use	None
Ru value	0

Figura 4.9 - Parametri geomeccanici Andesite

Material: Overbourd

Color	
Initial element loading	field stress & body force
Unit weight	0.02 MN/m3
Elastic type	isotropic
Young's modulus	65 MPa
Poisson's ratio	0.35
Failure criterion	Mohr-Coulomb
Peak tensile strength	0.001 MPa
Residual tensile strength	0.001 MPa
Peak friction angle	30 degrees
Peak cohesion	0 MPa
Material type	Plastic
Dilation Angle	0 degrees
Residual Friction Angle	30 degrees
Residual Cohesion	0 MPa
Piezo to use	None
Ru value	0

Figura 4.10 - Parametri Geomeccanici Copertura vegetale

Per quanto riguarda il caso relativo alla presenza di copertura vegetale, le Figura 4.11 e Figura 4.12 mostrano la geometria impiegata con le relative condizioni al contorno (i nodi sono vincolati per gli spostamenti rispetto agli assi x e y, ad eccezione delle superfici libere) e i risultati ottenuti dal computo. Infine, il Grafico 4.1 riporta la convergenza del sistema, e pertanto evidenzia quale sia il fattore di sicurezza del pendio.

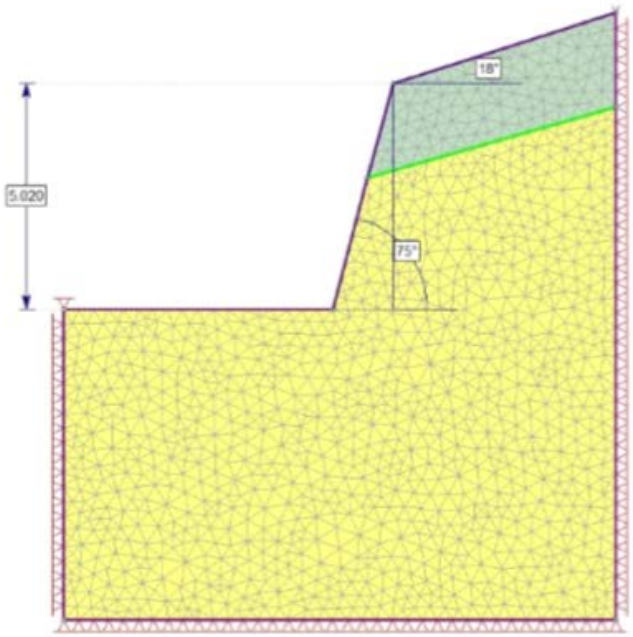


Figura 4.11 - Geometria e condizioni al contorno del caso con copertura

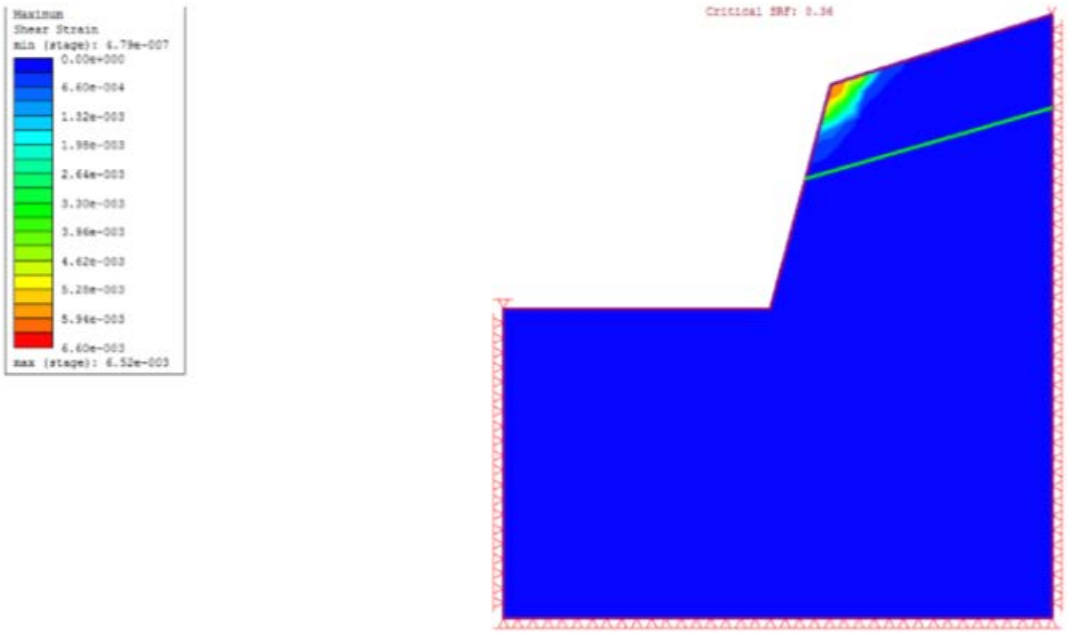


Figura 4.12 - Risultati analisi SRF caso con copertura

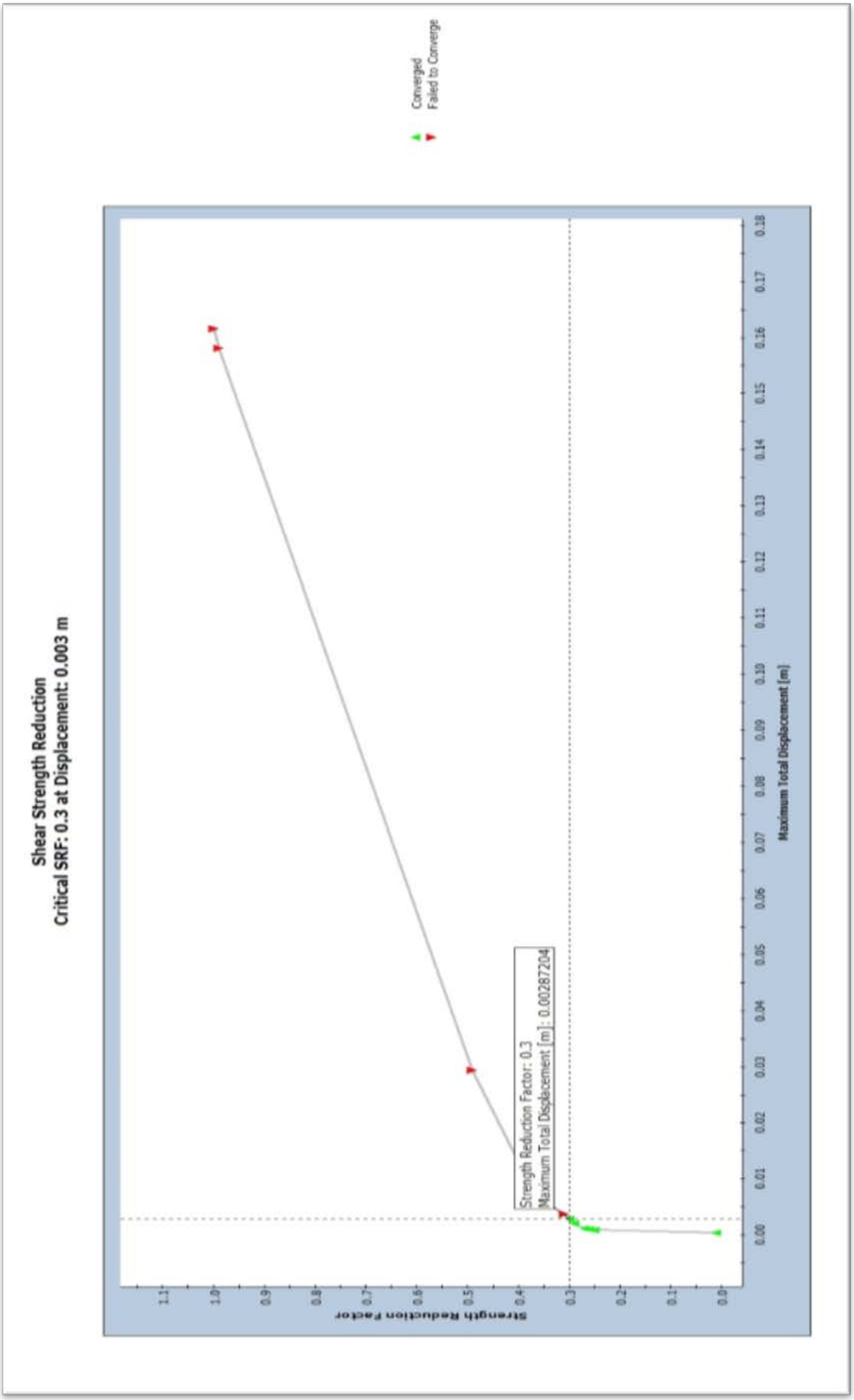


Grafico 4.1 - Convergenza del sistema per calcolo SRF con copertura vegetale

Qualora la copertura vegetale venga rimossa, la Figura 4.13 e Figura 4.14 mostrano la geometria del caso in studio con le relative condizioni al contorno citate in precedenza e i risultati ottenuti dal computo, mentre il Grafico 4.2 riporta la convergenza del sistema, e pertanto evidenzia quale sia il fattore di sicurezza del pendio.

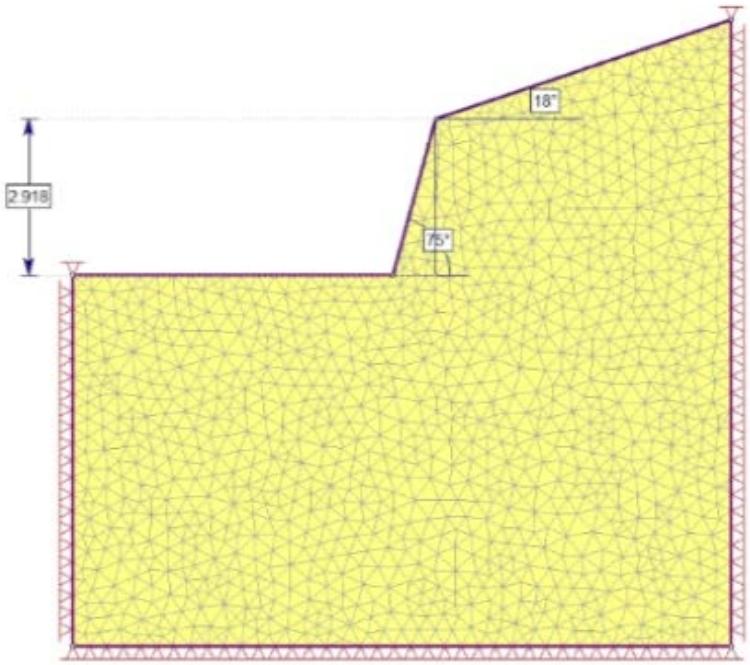


Figura 4.13 - - Geometria e condizioni al contorno del caso di copertura assente

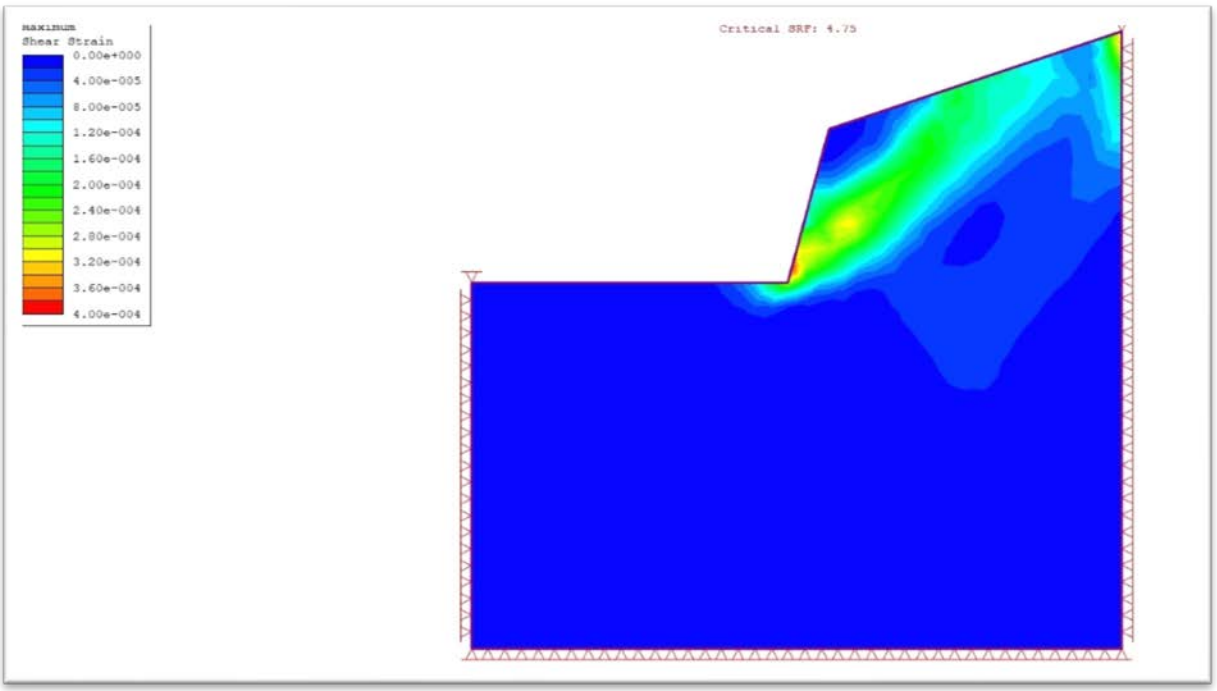


Figura 4.14 - Risultati SRF analisi caso assenza di copertura

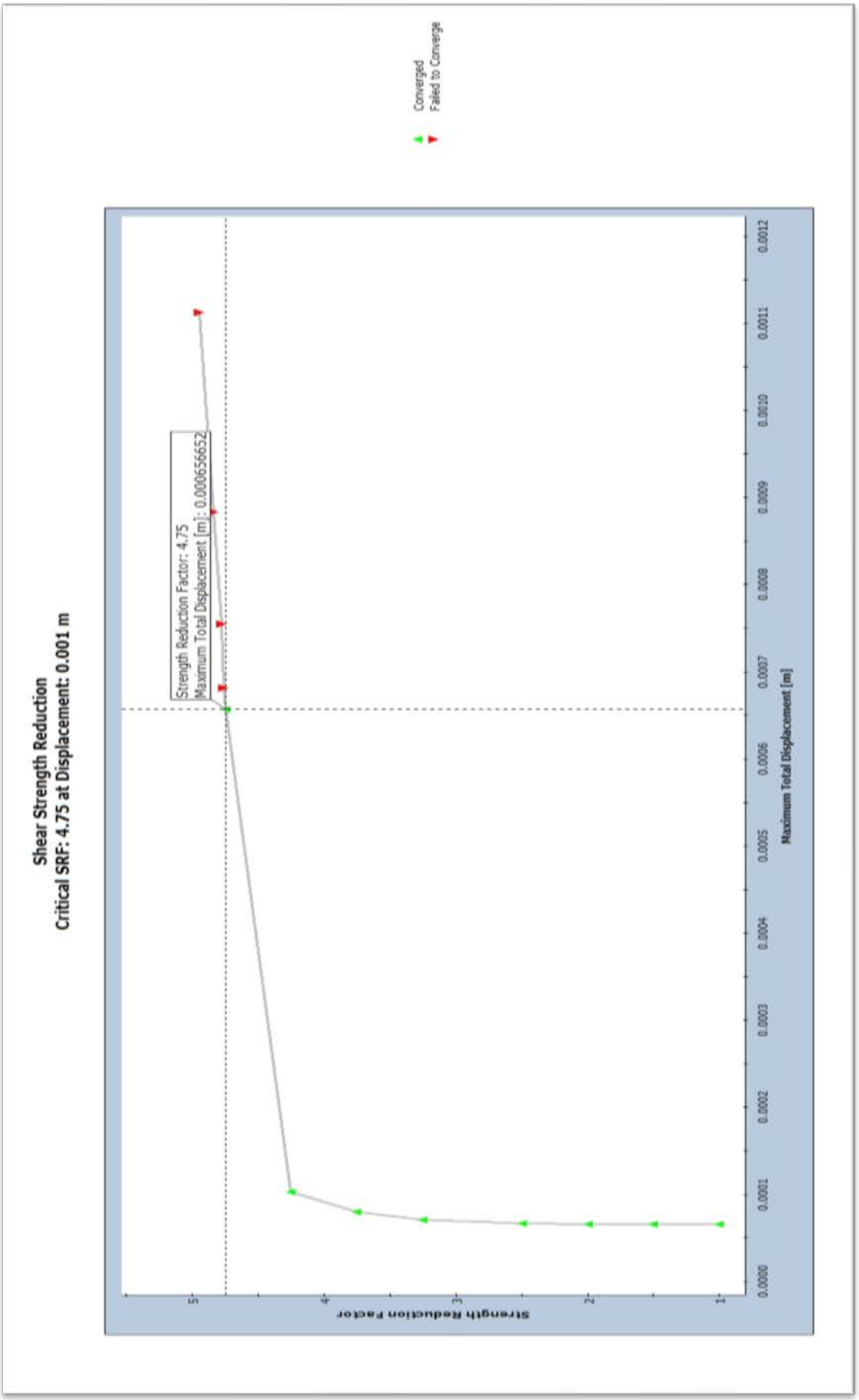


Grafico 4.2 - Convergenza del sistema per calcolo SRF in assenza di copertura vegetale

I risultati ottenuti attraverso i metodi citati (LEM e FEM) sono all'incirca i medesimi: si evidenza chiaramente una piccola oscillazione del fattore di sicurezza allo scivolamento, imputabile alla differente natura matematica del calcolo. Ciò nonostante si rileva una certa corrispondenza tra i due metodi, e pertanto si può cautamente assumere che i due modelli sono stati costruiti correttamente e con un rigore soddisfacente. Occorre scegliere quale delle due situazioni sia la migliore da perseguire, tenendo conto delle condizioni logistiche, economiche, geotecniche e ingegneristiche. La Tabella 4.1 riporta in sintesi i valori finali ottenuti riguardanti i fattori di sicurezza globali minimi relativi alle superfici di scivolamento più critiche.

Tabella 4.1 - Riepilogo risultati finali

CONFRONTO FATTORI DI SICUREZZA GLOBALI			
CASO	BISHOP	JANBU	FEM
CON COPERTURA	0.23	0.24	0.36
ASSENZA COPERTURA	4.3	4.7	4.75

4.1.1 Verifica agli stati limite

Per conferire maggiore robustezza all'analisi fino ad ora svolta, si propongono i risultati ottenuti tramite l'applicazione degli Eurocodici, in particolare Approccio 1 combinazione 1 (nel seguito chiamato AP1-C1), Approccio 1 combinazione 2 (nel seguito chiamato AP1-C2) e Approccio 2 combinazione unica (nel seguito chiamato AP2) [14].

Di seguito sono illustrati, nella Tabella 4.2, Tabella 4.3 e Tabella 4.4, i valori dei fattori di sicurezza parziali ottenuti dall'attuazione degli approcci citati precedentemente.

Tabella 4.2 - Fattori di sicurezza parziali AP1-C1

Type	Partial Factor
Permanent Actions: Unfavourable	1.35
Permanent Actions: Favourable	1
Variable Actions: Unfavourable	1.5
Variable Actions: Favourable	0
Effective cohesion	1
Coefficient of shearing resistance	1
Undrained strength	1
Weight density	1
Shear strength (other models)	1
Earth resistance	1
Tensile and plate strength	1.1
Shear strength	1.1
Compressive strength	1.1
Bond strength	1.1
Seismic Coefficient	1

Tabella 4.3 - Fattori di sicurezza parziali AP1-C2

Type	Partial Factor
Permanent Actions: Unfavourable	1
Permanent Actions: Favourable	1
Variable Actions: Unfavourable	1.3
Variable Actions: Favourable	0
Effective cohesion	1.25
Coefficient of shearing resistance	1.25
Undrained strength	1.4
Weight density	1
Shear strength (other models)	1.25
Earth resistance	1
Tensile and plate strength	1.1
Shear strength	1.1
Compressive strength	1.1
Bond strength	1.1
Seismic Coefficient	1

Tabella 4.4 - Fattori di sicurezza parziali AP2

Type	Partial Factor
Permanent Actions: Unfavourable	1.35
Permanent Actions: Favourable	1
Variable Actions: Unfavourable	1.5
Variable Actions: Favourable	0
Effective cohesion	1
Coefficient of shearing resistance	1
Undrained strength	1
Weight density	1
Shear strength (other models)	1
Earth resistance	1.1
Tensile and plate strength	1.1
Shear strength	1.1
Compressive strength	1.1
Bond strength	1.1
Seismic Coefficient	1

Nelle Figura 4.15, Figura 4.16 e Figura 4.17 si riportano le analisi effettuate, con l'approccio agli stati limite.

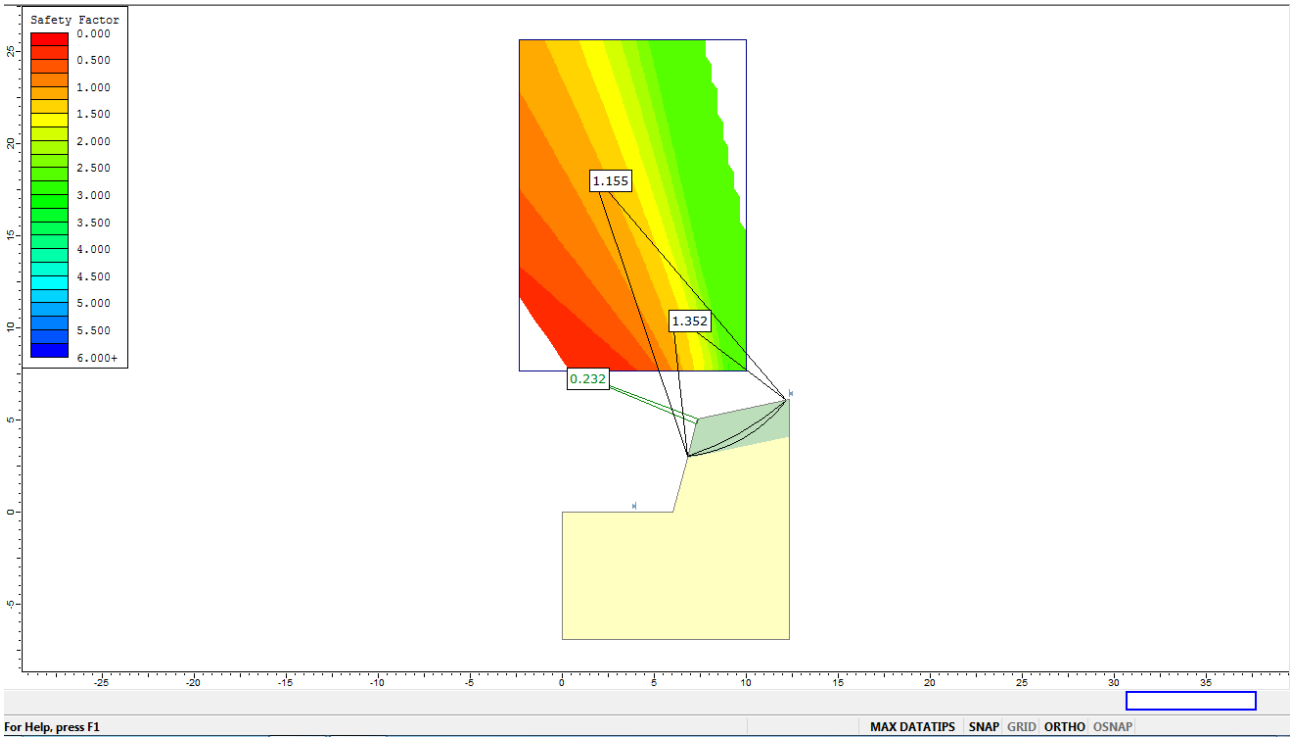


Figura 4.15 - Slope Punto de Extración A1C1 con copertura vegetale

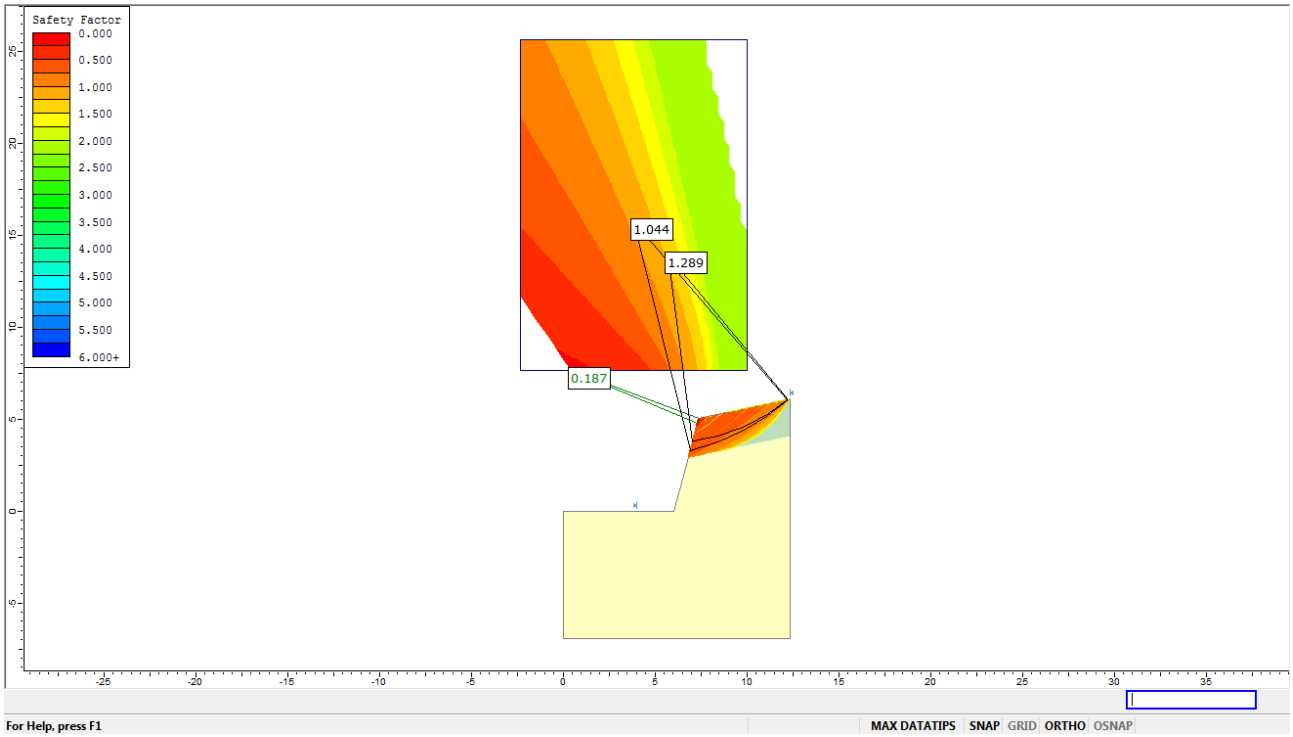


Figura 4.16 - Slope Punto de Extración A1C2 con copertura vegetale

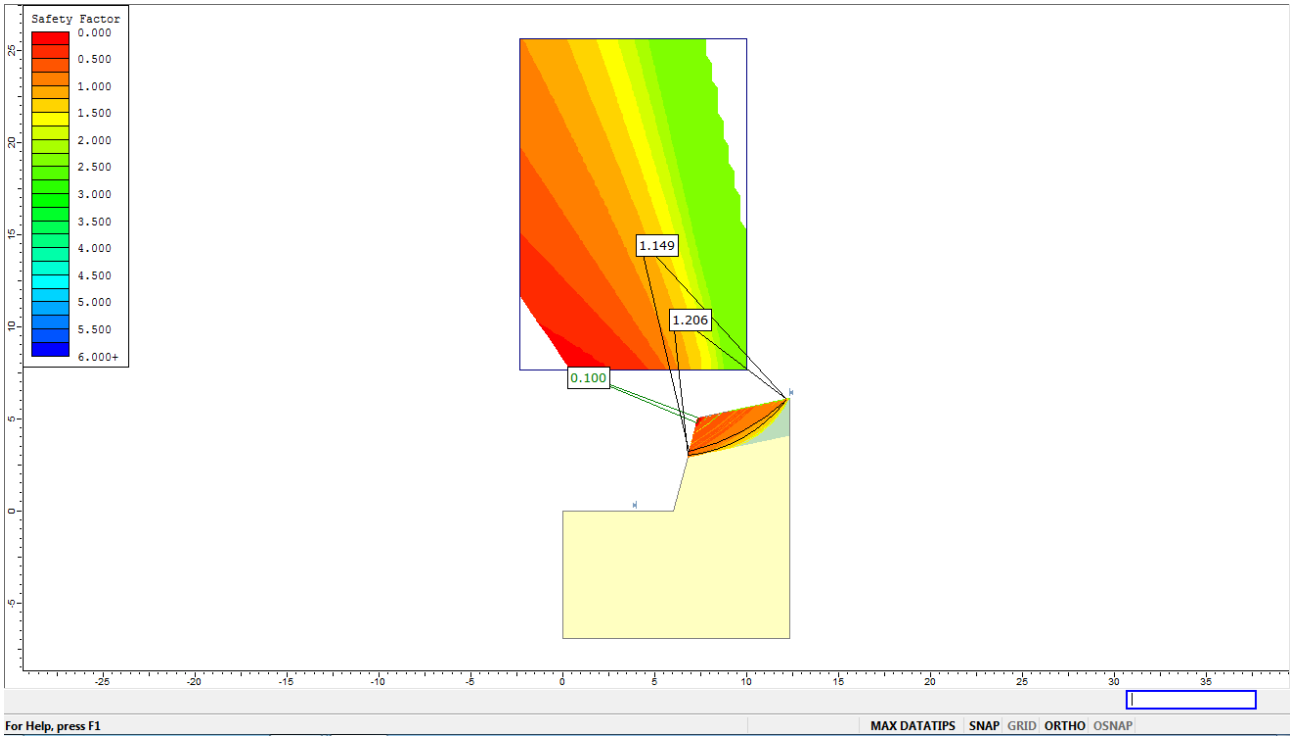


Figura 4.17 - Slope Punto de Extración A2 con copertura vegetale

L'analisi di stabilità del pendio in assenza di copertura vegetale non è stata eseguita, in quanto i risultati ottenuti senza applicazione dei fattori di sicurezza parziali sono più che soddisfacenti. Pertanto, si considera la verifica in assenza di copertura.

Come si nota dalle Figure Figura 4.15, Figura 4.16 e Figura 4.17 i risultati sono riconducibili a quanto ottenuto con l'analisi in assenza di fattori di sicurezza parziali. Si conclude quindi che i modelli sviluppati sono concettualmente corretti, sebbene migliorabili alla luce di informazioni geomeccaniche più approfondite e pertanto si può considerare l'analisi verosimile e affidabile.

4.2 Analisi scivolamento tridimensionale del versante insistente sull'area di estrazione

Nel seguito viene esaminata la condizione di stabilità nel caso di scivolamento tridimensionale di un cuneo di roccia insistente sull'area estrattiva. Si precisa che nel caso in esame è stato impiegato il software *Swedge* appartenente alla casa produttrice RocScience.

La Figura 4.18 e Figura 4.19 riportano i dati necessari per eseguire la valutazione della stabilità nel caso di scivolamento tridimensionale. Si sottolinea che dei 4 sistemi di discontinuità, riportati in Figura 4.18, l'unica combinazione che origina un possibile cinematismo è la 1-4, e pertanto si riporta quest'unico risultato.

Orientations		
ID		Trend / Plunge
1	m	346 / 09
2	m	282 / 24
3	m	120 / 15
4	m	263 / 01

Figura 4.18 - Dip e Dip direction esaminati

Joint Set 1 Data:

dip=9 deg, dip direction=346 deg
cohesion=0 tonnes/m2, friction angle=30 deg

Joint Set 2 Data:

dip=1 deg, dip direction=263 deg
cohesion=0 tonnes/m2, friction angle=30 deg

Slope Data:

dip=75 deg, dip direction=175 deg
slope height=5 meters
rock unit weight=2.5 tonnes/m3
Water pressures in the slope=NO
Overhanging slope face=NO
Externally applied force=NO
Tension crack=NO

Upper Face Data:

dip=18 deg, dip direction=175 deg

Figura 4.19 - Parametri di ingresso Swedge

La Figura 4.20 e la Figura 4.21 riportano i dati di input richiesti dal software, la geometria del versante con il relativo cuneo soggetto ad un potenziale cinematismo tridimensionale e lo stereonet relativo allo scivolamento citato:

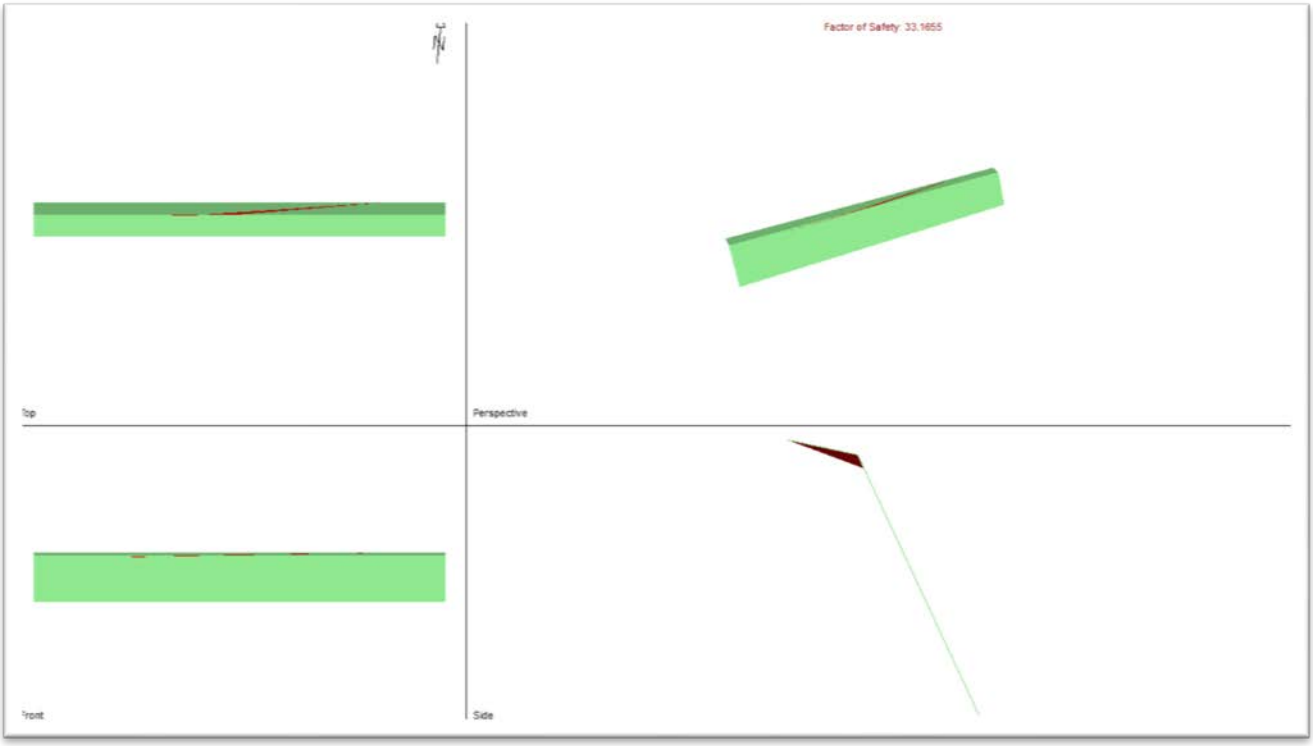


Figura 4.20 - Viste del pendio e del cinematismo 3D con relativo fattore di sicurezza

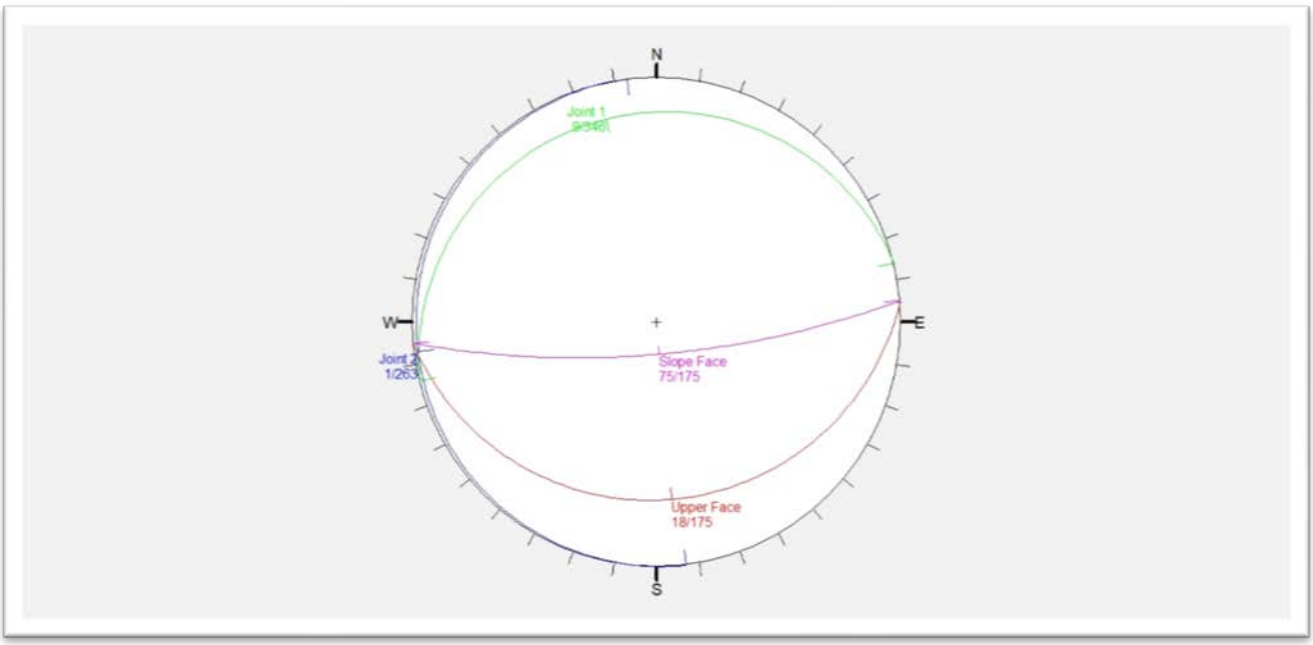


Figura 4.21 - Stereonet scivolamento tridimensionale

Come è possibile notare dall'immagine precedente con le discontinuità analizzate e i relativi parametri geomeccanici, il fattore di sicurezza risultante è pari a circa 33 e, pertanto, non si prevede alcun di tipo di rinforzo.

In Tabella 4.5 sono riportati i risultati ottenuti dal calcolo:

Tabella 4.5 - Tabella riassuntiva

Analysis type	Deterministic	Unità di misura
Safety Factor	33.1	[-]
Wedge height (on slope)	5	[m]
Wedge width (on upper face)	96	[m]
Wedge volume	5297	[m^3]
Wedge weight	1324	[kN]
Wedge area (joint1)	8508	[m^2]
Wedge area (joint2)	11937.5	[m^2]
Wedge area (slope)	197.5	[m^2]
Wedge area (upper face)	3660.2	[m^2]
Normal force (joint1)	1.7	[kN]
Normal force (joint2)	1325.7	[kN]
Driving force	23.1	[kN]
Resisting force	766.3	[kN]
Failure mode	Sliding on intersection line (joints 1&2)	

4.2.1 Verifica agli stati limite

Per conferire maggiore robustezza all'analisi fino ad ora svolta, si propongono i risultati ottenuti tramite l'applicazione degli Eurocodici, in particolare Approccio 1 combinazione 1 (nel seguito chiamato AP1-C1), Approccio 1 combinazione 2 (nel seguito denominato AP1-C2) e Approccio 2 combinazione unica (nel seguito denominato AP2).

Di seguito (Tabella 4.6, Tabella 4.7 e Tabella 4.8) si riportano i valori dei fattori di sicurezza parziali ottenuti dall'attuazione degli approcci citati.

Tabella 4.6 - Fattori di sicurezza parziali AP1-C1

Type	Partial Factor
Permanent Actions: Unfavourable	1.35
Permanent Actions: Favourable	1
Variable Actions: Unfavourable	1.5
Variable Actions: Favourable	0
Effective cohesion	1
Coefficient of shearing resistance	1
Weight density	1
Shear strength (other models)	1
Earth resistance	1
Bolt tensile capacity	1.1
Seismic Coefficient	1
Water Pressure	1
Shotcrete Shear Strength	1

Tabella 4.7 - Fattori di sicurezza parziali AP1-C2

Type	Partial Factor
Permanent Actions: Unfavourable	1
Permanent Actions: Favourable	1
Variable Actions: Unfavourable	1.3
Variable Actions: Favourable	0
Effective cohesion	1.25
Coefficient of shearing resistance	1.25
Weight density	1
Shear strength (other models)	1.25
Earth resistance	1
Bolt tensile capacity	1.1
Seismic Coefficient	1
Water Pressure	1
Shotcrete Shear Strength	1

Tabella 4.8 - Fattori di sicurezza parziali AP2

Type	Partial Factor
Permanent Actions: Unfavourable	1.35
Permanent Actions: Favourable	1
Variable Actions: Unfavourable	1.5
Variable Actions: Favourable	0
Effective cohesion	1
Coefficient of shearing resistance	1
Weight density	1
Shear strength (other models)	1
Earth resistance	1.1
Bolt tensile capacity	1.1
Seismic Coefficient	1
Water Pressure	1
Shotcrete Shear Strength	1

La Figura 4.22, Figura 4.23 e Figura 4.24 riportano le analisi effettuate con l'approccio agli stati limite.

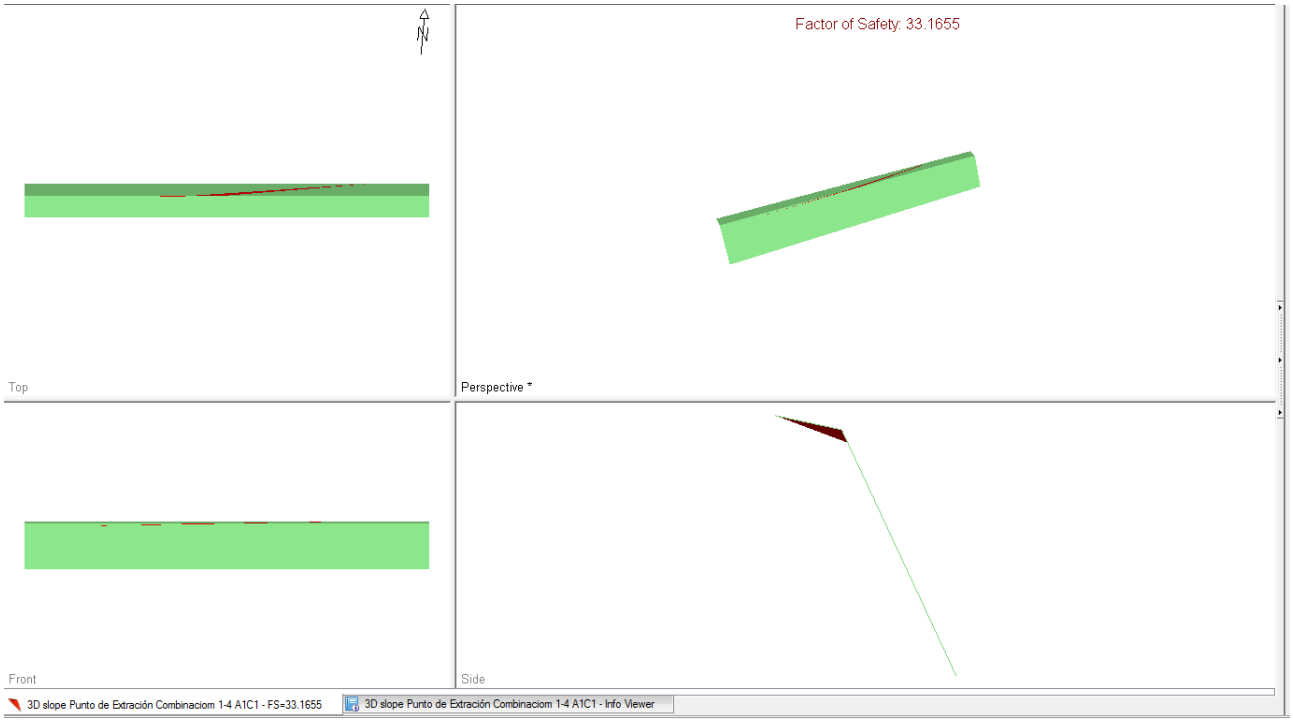


Figura 4.22 - Swedge con AP1-C1

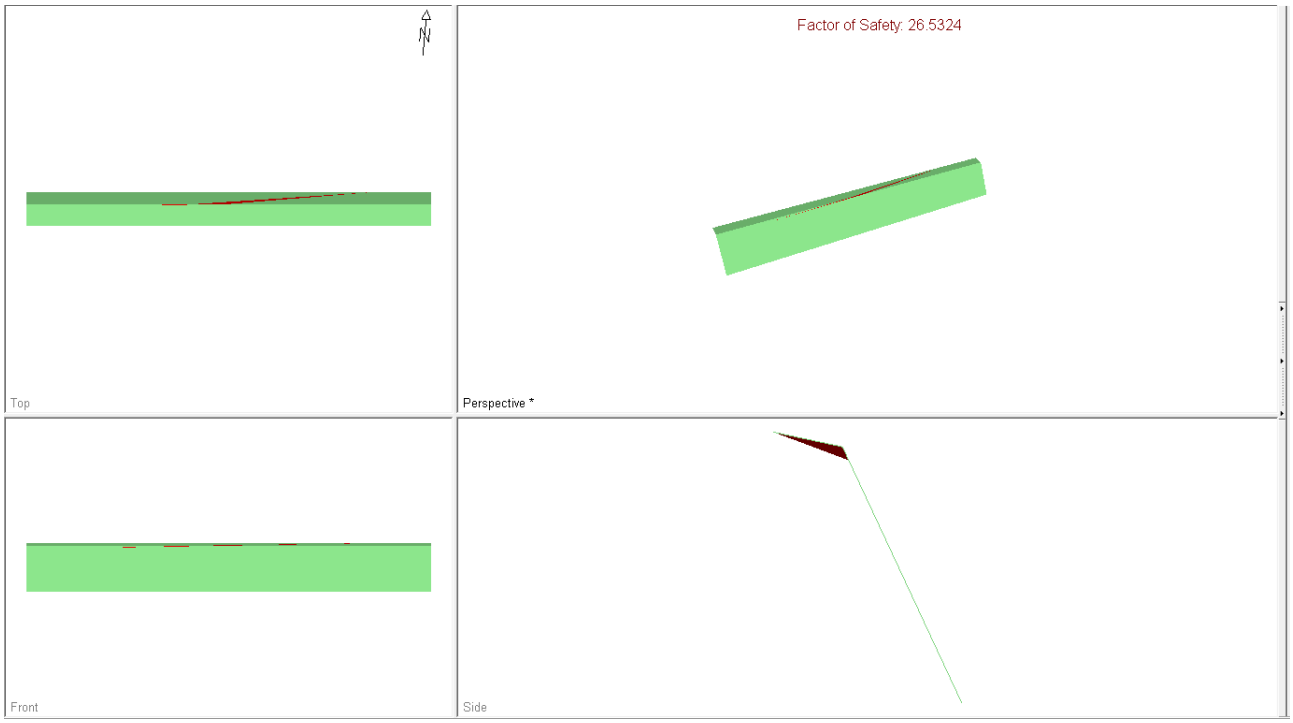


Figura 4.23 - Swedge con AP1-C2

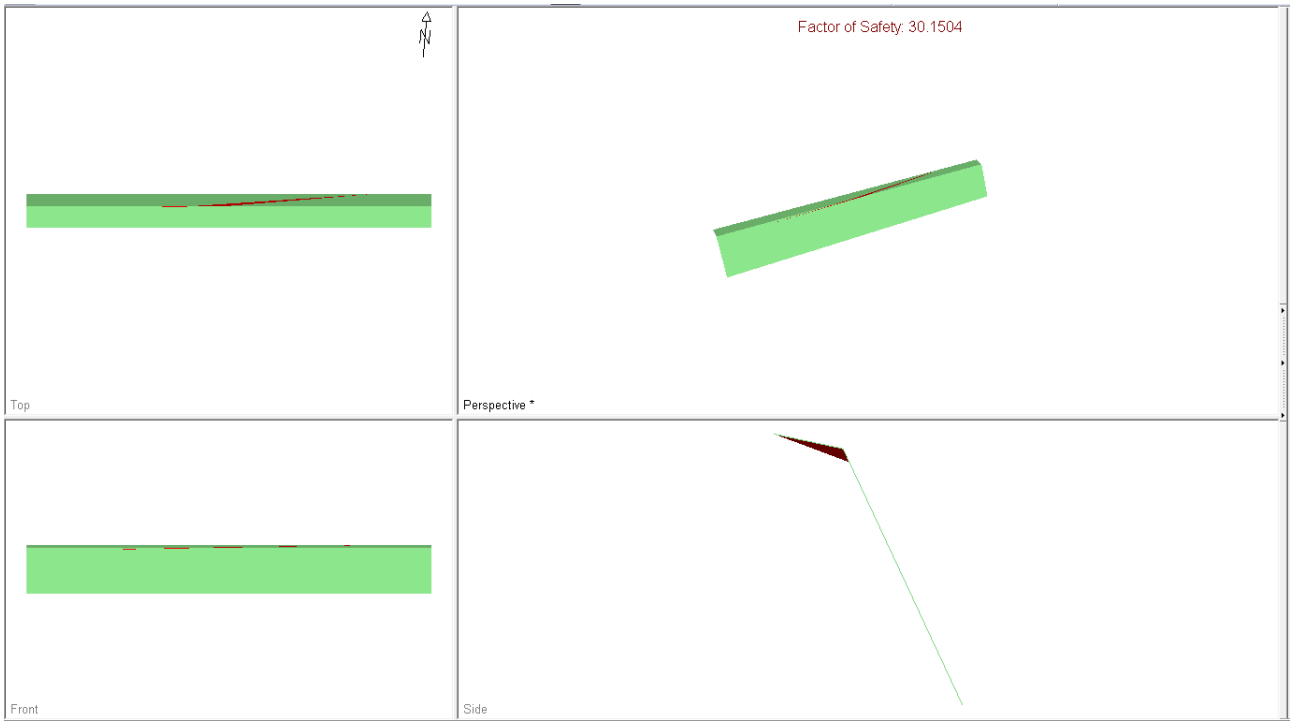


Figura 4.24 - Swedge con AP2

Come si osserva dalla Figura 4.22, Figura 4.23 e Figura 4.24 i risultati sono riconducibili a quanto ottenuto con l'analisi in assenza di fattori di sicurezza parziali. Si conclude quindi che i modelli sviluppati sono concettualmente corretti, sebbene migliorabili alla luce di informazioni geomeccaniche più approfondite e pertanto si può considerare l'analisi verosimile e affidabile.

4.3 Analisi della stabilità cunei di roccia a tetto e parete

Nel seguito si espone il problema relativo alla presenza di cunei di roccia instabili nella futura galleria. Si precisa che ai fini del calcolo è stato impiegato il software *Unwedge*, basato sul principio dell'equilibrio limite ed appartenente alla casa madre RocScience. Si sono analizzate le combinazioni di discontinuità presenti nella futura galleria che comportano i casi a minore fattore di sicurezza. Si precisa che tale valutazione è stata effettuata attraverso lo stesso software. Le combinazioni risultate più critiche sono le seguenti:

- Combinazione 1-2-4
- Combinazione 1-3-4

dove i numeri sono riferiti alle seguenti famiglie di discontinuità (Figura 4.25):

Orientations		
ID		Trend / Plunge
1	m	346 / 09
2	m	282 / 24
3	m	120 / 15
4	m	263 / 01

Figura 4.25 - Famiglie di discontinuità presenti nell'ammasso roccioso

In Figura 4.26 sono riportati i dati relativi alla geometria e alla geomeccanica del tunnel:

Tunnel Axis Orientation	
Trend:	75°
Plunge:	3°
Design Factor of Safety:	1.000
Unit Weight of Rock:	0.025 MN/m3
Unit Weight of Water:	0.010 MN/m3

Figura 4.26 - Parametri input geometrici e geomeccanici

Si precisa che l'analisi è stata svolta unicamente per i primi metri di galleria. Si analizza nel seguito la ***combinazione 1-2-4***. Le Tabella 4.9 e Tabella 4.10 mostrano i parametri meccanici delle discontinuità con la loro orientazione, i supporti impiegati e le loro prestazioni.

Tabella 4.9 - Parametri meccanici delle discontinuità con la loro orientazione

Joint Orientations

Joint 1	
Dip:	73°
Dip Direction:	175°
Joint 2	
Dip:	77°
Dip Direction:	303°
Joint 3	
Dip:	83°
Dip Direction:	340°

Joint Properties

Joint Properties 1	
Water Pressure Type:	Constant
Pressure:	0 MPa
Waviness:	0°
Continuity Type:	Infinite
Shear Strength Model:	Mohr-Coulomb
Phi:	30°
Cohesion:	0 MPa
Tensile Strength:	0 MPa

Tabella 4.10 - Proprietà meccaniche fortificazioni impiegate

Bolt Properties

Split Set	
Color	
Bolt Type:	Split Set
Tensile Capacity:	0.071 MN
Plate Capacity:	0 MN
Bond Strength:	0.03 MN/m
Shear Strength:	Unused
Bolt Orientation Efficiency:	Unused

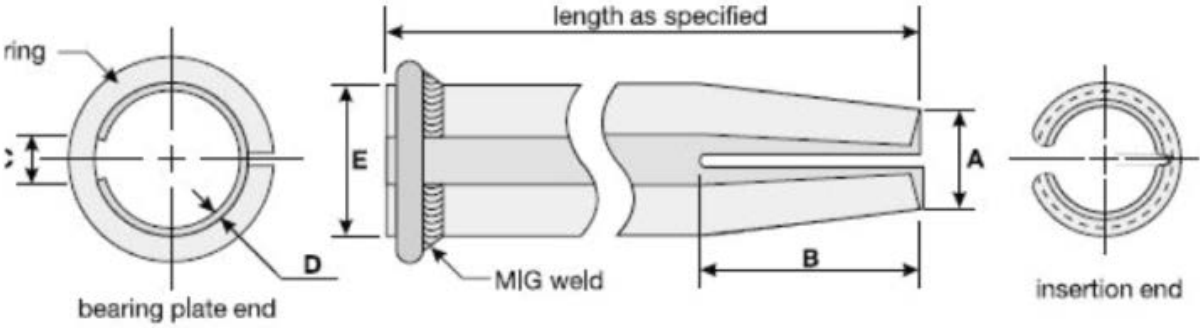
Shotcrete Properties

Shotcrete Property 1	
Color:	
Shear Strength:	1.000 MPa
Unit Weight:	0.024 MN/m3
Thickness:	10.00 cm

I sistemi di supporto impiegati sono bulloni del tipo Split Set FS-33 (Figura 4.27) prodotti da DSI.

Friction Stabilizers

Nominal sizes 33mm, 39mm and 46mm



Dimensions

	FS-33	FS-39	FS-46
Taper Diameter A	1 1/8" (28mm)	1 3/16" (30mm)	1 1/2" (38mm)
Taper Length B	2 3/8" (60mm)	2 1/2" (65mm)	2 1/2" (65mm)
Slot Width C	1/2" (13mm)	5/8" (16mm)	7/8" (22mm)
Steel Thickness D	3/32" (2.5mm)	3/32" (2.5mm)	1/8" (3mm)
Bolt Size E	1 5/16" (33mm)	1 1/2" (39mm)	1 13/16" (46mm)

All dimensions nominal

Technical Data

	FS-33	FS-39	FS-46
Recommended Nominal Bit Size	1 3/16" to 1 5/16" (31 to 33mm)	1 3/8" to 1 1/2" (35 to 38mm)	1 11/16" to 1 3/4" (43 to 45mm)
Available Tube Lengths	3' to 8' (0.9 to 2.4m)	3' to 10' (0.9 to 3.0m)	3' to 12' (0.9 to 3.7m)
Typical Breaking Capacity	24,000 lbs (107 kN)	28,000 lbs (124 kN)	40,000 lbs (178 kN)
Minimum Breaking Capacity	16,000 lbs (71 kN)	20,000 lbs (89 kN)	30,000 lbs (133 kN)
Recommended Initial Anchorage	3 to 6 tons (27 to 53 kN)	3 to 6 tons (27 to 53 kN)	6 to 10 tons (53 to 89 kN)
Ultimate Axial Strain	Typical 16%		

18" & 24" (0.46 m & 0.61 m) utility hangers also available - not intended for ground support
Also available hot dip galvanized to ASTM A123, CSA G164 specifications

Figura 4.27 - Scheda tecnica Splitset FS-33

Infine, di seguito (Figura 4.28 e Tabella 4.11), per una migliore comprensione del caso oggetto di studio, sono illustrate le immagini 3D relative alla combinazione 1-2-4 e sono riportati i risultati dei fattori di sicurezza ottenuti con l'applicazione dei sistemi di supporto precedentemente descritti.

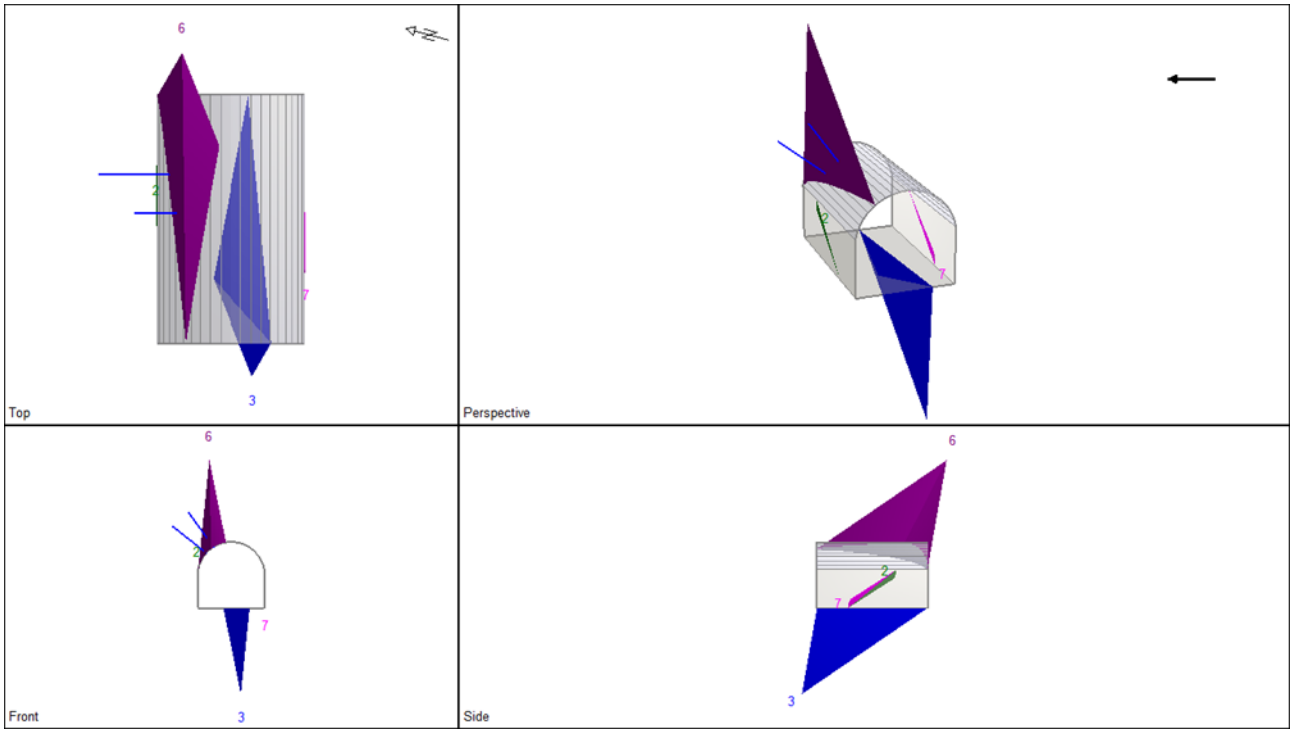


Figura 4.28 - Combinazione 1-2-4

Tabella 4.11 - Risultati del fattore di sicurezza finali

	Lower Left wedge [2]	Floor wedge [3]	Roof wedge [6]	Lower Right wedge [7]
Factor of Safety	0.712	stable	11.834	0.071
Wedge Weight [MN]	0.000	0.086	0.094	0.000

Come si osserva, i fattori di sicurezza relativi alla parete sinistra e destra della galleria sono inferiori all'unità: tuttavia, trattandosi di blocchi di dimensioni trascurabili, non si ritiene necessario alcun intervento di stabilizzazione, quali ancoraggi e altro.

Si esamina nel seguito la ***combinazione 1-3-4***. Le Tabella 4.12 e Tabella 4.13 illustrano i parametri meccanici delle discontinuità con la loro orientazione, i supporti impiegati e le loro prestazioni.

Tabella 4.12 - Parametri meccanici delle discontinuità con la loro orientazione

Joint Orientations

Joint 1	
Dip:	73°
Dip Direction:	175°
Joint 2	
Dip:	66°
Dip Direction:	102°
Joint 3	
Dip:	83°
Dip Direction:	340°

Joint Properties

Joint Properties 1	
Water Pressure Type:	Constant
Pressure:	0 MPa
Waviness:	0°
Continuity Type:	Infinite
Shear Strength Model:	Mohr-Coulomb
Phi:	30°
Cohesion:	0 MPa
Tensile Strength:	0 MPa

Tabella 4.13 - Proprietà meccaniche fortificazioni impiegate

Bolt Properties

Split Set	
Color	
Bolt Type:	Split Set
Tensile Capacity:	0.071 MN
Plate Capacity:	0 MN
Bond Strength:	0.03 MN/m
Shear Strength:	Unused
Bolt Orientation Efficiency:	Unused

Shotcrete Properties

Shotcrete Property 1	
Color:	
Shear Strength:	1.000 MPa
Unit Weight:	0.024 MN/m3
Thickness:	10.00 cm

Si precisa che anche in questo caso i rinforzi impiegati sono i bulloni Split Set FS-33 prodotti da DSI, e si rimanda alla Figura 4.27 per la lettura della scheda tecnica relativa alle caratteristiche meccaniche. Infine, in Figura 4.29 e Tabella 4.14 si riportano le immagini 3D, per una migliore comprensione del caso oggetto di studio, relative alla combinazione 1-3-4 e i risultati in termini di fattori di sicurezza.

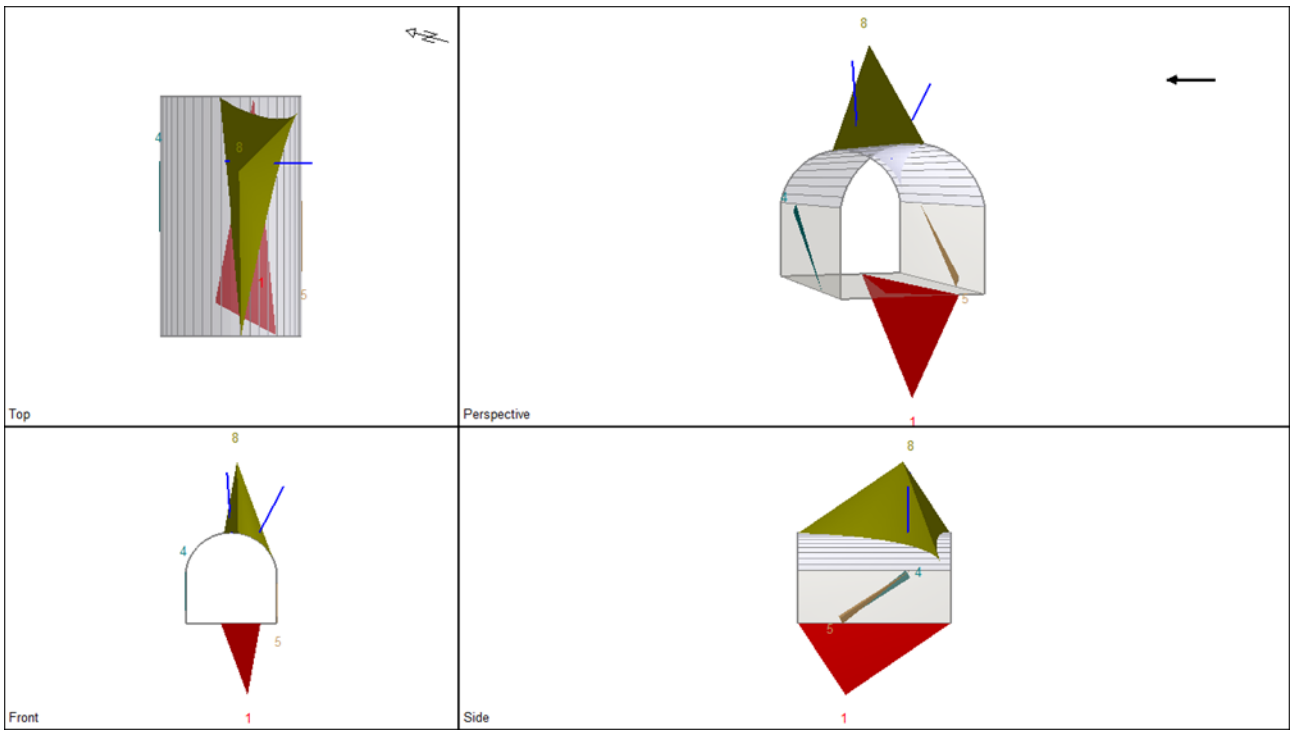


Figura 4.29 - Rappresentazioni per la combinazione 1-3-4

Tabella 4.14 - Risultati del fattore di sicurezza finali

	Floor wedge [1]	Lower Left wedge [4]	Lower Right wedge [5]	Roof wedge [8]
Factor of Safety	stable	0.177	0.629	14.770
Wedge Weight [MN]	0.061	0.000	0.000	0.066

Come nel caso precedentemente descritto, si osserva che i fattori di sicurezza relativi alla parete sinistra e destra della galleria sono inferiori all'unità: tuttavia, trattandosi di blocchi di dimensioni trascurabili, non si ritiene necessario alcun intervento di stabilizzazione, quali ancoraggi e altro.

4.3.1 Verifica agli stati limite

Per conferire maggiore robustezza all'analisi fino ad ora svolta, si propongono i risultati ottenuti tramite l'applicazione degli Eurocodici, in particolare Approccio 1 combinazione 1 (nel seguito chiamato AP1-C1), Approccio 1 combinazione 2 (nel seguito chiamato AP1-C2) e Approccio 2 combinazione unica (nel seguito chiamato AP2).

Di seguito si riportano (Tabella 4.15, Tabella 4.16 e Tabella 4.17) i valori dei fattori di sicurezza parziali ottenuti dall'attuazione degli approcci citati precedentemente.

Tabella 4.15 - Unwedge con AP1-C1

Type	Partial Factor
Permanent Actions: Unfavourable	1.35
Permanent Actions: Favourable	1
Variable Actions: Unfavourable	1.5
Variable Actions: Favourable	0
Effective cohesion	1
Coefficient of shearing resistance	1
Weight density	1
Shear strength (other models)	1
Earth resistance	1
Bolt tensile capacity	1.1
Seismic Coefficient	1
Water Pressure	1
Shotcrete Shear Strength	1

Tabella 4.16 - Unwedge con AP1-C2

Type	Partial Factor
Permanent Actions: Unfavourable	1
Permanent Actions: Favourable	1
Variable Actions: Unfavourable	1.3
Variable Actions: Favourable	0
Effective cohesion	1.25
Coefficient of shearing resistance	1.25
Weight density	1
Shear strength (other models)	1.25
Earth resistance	1
Bolt tensile capacity	1.1
Seismic Coefficient	1
Water Pressure	1
Shotcrete Shear Strength	1

Tabella 4.17 - Unwedge con AP2

Type	Partial Factor
Permanent Actions: Unfavourable	1.35
Permanent Actions: Favourable	1
Variable Actions: Unfavourable	1.5
Variable Actions: Favourable	0
Effective cohesion	1
Coefficient of shearing resistance	1
Weight density	1
Shear strength (other models)	1
Earth resistance	1.1
Bolt tensile capacity	1.1
Seismic Coefficient	1
Water Pressure	1
Shotcrete Shear Strength	1

Si rimanda alla Figura 4.28 e Figura 4.29 per una migliore comprensione del problema. Le Tabella 4.18 - Tabella 4.23 mostrano i fattori di sicurezza ottenuti dall'applicazione dei vari approcci dell'Eurocodice.

Tabella 4.18 - Risultati fattore di sicurezza AP1-C1 per combinazione 1-2-4

AP1-C1	Lower Left Wedge [2]	Floor Wedge [3]	Roof Wedge [6]	Lower Right Wedge [7]	Near End Wedge [9]	Far End Wedge [10]
Factor of Safety	0.712	stable	8.976	0.071	stable	0.307
Wedge Weight (factored) [MN]	0	0.116	0.128	0	0.003	0.003

Tabella 4.19 - Risultati fattore di sicurezza AP1-C2 per combinazione 1-2-4

AP1-C2	Lower Left wedge [2]	Floor wedge [3]	Roof wedge [6]	Lower Right wedge [7]	Near End wedge [9]	Far End wedge [10]
Factor of Safety	0.57	stable	10.96	0.057	stable	0.245
Wedge Weight [MN]	0	0.086	0.094	0	0.002	0.002

Tabella 4.20 - Risultati fattore di sicurezza AP2 per combinazione 1-2-4

AP2	Lower Left wedge [2]	Floor wedge [3]	Roof wedge [6]	Lower Right wedge [7]	Near End wedge [9]	Far End wedge [10]
Factor of Safety	0.647	stable	8.679	0.064	stable	0.279
Wedge Weight (factored) [MN]	0	0.116	0.128	0	0.003	0.003

Tabella 4.21 - Risultati fattore di sicurezza AP1-C1 per combinazione 1-3-4

AP1-C1	Floor wedge [1]	Lower Left wedge [4]	Lower Right wedge [5]	Roof wedge [8]	Near End wedge [9]	Far End wedge [10]
Factor of Safety	stable	0.177	0.629	11.272	0.257	3.874
Wedge Weight (factored) [MN]	0.082	0	0	0.089	0.012	0.012

Tabella 4.22 - Risultati fattore di sicurezza AP1-C2 per combinazione 1-3-4

AP1-C2	Floor wedge [1]	Lower Left wedge [4]	Lower Right wedge [5]	Roof wedge [8]	Near End wedge [9]	Far End wedge [10]
Factor of Safety	stable	0.141	0.503	14.74	0.206	3.099
Wedge Weight [MN]	0.061	0	0	0.066	0.009	0.009

Tabella 4.23 - Risultati fattore di sicurezza AP2 per combinazione 1-3-4

AP2	Floor wedge [1]	Lower Left wedge [4]	Lower Right wedge [5]	Roof wedge [8]	Near End wedge [9]	Far End wedge [10]
Factor of Safety	stable	0.16	0.572	11.272	0.234	3.522
Wedge Weight (factored) [MN]	0.082	0	0	0.089	0.012	0.012

Come si può notare, i risultati sono riconducibili a quanto ottenuto con l'analisi in assenza di fattori di sicurezza parziali. Si conclude quindi che i modelli sviluppati sono concettualmente corretti, sebbene migliorabili alla luce di informazioni geomeccaniche più approfondite e, pertanto, si può considerare l'analisi verosimile e affidabile.

4.4 Definizione preliminare “crown pillar”

Nel seguito si affronta la tematica del Crown Pillar, ovvero l’altezza minima che deve assumere la soletta tra il tetto della galleria e il piano campagna, in modo da garantire la stabilità. Per una maggiore chiarezza, si rimanda alla Figura 4.30.

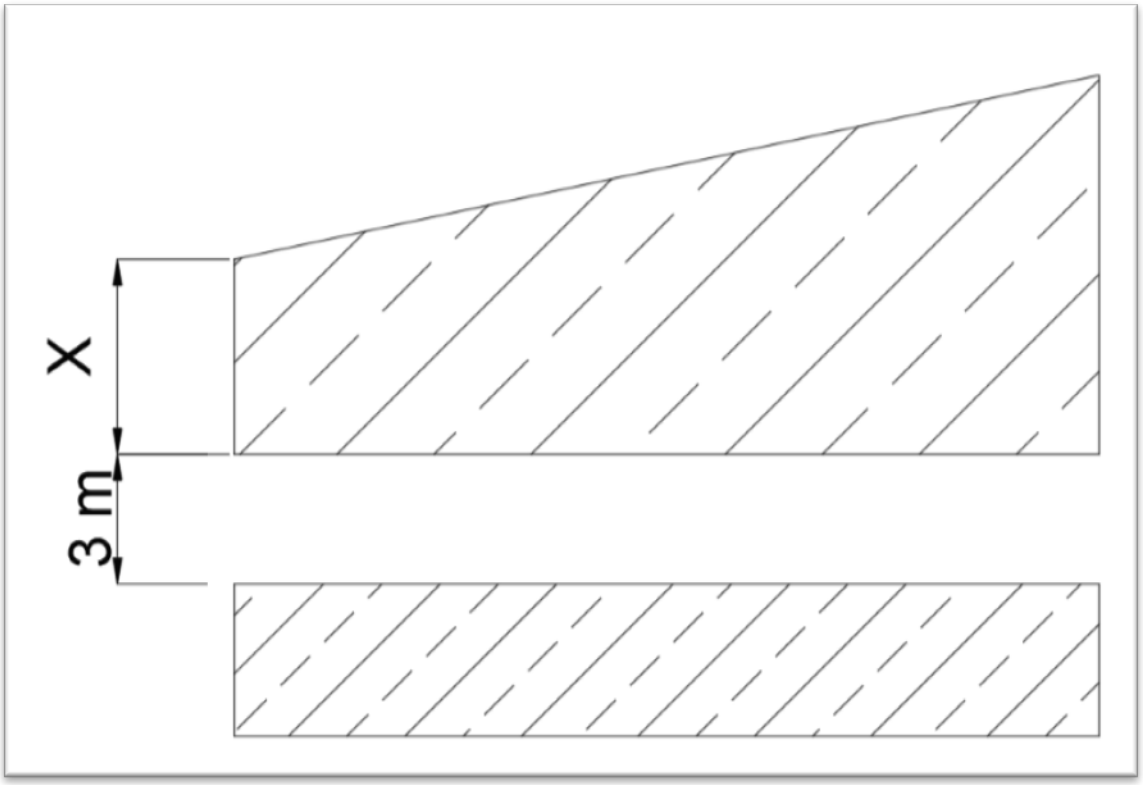


Figura 4.30 - Schema Crown Pillar

Per il caso oggetto di studio si sono valutate *due differenti casistiche*. Il primo studio si è basato su una geometria che include un orizzonte di roccia andesitica di 3 m e una copertura vegetale di 2 m, mentre il secondo si è basato sull’ipotesi di rimozione della copertura vegetale, procedendo pertanto con la valutazione del solo orizzonte andesitico.

Si procede con adesso con lo sviluppo della prima casistica, in Tabella 4.24, Tabella 4.25 e Tabella 4.26 si illustrano i parametri geomeccanici assunti per l’andesite e per lo strato di copertura impiegati per la simulazione studiata, unitamente ai vincoli geometrici relativi alla struttura.

Tabella 4.24 - Parametri geomeccanici Andesite

DATI GEOMECCANII	
ANDESITE	
Parametro	Valore
UCS [MPa]	50
GSI [-]	40
m_i [-]	25
D [-]	1
E [MPa]	20000
ϒ [MN/m^3]	0.025

Tabella 4.25 - Parametri geomeccanici Strato di copertura

DATI GEOMECCANII	
STRATO DI COPERTURA	
Parametro	Valore
E [MPa]	65
c [MPa]	0
φ [°]	30
ϒ [MN/m³]	0.02

Tabella 4.26 - Vincoli geometrici Galleria

Parametri Geometrici Galleria	
Parametri	
Larghezza [m]	3
Lunghezza [m]	5

Si specifica che alcuni parametri geomeccanici sono stati opportunamente ridotti a causa dell'incertezza intrinseca della prova effettuata e per ragioni di sicurezza.

Implementando nel software di calcolo denominato CPillar (RocScience) i parametri esplicitati in precedenza, si è ottenuta un'altezza del Crown Pillar che soddisfa sufficientemente i requisiti di sicurezza. Si precisa che il metodo di calcolo impiegato dal software è all'equilibrio limite (LEM). La Figura 4.31 riassume i risultati ottenuti.

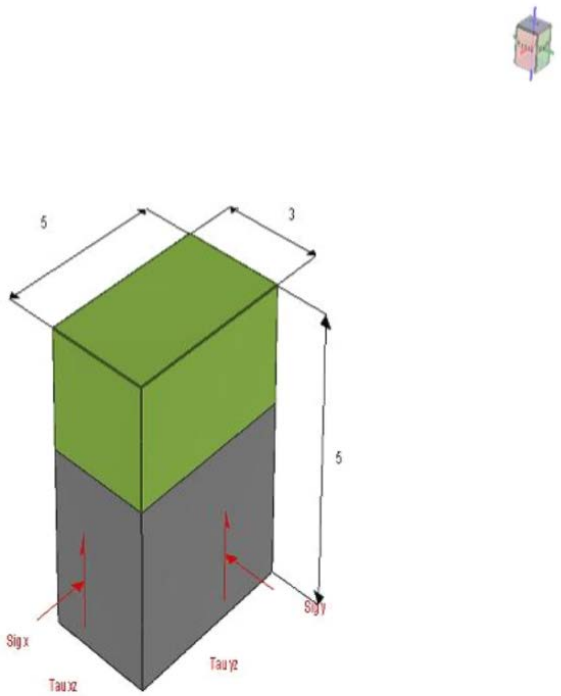


Figura 4.31 - Geometria Crown Pillar

In Figura 4.32 sono sintetizzati i valori geometrici, tensionali e geomeccanici assunti insieme al valore finale del fattore di sicurezza ricercato.

CPillar Analysis Information

CPillar - Crown Pillar Analysis

Deterministic Analysis Results

	Shear
Factor of Safety	2.06268

Geometry

Property	Value
Pillar Length (m)	5
Pillar Width (m)	3
Pillar Height (m)	3
Rock Unit Weight (MN/m3)	0.025
Overburden Unit Weight (MN/m3)	0.02

Permeable: Yes

Stress Properties

Property	Value
Water Height (m)	0
Overburden Thickness (m)	2
Horizontal/Vertical Kx	0.5
Horizontal/Vertical Ky	0.5

Strength Properties

Property	Value
Intact UCS (MPa)	50
Geological Strength Index	40
Intact Rock Constant mi	25
Disturbance Factor	1

Figura 4.32 – Riepilogo caso presenza di copertura

Il Grafico 4.3 riporta la variazione del fattore di sicurezza in funzione dell'altezza del Crown Pillar: a tal fine, per maggiore cautela, è stata assunta un'altezza corrispondente ad un fattore di sicurezza circa uguale a 2.

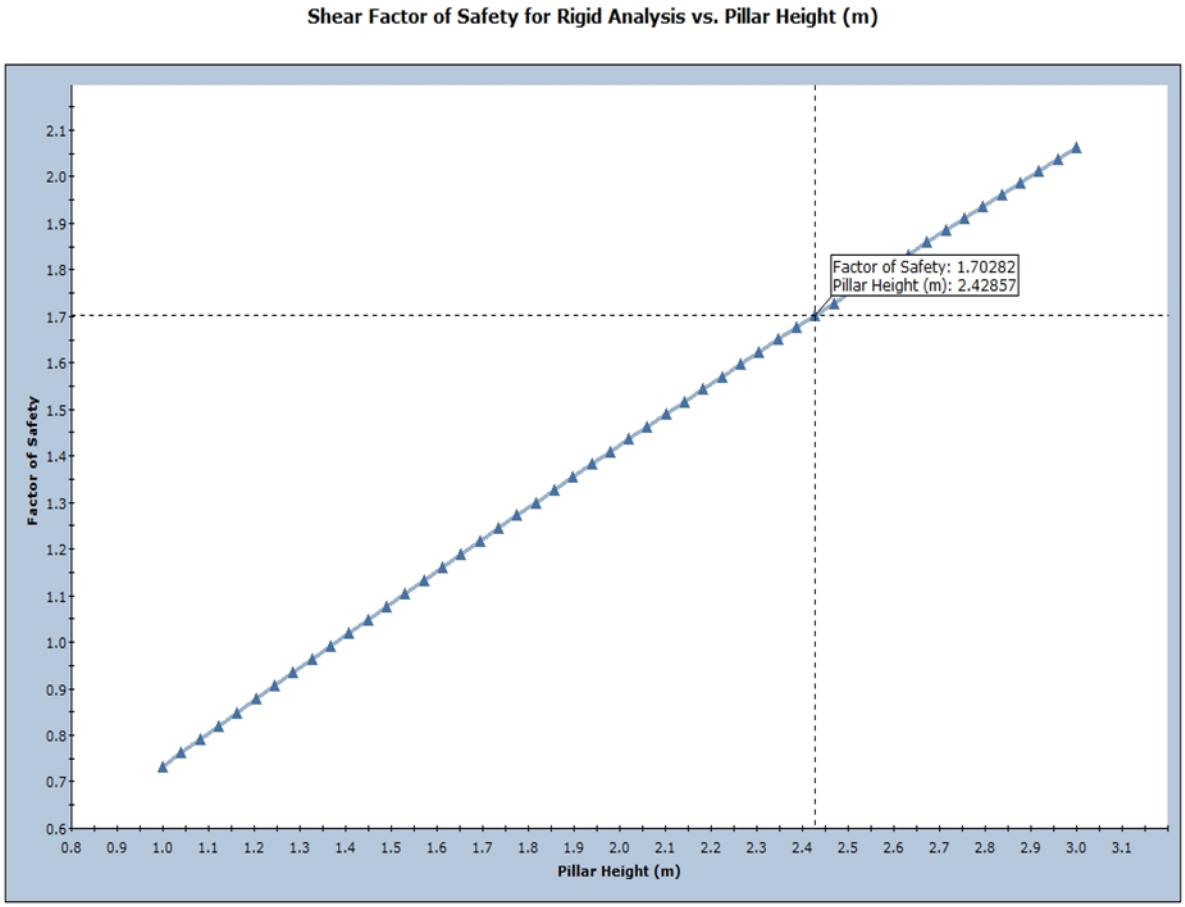


Grafico 4.3 - Fattore di sicurezza in funzione dell'altezza del Crown Pillar

Si procede con adesso con lo sviluppo della seconda casistica, ovvero nel caso in cui venga rimossa la copertura vegetale. Si rimanda alla Tabella 4.24 e Tabella 4.26 per i parametri geomeccanici assunti per l'andesite unitamente ai vincoli geometrici relativi al caso oggetto di studio. Si sottolinea che come nel caso antecedente, alcuni parametri geomeccanici sono stati opportunamente ridotti a causa dell'incertezza intrinseca della prova effettuata e per ragioni di sicurezza.

Implementando nel software di calcolo denominato CPillar (RocScience) i parametri esplicitati in precedenza, si è ottenuta un'altezza del Crown Pillar che soddisfa sufficientemente i requisiti di sicurezza. Si precisa che il metodo di calcolo impiegato dal software è all'equilibrio limite (LEM). La Figura 4.33 riassume e mostra i valori geometrici, tensionali e geomeccanici assunti insieme al valore finale del fattore di sicurezza ricercato.

CPillar Analysis Information

Caso: senza copertura

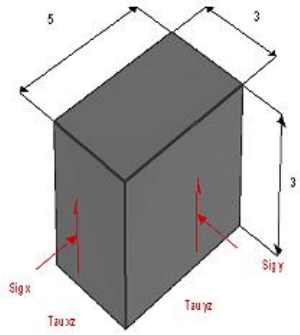
Deterministic Analysis Results

	Shear
Factor of Safety	3.16277

Geometry

Property	Value
Pillar Length (m)	5
Pillar Width (m)	3
Pillar Height (m)	3
Rock Unit Weight (MN/m3)	0.025
Overburden Unit Weight (MN/m3)	0.02

Permeable : Yes



Stress Properties

Property	Value
Water Height (m)	0
Overburden Thickness (m)	0
Horizontal/Vertical Kx	0.5
Horizontal/Vertical Ky	0.5

Strength Properties

Property	Value
Intact UCS (MPa)	50
Geological Strength Index	40
Intact Rock Constant mi	25
Disturbance Factor	1

Figura 4.33 - Riepilogo caso rimozione copertura

Il Grafico 4.5 riporta la variazione del fattore di sicurezza in funzione dell'altezza del Crown Pillar, com'era del tutto prevedibile la rimozione della copertura vegetale, la quale presenta caratteristiche geomeccaniche mediocri, comporta un aumento notevole del fattore di sicurezza a parità di altezza del crown pillar.

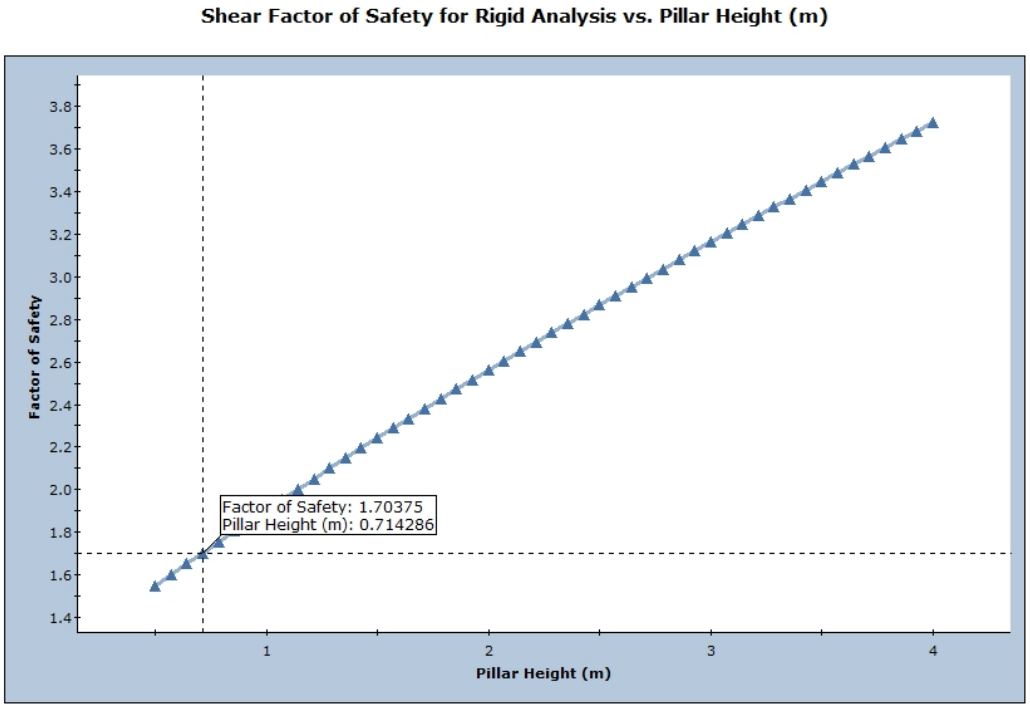


Grafico 4.4 - Fattore di sicurezza in funzione dell'altezza del Crown Pillar

Si specifica che, ai fini del calcolo, è stato implementato l'impiego di uno strumento empirico (valido per entrambe le casistiche con/senza copertura) proposto da Barton [10] per un riscontro della veridicità dei risultati ottenuti. Considerando che il metodo di calcolo empirico è più restrittivo rispetto al calcolo effettuato col metodo dell'equilibrio limite, si può cautamente assumere che il risultato relativo all'altezza del Crown Pillar è plausibile. Di seguito (Grafico 4.5) è illustrato il metodo di calcolo proposto da Barton mentre nella Tabella 4.27 vengono riportate le linee guida per il modello costruito.

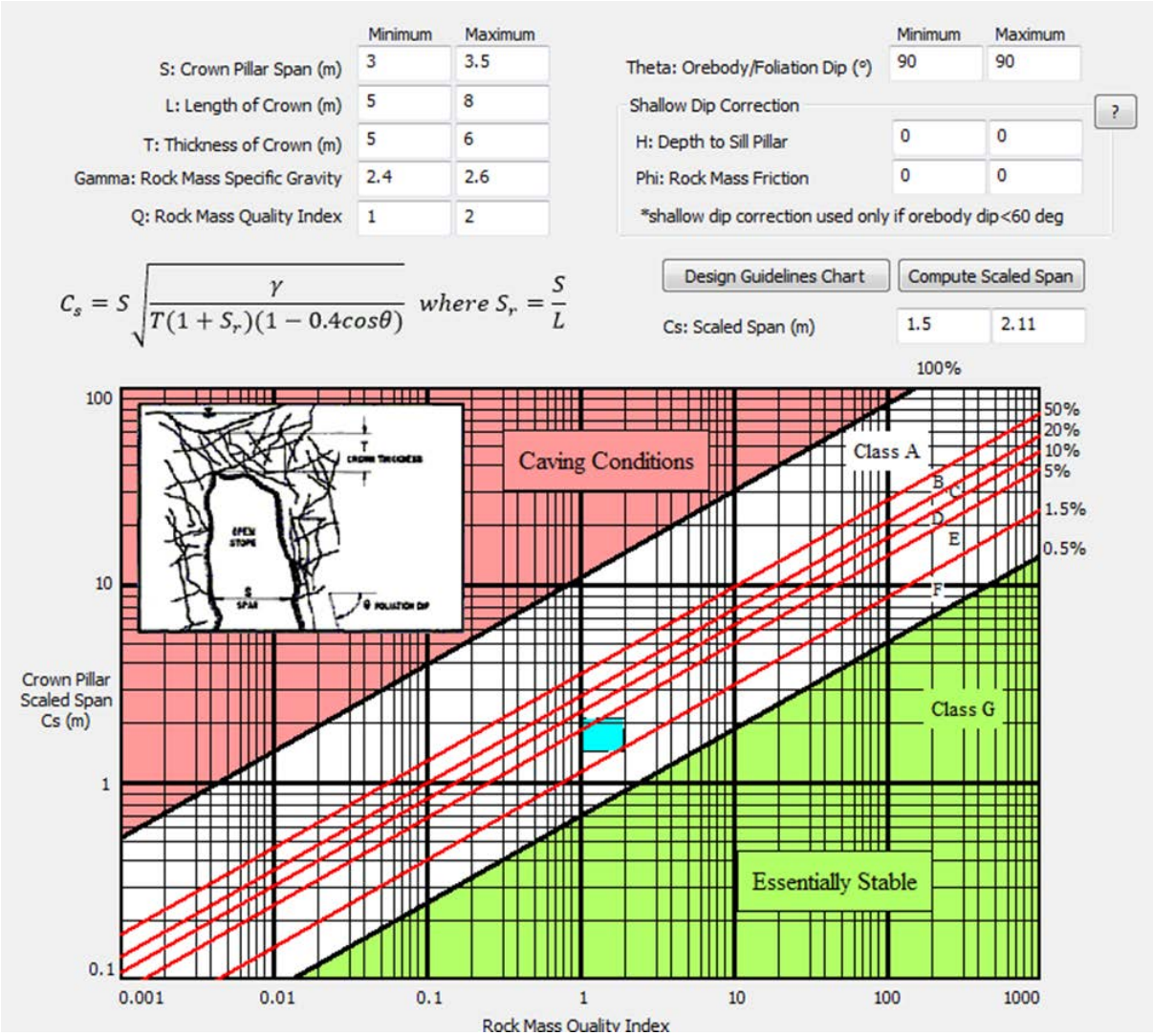


Grafico 4.5 - Metodo di calcolo proposto da Barton

Tabella 4.27 - Linee guida

Class	Probability of Failure %	Minimum Factor of Safety	Maximum Scaled Span, Cs (= Sc)	ESR (Barton et al. 1974)	Design Guidelines for Pillar Acceptability/Serviceable Life of Crown Pillar				
					Expectancy	Years	Public Access	Regulatory position on closure	Operating Surveillance Required
A	50 – 100	<1	$11.31Q^{0.44}$	>5	Effectively zero	< 0.5	Forbidden	Totally unacceptable	Ineffective
B	20 – 50	1.0	$3.58Q^{0.44}$	3	Very, very short-term (temporary mining purposes only ; unacceptable risk of failure for temporary civil tunnel portals	1.0	Forcibly Prevented	Not acceptable	Continuous sophisticated monitoring
C	10 – 20	1.2	$2.74Q^{0.44}$	1.6	Very short-term (quasi-temporary stope crowns ; undesirable risk of failure for temporary civil works)	2 – 5	Actively prevented	High level of concern	Continuous monitoring with instruments
D	5 – 10	1.5	$2.33Q^{0.44}$	1.4	Short-term (semi-temporary crowns, e.g.under non-sensitive mine infrastructure)	5 – 10	Prevented	Moderate level of concern	Continuous simple monitoring
E	1.5 – 5	1.8	$1.84Q^{0.44}$	1.3	Medium-term (semi-permanent crowns, possibly under structures)	15–20	Discouraged	Low to moderate level of concern	Conscious superficial monitoring
F	0.5 – 1.5	2	$1.12Q^{0.44}$	1	Long-term (quasi-permanent crowns, civil portals, near-surface sewer tunnels)	50–100	Allowed	Of limited concern	Incidental superficial monitoring
G	<0.5	>>2	$0.69\ Q^{0.44}$	0.8	Very long-term (permanent crowns over civil tunnels)	>100	Free	Of no concern	None required

Come è possibile notare, il metodo presenta una probabilità di fallimento compresa tra 1.5-5 un fattore di sicurezza minimo di che è raggiunto in entrambe le casistiche e suggerisce l'impiego di supporti per garantire la stabilità del cavo.

Data l'entità delle informazioni geomeccaniche, ricavate attraverso prove in laboratorio e in situ, con un certo grado di incertezza, è stato svolto una simulazione di scavo attraverso la costruzione di un modello numerico (Phase2D). Tale trattazione è stata svolta dal collega Andrea Pasqua nella sua opera [18], che si è servito dei parametri geomeccanici ottenuti dalle precedenti prove, studiando gli spostamenti della galleria in funzione dell'avanzamento.

5 CONVERGENCE-CONFINEMENT METHOD (CCM)

Il presente capitolo si propone come obbiettivo lo studio delle interazioni tra supporti e tunnel, secondo l'approccio *"Convergence-Confinement Method"* (nel seguito chiamato CCM) proposto dagli autori Oke O.J., Vlachopoulos N., Diederichs M., 2018 [15]

La definizione del CCM è nel seguito riportata, citando un paragrafo tratto dalla pubblicazione degli stessi autori: *"The convergence-confinement method (CCM) is a method that has been introduced in tunnel construction that considers the ground response to the advancing tunnel face and the interaction with installed support. One limitation of the CCM is due to the numerically or empirically driven nature of the longitudinal displacement profile and the incomplete consideration of the longitudinal arching effect that occurs during tunnelling operations as part of the face effect. In this paper, the authors address the issue associated with when the CCM is used within squeezing ground conditions at depth. Based on numerical analysis, the authors have proposed a methodology and solution to improving the CCM in order to allow for more accurate results for squeezing ground conditions for three different excavation cases involving various excavation-support increments and distances from the face to the supported front. The tunnelling methods of consideration include: tunnel boring machine, mechanical (conventional), and drill and blast."*

Il Metodo di convergenza e confinamento (nel seguito chiamato CCM) ha come obbiettivo lo studio e lo sviluppo di tre andamenti, in particolare:

- GRC (Ground Response Curve), che correla la pressione interna agli spostamenti in parete del tunnel;
- SRC (Support Response Curve), che correla le deformazioni dei supporti alla convergenza;
- LDP (Longitudinal Displacement Profile), che correla gli spostamenti in parete del tunnel alla posizione del fronte di scavo.

Le soluzioni per la tipologia di problema in studio sono numerose e diversi autori (Fenner, Panet e Guenot, Duncan Fama, Carranza-Torres and Fairhust [15]) hanno proposto varie relazioni. Tuttavia, spesso le soluzioni proposte sono eccessivamente approssimate o non affidabili, in quanto, nel periodo in cui sono state sviluppate, le prestazioni dei mezzi informatici disponibili non erano sufficientemente adeguate.

Si precisa anche che la GRC e la SRC sono soluzioni analitiche e indipendenti l'una dall'altra.

5.1 Soluzione proposta da Vlachopoulos and Diederichs

L'approccio proposto da Vlachopoulos e Diederichs (di seguito abbreviato VeD) prende in considerazione inizialmente lo studio del problema in assenza di supporti e successivamente quello in presenza di supporti.

Per quanto riguarda lo studio delle soluzioni della LDP in *assenza di supporti,* i dati di ingresso necessari sono riportati in Tabella 5.1:

Tabella 5.1 - Dati di input

R_T	R_{PL}	R*	u_0*
[m]	[m]	[-]	[-]
1.6	2	1.25	0.28

dove:

- R_T è il raggio del tunnel in m;
- R_{PL} è il raggio plastico dovuto allo scavo, in m, ricavato da un modello agli elementi finiti (Phase2D);
- R* è il raggio normalizzato, ovvero il rapporto tra il raggio plastico e il raggio del tunnel;
- u_0* rappresenta gli spostamenti al fronte normalizzati, ovvero il rapporto tra gli spostamenti al fronte senza supporti e gli spostamenti massimi, sempre in assenza di supporti.

Per il calcolo di u_0* si impiega la [5.1] proposta da Vlachopoulos and Diederichs.

$$u_0^* = \frac{1}{3} e^{-0.15R*} \qquad [5.1]$$

L'approccio affrontato nel presente paragrafo ha come obbiettivo l'analisi del profilo degli spostamenti rispetto alla posizione del fronte di scavo. Pertanto, è necessario normalizzare distanze (rispetto al raggio del tunnel) e spostamenti (rispetto al massimo spostamento ottenuto tramite analisi agli elementi finiti).

Si distinguono il caso antecedente al fronte [5.2] e dopo il fronte [5.3]:

$$u^* = u_0^* \cdot e^{X*} \qquad [5.2]$$

$$u^* = 1 - (1 - u_0^*) e^{\frac{-3X*}{2R*}} \qquad [5.3]$$

Dove:

- u* rappresenta gli spostamenti normalizzati rispetto allo spostamento massimo
- X* rappresenta la distanza normalizzata dal fronte di scavo rispetto al raggio del tunnel.

I risultati ottenuti da questo approccio sono riportati nell'Allegato 17 e nel Grafico 5.1.

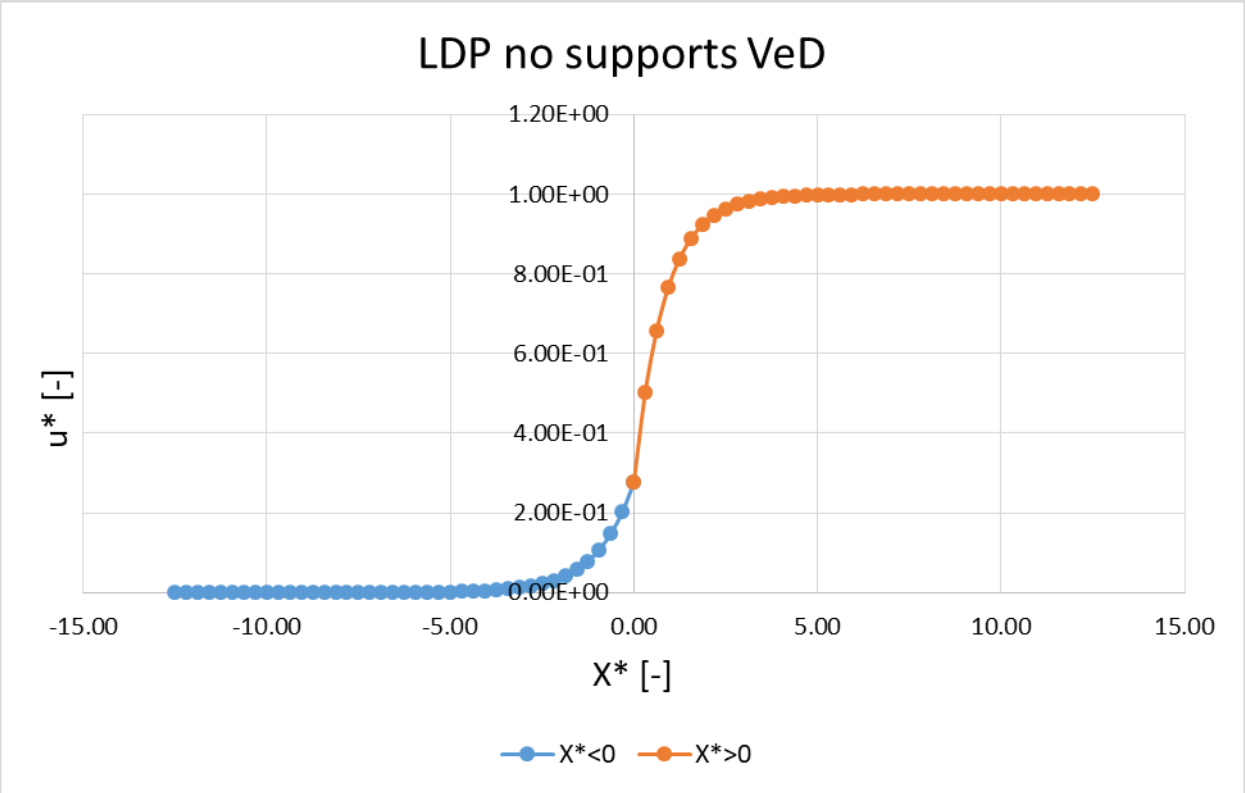


Grafico 5.1 - LDP VeD senza supporti

Si svolge nel seguito lo studio delle soluzioni della LDP in *presenza di supporti*. I dati necessari alla analisi sono riportati in Tabella 5.2:

Tabella 5.2 - Dati di input

u_{max}	$u_{max\ supp}$	u_f*	u_{f0}*	u_{f0supp}*	R*
[m]	[m]	[-]	[-]	[-]	[-]
6.17E-04	5.78E-04	1.07E+00	1.02E+00	2.70E-01	1.25

dove:

- u_{max} rappresenta lo spostamento massimo in parete in assenza di supporti, ricavato da modello agli elementi finiti (Phase2D);
- $u_{max\ supp}$ rappresenta lo spostamento massimo in parete in presenza di supporti, ricavato da modello agli elementi finiti (Phase2D);
- R* rappresenta il raggio normalizzato, ovvero il rapporto tra il raggio plastico e il raggio del tunnel;
- u_f* rappresenta gli spostamenti finali normalizzati del tunel, ottenuto dal rapporto di u_{max} e $u_{max\ supp}$
- u_{f0}*rappresenta gli spostamenti finali normalizzati al fronte di scavo.

Per il calcolo di u_{f0}* e u_{0sup} * si impiegano la [5.4] e la [5.5] rispettivamente:

$$u_{f0}^* = \log(u_f^{*0.85}) + 1 \qquad [5.4]$$

$$u_{0sup}^* = \frac{1}{3u_{f0}^*} \cdot e^{-0.15R*} \qquad [5.5]$$

I risultati ottenuti da questo approccio sono riportati nell'Allegato 18 e nel Grafico 5.2.

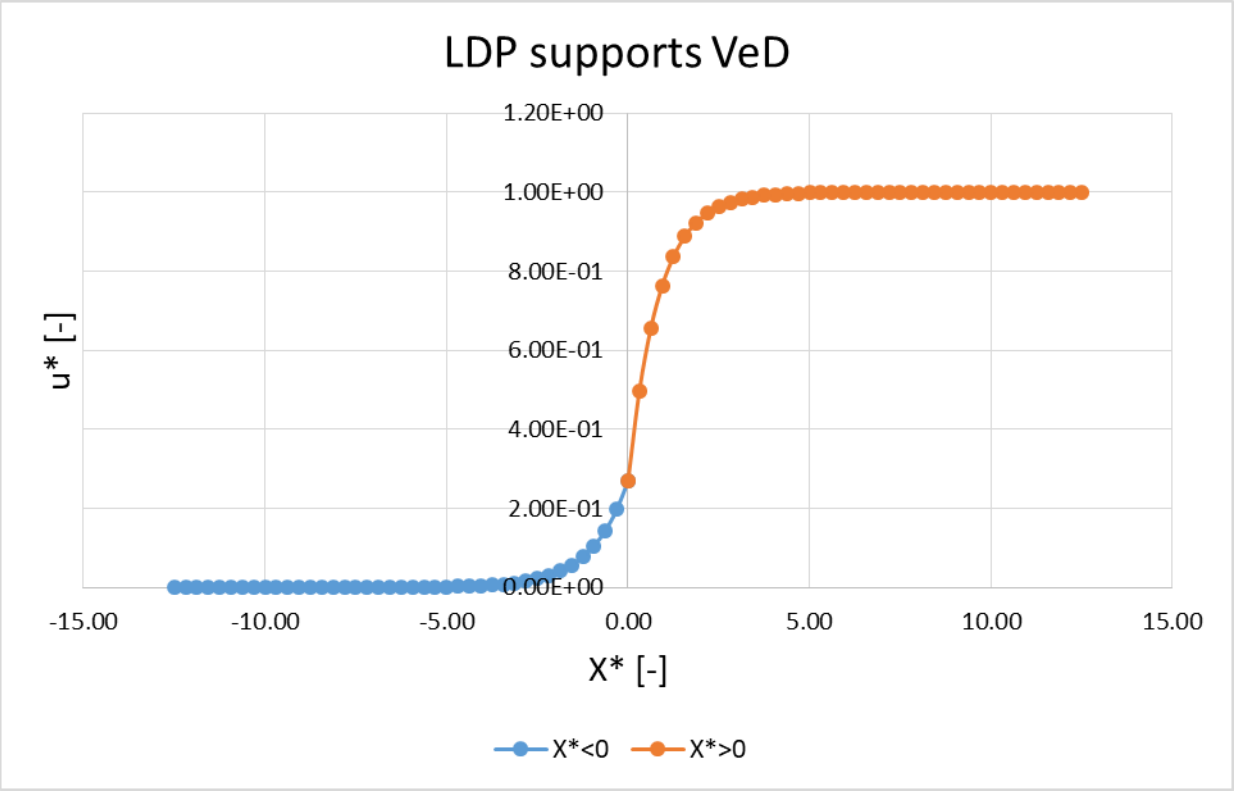


Grafico 5.2 - LDP VeD supporti

Come si può notare dai Grafico 5.1 e Grafico 5.2, gli andamenti delle curve sono analoghi, ma i valori degli spostamenti nel Grafico 24 sono, come prevedibile, più contenuti, grazie alla presenza dei supporti.

L'analisi esposta è peraltro affetta da alcune criticità:

1. la LDP inclusa nella CCM è basata su un approccio non supportato;
2. Sono presenti limitate soluzioni per la LDP in condizioni supportate che tengono in considerazione la rigidezza dei supporti e la "unsupported span";
3. Non si prende in considerazione l'effetto arco che causa un sovraccarico dei supporti nei pressi del fronte del tunnel.

A causa delle limitazioni esposte, si applica quanto proposto da J.Oke et All per raffinare i risultati.

5.2 Converge-Confinement Method modificato

Per le ragioni esposte nel Paragrafo 5.1, si esegue quanto proposto da Oke et al. per migliorare l'analisi CCM; in particolare, i passaggi seguiti riguardano:

1. Utilizzo della SRC basata sulla LDP per il modello non supportato;
2. Utilizzo della SRC basata sulla LDP per il modello supportato;
3. Determinazione del punto iniziale di equilibrio del supporto;
4. Annessione del sovraccarico dei supporti dovuto all'effetto arco.

Si entra ora nel merito dell'analisi, in particolare considerando gli effetti dei supporti al fronte di scavo e sul profilo longitudinale degli spostamenti (LDP). L'analisi è effettuata relativamente al caso in

presenza di supporti, tenendo presente che i risultati del caso in assenza di supporti sono stati esposti al Paragrafo 5.1.

Il calcolo della CCM modificata proposta da Oke et al. può essere riassunta come segue:

1. Effetto dei supporti sugli spostamenti al fronte di scavo;
2. Effetto dei supporti sulla LDP;
3. Sovraccarico dei supporti a causa dell'effetto arco.

Si precisa che sono state eseguite delle simulazioni con programmi di calcolo in due dimensioni agli elementi finiti (Phase 2D) per simulare una realtà fisica in tre dimensioni. Per superare la difficoltà di simulare una realtà fisica 3D con un programma 2D, è stato applicato il metodo della Reducing pressure.

Si affronta nel seguito lo sviluppo della CCM secondo Oke et al., simulando l'avanzamento del fronte mediante riduzione della pressione interna.

Il primo passo consiste nella quantificazione degli spostamenti in corrispondenza del fronte di scavo. Per il calcolo degli abbassamenti finali normalizzati al fronte di scavo si applica la [5.6]:

$$u_{f0}^{*} = A_{f3} \cdot u_{f}^{*B_{f3}} \qquad [5.6]$$

dove A_{f3} e B_{f3} sono le varabili curve-fit degli spostamenti al fronte di scavo. In particolare, si quantifica la costante A_{f3} a 1.17, mentre la variabile B_{f3}, secondo quanto proposto da Oke et al., si calcola applicando la [5.7]:

$$B_{f3} = -0.151 \cdot \frac{L_u}{R_T} + 0.3 \quad [5.7]$$

dove L_u rappresenta la distanza non supportata, ovvero la distanza tra l'ultimo supporto installato ed il fronte del tunnel. Si nota che la [5.7] è l'equazione di una retta, il cui coefficiente angolare dipende direttamente da L_u e, pertanto, al crescere di quest'ultimo la pendenza della retta aumenta.

Si specifica che la [5.6] e la [5.7] sono il risultato di osservazioni sperimentali e si basano sul concetto di *Best Curve Fitting.*

Di seguito sono riportati (Tabella 5.3) i risultati ottenuti dal calcolo descritto.

Tabella 5.3 - Effetto degli spostamenti al fronte del tunnel in presenza di supporti

SUPPORTS									
A_{f3}	B_{f3}	L_u	R_T	L_u/R_T	u_{max}	$u_{max\ supp}$	u_f^*	u_{f0}^*	u_{f0supp}^*
[-]	[-]	[m]	[m]	[-]	[m]	[m]	[-]	[-]	[-]
1.17	0.15	1.60	1.60	1.00	6.17E-04	5.78E-04	1.07E+00	1.18E+00	2.34E-01

Si affronta ora il tema della LDP in presenza di supporti. Poiché l'analisi effettuata di cui al paragrafo 5.1 non prende in considerazione elementi come la rigidezza dei supporti, del mezzo coinvolto e la distanza non supportata, i risultati possono essere ulteriormente affinati. A tal fine l'approccio proposto da Oke et al. prende in considerazione i seguenti parametri:

- Rigidezza normalizzata dei supporti k', ossia il rapporto tra il modulo di rigidezza dei supporti impiegati k e il modulo di deformazione dell'ammasso roccioso E_{rm};

- Resistenza normalizzata dell'ammasso roccioso σ_{cm}^*, ossia il rapporto tra la pressione litostatica P_0 e la resistenza a compressione uniassiale dell'ammasso roccioso σ_{cm};
- Distanza non supportata normalizzata L_u/R_T descritta in precedenza.

Come nel caso precedente, sono state sviluppate equazioni sulla *Best Curve Fitting*. Di seguito si entra nel merito delle relazioni impiegate per il calcolo.

Per il calcolo degli spostamenti in presenza di supporti prima del fronte e dopo il fronte si rimanda rispettivamente alla [5.8] e [5.9]:

$$u^*{}_{sup} = \frac{u}{u_{\max supp}} = u^*_{0sup} \cdot e^{X*} \qquad [5.8]$$

$$u^*{}_{sup} = 1 - \left(1 - u^*_{osup}\right) e^{-\frac{M_c X^*}{R^*}} \qquad [5.9]$$

dove:

- $u^*_{osup} = 0.38 \frac{u^*{}_f}{u^*{}_{f0}} e^{-0.12R^*}$
- M_c è un fattore che tiene conto dei materiali: per la sua determinazione è stato seguito il procedimento illustrato in Figura 5.1.

$$M_c = A_L \cdot k'^{B_L}$$

$$A_L = A_{La} \cdot \sigma^*_{cm} + A_{Lb}$$

$$B_L = B_{La} \cdot \sigma^*_{cm} + 0.159$$

$$A_{La} = -0.772\left(\frac{L_u}{R_t}\right)^2 - 0.24\frac{L_u}{R_t} + 4$$

$$A_{Lb} = 2.125\left(\frac{L_u}{R_t}\right)^2 + 0.47\frac{L_u}{R_t} - 2.973$$

$$B_{La} = -0.004\left(\frac{L_u}{R_t}\right)^2 + 0.0001\frac{L_u}{R_t} + 0.016$$

Figura 5.1 - Iter determinazione Mc

I risultati, ottenuti dalle equazioni mostrate in Figura 5.1, sono riportati in Tabella 5.4.

Tabella 5.4 - Riepilogo per il calcolo di Mc, k' e σ_{cm}^*

B_{La}	A_{Lb}	A_{La}	B_L	A_L	k	E_{rm}	k'	σ_{cm}	P_0	σ^*_{cm}	M_c
[-]	[-]	[-]	[-]	[-]	[GPa]	[GPa]	[-]	[MPa]	[MPa]	[-]	[-]
0.01	-0.38	2.99	0.18	3.76	21.25	2.18	9.76	0.36	0.50	1.39	5.61

Di seguito è riportato il Grafico 5.3, relativo alla LDP in presenza di supporti durante lo scavo della galleria con tecnica Drill and Blast. Si osserva un brusco appiattimento della curva subito dopo il fronte, a differenza di quanto deducibile dal Grafico 5.2: in questo caso, infatti, si tiene conto della rigidezza dei supporti, del materiale attraversato, della distanza non supportata e della tecnica di avanzamento.

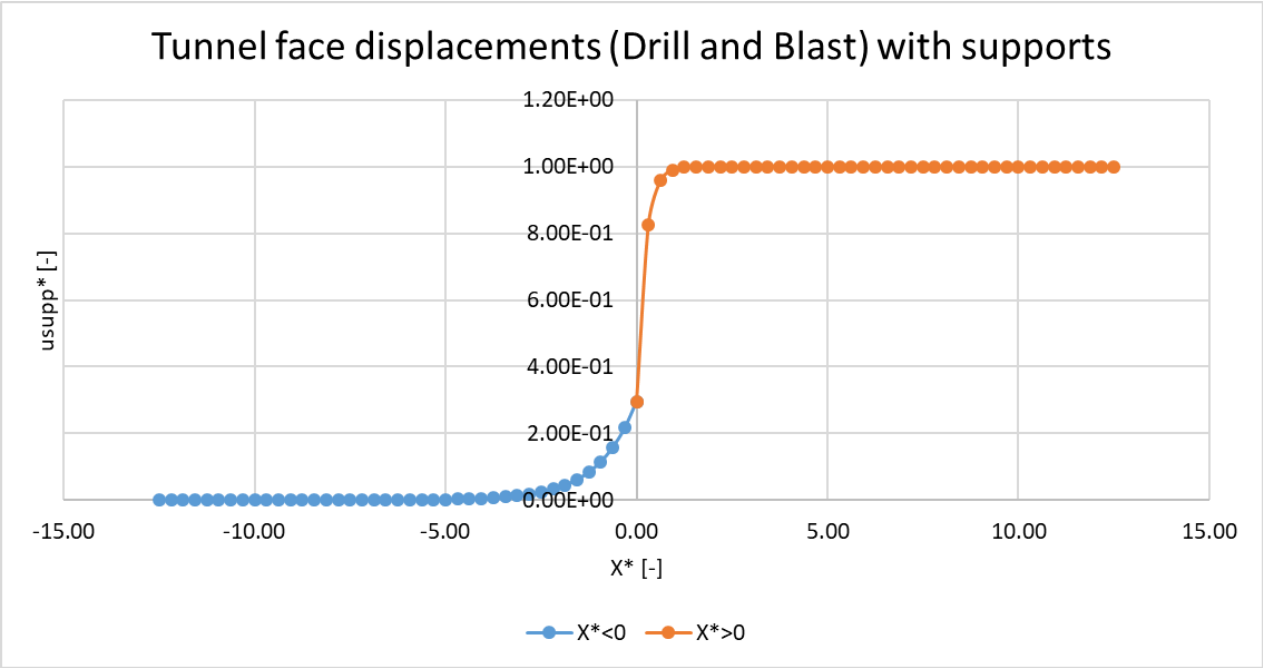


Grafico 5.3 - LDP in presenza di supporti per il caso Drill and Blast

Si analizza nel seguito il sovraccarico agente sui supporti a causa dell'effetto arco: come suggerito da Oke et al., il sovraccarico è stato ricavato dalle tensioni tangenziali/radiali di un modello di galleria completamente scavato e confrontato con la GRC. L'equazione che quantifica il sovraccarico agente per la tecnica di scavo Drill and Blast è esplicitata nella [5.10]:

$$P' = \frac{A_{03}\ \ln\frac{Lu}{R_T} + B_{03}}{1 - e^{-\log\frac{k'^2}{D_{03}}}} \qquad [5.10]$$

dove i coefficienti parziali sono:

- $A_{03} = -0.033\ \sigma^*_{cm} + 0.38$ [5.11]
- $B_{03} = -0.049\ \sigma^*_{cm} + 0.79$ [5.12]
- $D_{03} = 30.683\ e^{-0.79\sigma^*_{cm}}$ [5.13]

Si precisa che anche in questo caso l'approccio proposto da Oke et al. è basato sul concetto di Best Curve Fitting. Alla luce di quanto esposto e applicando la [5.10] si ottengono i risultati riportati in Tabella 5.5.

Tabella 5.5 - Riepilogo risultati Overloading

Lu/R_T	L_u	R_T	k'	σ^*_{cm}	A_{o3}	B_{o3}	D_{o3}	P'
[-]	[m]	[m]	[-]	[-]	[-]	[-]	[-]	[-]
1.00	1.60	1.60	9.76	1.39	0.33	0.72	10.27	0.52

Si può asserire che il sovraccarico gravante sui supporti nelle condizioni è circa il 50% della tensione presente in sito. In conclusione, si riporta il Grafico 5.4 che relaziona la pressione normalizzata rispetto alla pressione litostatica in funzione degli spostamenti normalizzati rispetto agli spostamenti massimi.

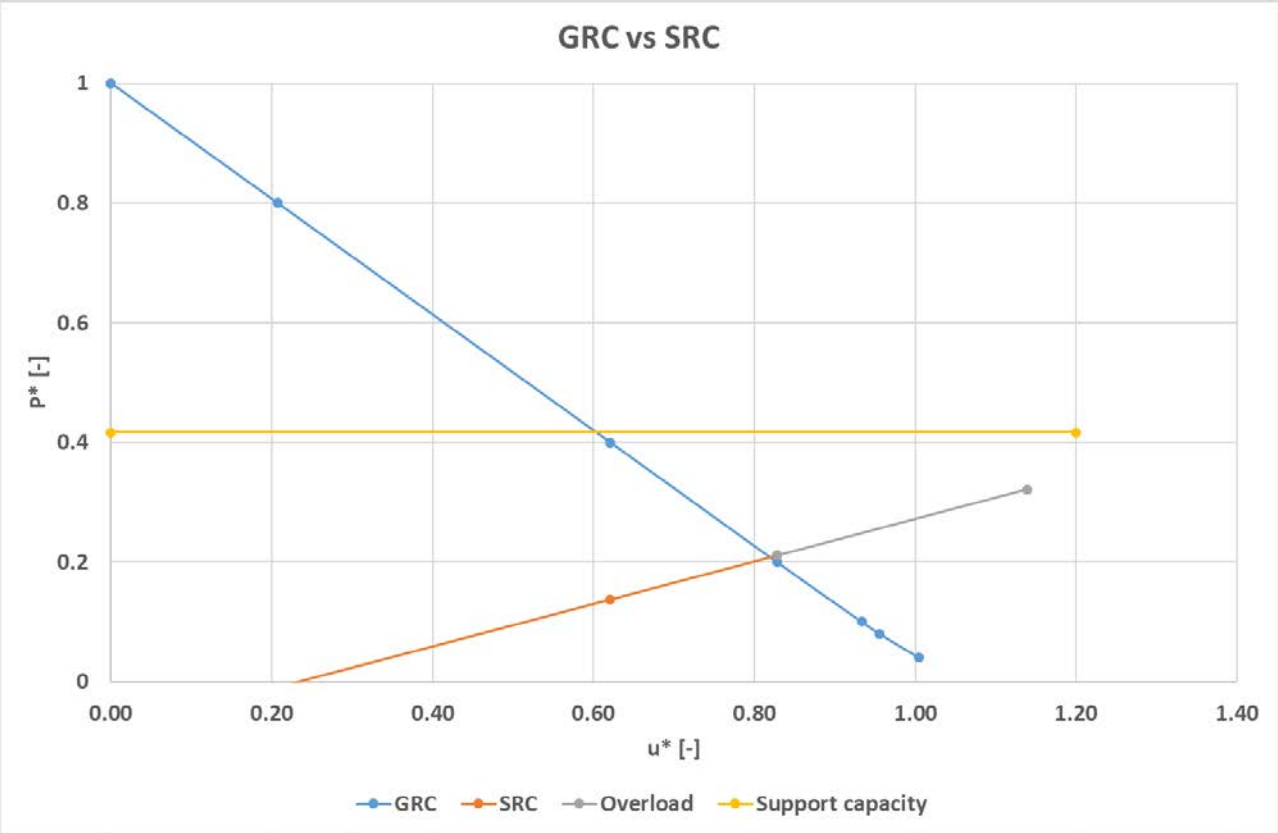


Grafico 5.4 - GRC vs SRC in presenza di supporti nel caso Reducing pressure

Come si osserva dal Grafico 5.4, il supporto non entra in crisi a causa dei carichi e del sovraccarico calcolato, in quanto la capacità del supporto impiegato (Wire mesh e shotcrete) è superiore ai carichi agenti nel caso oggetto di studio. Le caratteristiche del supporto sono riportate in Tabella 5.6.

Tabella 5.6 - Parametri meccanici di rinforzo

Liner: cls + wm

Color	
Liner Type	Reinforced Concrete
Equivalent Young's modulus	21252.3 MPa
Equivalent thickness	0.0993418 m
Poisson ratio	0

Reinforcement Properties

Type	Wire Mesh(Canada): #10 (diameter=10mm)
Spacing	0.6 m
Section Depth	0.01 m
Area	7.85e-005 m2
Moment of inertia	4.909e-010 m4
Young's modulus	200000 MPa
Poisson ratio	0.25
Compressive strength	400 MPa
Tensile strength	400 MPa

Concrete Properties

Thickness	0.1 m
Young's modulus	20000 MPa
Poisson ratio	0.2
Compressive strength	25 MPa
Tensile strength	0 MPa

5.3 Analisi della convergenza con software RocSupport v3.0.

Per una ulteriore verifica, si è sviluppato un modello tramite il software RocSupport. I dati di ingresso relativi alle caratteristiche geometriche e geomeccaniche del caso in studio e dei supporti impiegati sono riportati nella Tabella 5.7 e Tabella 5.8. I risultati sono esplicitati in Tabella 5.9 e nel Grafico 5.5. Per quanto attiene ai risultati riportati nel Grafico 5.5, si rimanda all'Allegato 19. Si sottolinea che il supporto impiegato nel modello non è lo stesso considerato nella precedente analisi, in quanto il software non lo prevede nella propria libreria. Pertanto, si è scelto uno strato di calcestruzzo con le caratteristiche riportate in Tabella 5.8. Questa scelta è stata effettuata in quanto, a fronte di una maggiore resistenza meccanica, si diminuisce lo spessore per ricondursi a una condizione, per quanto possibile, simile a quella dell'analisi precedente.

Tabella 5.7 - Tunnel and Rock Parameters

Tunnel and Rock Parameters:

Tunnel Radius r_o : **1.6** m
In-Situ Stress p_o : **0.5** MPa

Young's Modulus E : **2178** MPa
Poisson Ratio ν : **0.3**

Dilation Angle ψ : **0°**
Compressive Strength of Intact Rock σ_{ci} : **50** MPa

Peak Strength Parameters Defined As : **GSI, mi, D**
Geological Strength Index : **40**
Rock Mass Constant m_i : **25**
Disturbance Factor : **1**

Using residual strength parameters
Residual Hoek-Brown mb parameter : **0.344**
Residual Hoek-Brown s parameter : **4.54e-005**
Residual Hoek-Brown a parameter : **0.511**

Tabella 5.8 - Support Parameters

Support Parameters:

Total combined :
Maximum support pressure : **1.201** MPa
Maximum average strain : **0.1** %
Installed at distance from tunnel face : **1.6** m
Initial Tunnel Convergence : **0.02** %
Initial Wall Displacement : **0.29** mm

Shotcrete :
Properties : **Thickness = 50 mm, age = 28 days, UCS = 35 MPa**
Maximum support pressure : **1.201** MPa
Maximum average strain : **0.1** %

Tabella 5.9 - Soluzione secondo Carranza-Torres

Solution Method: Carranza-Torres solution
Analysis Type: Deterministic

Analysis Results:

Factor of Safety : **14.82**
Mobilized Support Pressure : **0.08** MPa

With support installed :
Radius of Plastic Zone r_p : **1.6** m
Wall Displacement u_p : **0.4** mm
Tunnel Convergence : **0.03** %

With no support installed :
Radius of Plastic Zone r_p : **1.74** m
Wall Displacement u_p : **0.52** mm
Tunnel Convergence : **0.03** %

Deformation at the tunnel face :
Wall displacement : **0.16** mm
Tunnel Convergence : **0.01** %

Critical Pressure p_{cr} : **0.05** MPa

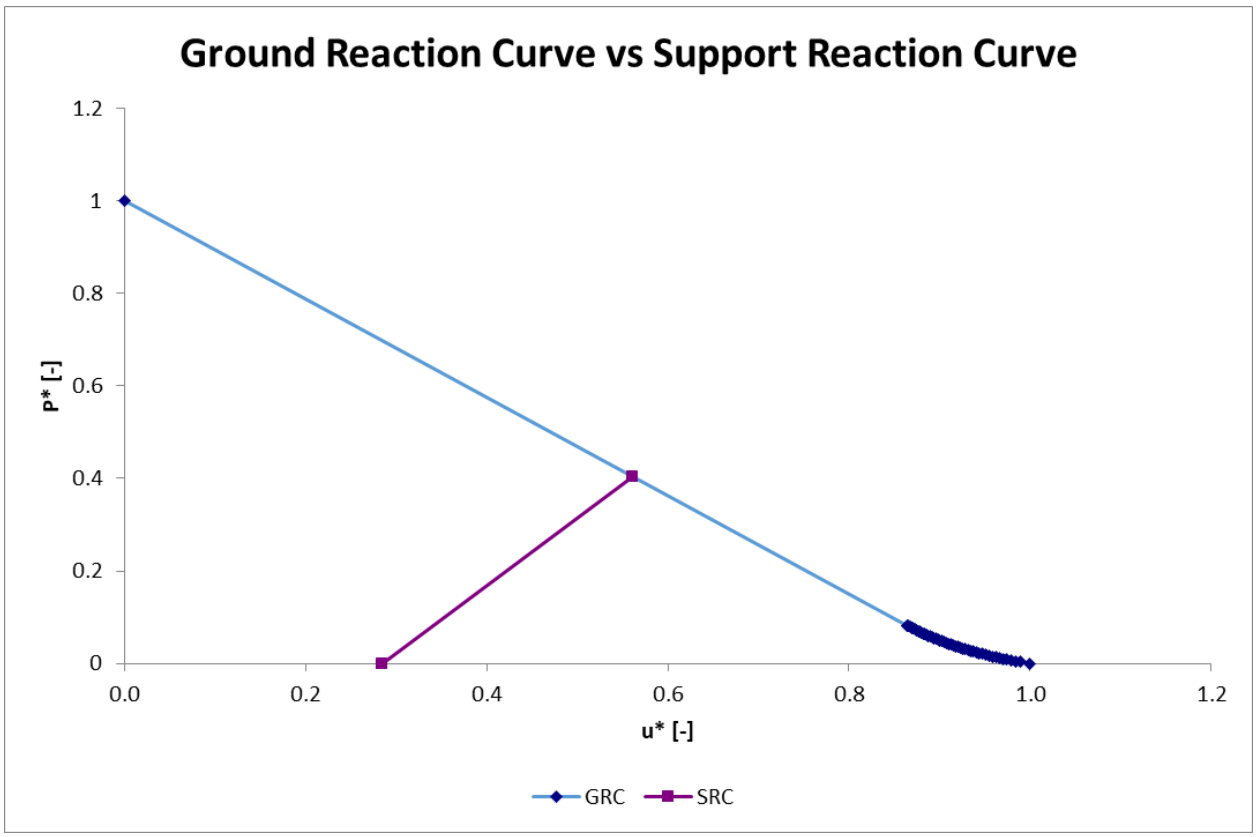


Grafico 5.5 - GRC vs SRC tramite RocSupport

In conclusione, poiché anche in questo caso, pur essendo l'analisi basata su principi risolutivi distinti e su un algoritmo di calcolo diverso, i risultati sono del tutto confrontabili a meno di qualche piccola incongruenza dovuta alla natura matematica dell'approccio, si può verosimilmente stabilire che essa è stata svolta con adeguata accuratezza.

Si sottolinea che per ottenere un confronto dei risultati ottenuti, è stato sviluppato, dal collega Andrea Pasqua nella sua opera [18], il medesimo studio variando il sistema di simulazione per l'avanzamento dello scavo (Core Replacement). I risultati ottenuti dal "Core Replacement" vengono mostrati nell'elaborato [18].

6 REALIZZAZIONE DELLA MINIERA

Alla luce delle analisi svolte nei precedenti capitoli e delle relative assunzioni effettuate, il presente capitolo ha l'obbiettivo di esporre le infrastrutture coinvolte nel progetto minerario, in particolar modo si mostra l'iter impiegato per la costruzione del deposito di esplosivi.

In sintesi, si analizzano:

1. Piano di tiro in sotterraneo;
2. Realizzazione del deposito esplosivi secondo la normativa vigente in Cile [16];

Si anticipa che i risultati ottenuti sono su base teorica e che i dati di input sono quelli tipici da esperienze industriali; sarà quindi necessaria una loro correzione qualora tali stime si discostino in modo non trascurabile dalla realtà degli eventi.

6.1 Piano di tiro in sotterraneo

Data la natura della roccia e lo scopo del progetto, per la realizzazione delle infrastrutture sotterranee si prevede l'impiego di esplosivi. Dato che la sezione di scavo non risulta particolarmente grande (3m x 3m nel caso della galleria principale e 2.5m x 2.5m nel caso degli scavi secondari) si propone l'impiego di una perforatrice manuale, in particolare una Secoroc YT27, le cui caratteristiche sono riportate in Tabella 6.1. Come si osserva in Tabella 6.1, le prestazioni offerte dalla macchina corrispondono alle esigenze di cantiere: in particolare, la lunghezza massima di perforazione è pari a 5 m e il diametro di perforazione può variare tra 34 mm e 45 mm. Poiché la perforazione nel caso in studio avviene con due barre da 0.80 m ciascuna e il diametro di perforazione è pari a 33 mm, la macchina impiegata risulta idonea.

La Figura 6.1 riporta le caratteristiche tecniche dell'utensile di perforazione. Si precisa che la scelta ricade su un utensile a bottoni, che sfrutta il meccanismo della roto-percussione, in quanto la roccia è abrasiva e resistente, e pertanto la scelta di un meccanismo di perforazione a percussione semplice non sarebbe compatibile con la realtà del caso in studio.

Tabella 6.1 - Caratteristiche perforatrice YT27 e lubrificante FY250

Pneumatic rock drill YT27		
Weight	27	kg
Dimension (L x W x H)	668 x 248 x 202	mm
Cylinder diameter	80	mm
Piston stroke	60	mm
Working pressure	4–6.3	bar(e)
Impact energy (at 6.3 bar (e))	≥70	J
Impact energy (at 5.0 bar (e))	≥64	J
Impact energy (at 4.0 bar (e))	≥48	J
Air consumption (at 6.3 bar (e))	≤85	l/s
Air consumption (at 5.0 bar (e))	≤57	l/s
Air consumption (at 4.0 bar (e))	≤50	l/s
Impact frequency (at 6.3 bar (e))	≥40	Hz
Impact frequency (at 5.0 bar (e))	≥39	Hz
Impact frequency (at 4.0 bar (e))	≥37	Hz
Torque (at 6.3 bar (e))	≥19	Nm
Torque (at 5.0 bar (e))	≥16	Nm
Torque (at 4.0 bar (e))	≥13	Nm
Water pressure	working pressure -1	bar(e)
Air hose inner diameter	25	mm
Water hose inner diameter	13	mm
Drilling diameter	34–45	mm
Max drilling depth	5	m
Working temperature	-30 to +50	°C
Shank size	H22x108±1	mm
Lubricator FY250		
Weight	1.2	kg
Capacity	0.25	litre

H22 Tapered tools, 12° taper

Bits	Flushing hole, mm		Buttons, mm		Angle	Dimensions D		Part No.
	Front No Size	Gauge No Size	Front No Size	Gauge No Size		mm	in	
Button bit								
	2x4	1x4	2x7	5x7	40°	33	1 9/64"	**7770-5233-B48**
	2x4	1x4	2x7	5x8	35°	35	1 3/8"	**7770-5235-B48**

Figura 6.1 - Caratteristiche tecniche del bit di perforazione

Si precisa che sono stati previsti due schemi di tiro che differiscono solo per la tipologia di esplosivo impiegato, lasciando invariato lo sfondo (pari a 1.60 m) e il sistema di temporizzazione. Il primo piano di tiro prevede l'impiego di emulsione e dinamite entrambi in cartuccia, mentre il secondo sistema prevede solo l'impiego di emulsione. Prima di entrare nel merito dei calcoli e della progettazione effettuate, si effettuano le seguenti precisazioni:

1. In qualunque caso di avanzamento a fondo cieco con esplosivo, il problema principale è l'assenza di una ulteriore superficie libera che permetta alla roccia di frantumarsi in seguito alla detonazione dell'esplosivo. Per sopperire a tale difficolta, per il caso in studio, si è deciso di impiegare la teoria della scuola svedese denominata *"Parallel holes"* [16] che permette, vista la

geometria di scavo relativamente ridotta, di massimizzare gli sfondi. Altri metodi, come il *"V-Cut"*, sono da escludere in quanto la sezione di scavo ridotta, l'ingombro della guida della perforatrice e l'incomodità a cui l'operatore andrebbe incontro ridurrebbero ulteriormente gli sfondi;

2. Il metodo *"Parallel holes"* prevede la creazione di una superficie libera suppletiva a partire da un foro centrale di grande diametro non caricato; a partire da tale foro scarico, si realizzano una serie di fori carichi seguendo una geometria regolare (identificando generalmente dei quadrati di lato progressivamente crescente), finché la superficie libera così creata non sia sufficientemente estesa;
3. Il metodo *"Parallel holes"* è ampiamente consolidato e per la sua realizzazione si possono impiegare abachi, diagrammi e tabelle, come riportato negli allegati (Allegato 20, Allegato 21, Allegato 22 e Allegato 23). In particolare, esso si basa sul caricamento dei fori da mina con una carica di base e una carica di colonna.

Si specificano ora le caratteristiche degli esplosivi e le geometrie comuni ad entrambi i piani di tiro. In Tabella 6.2 sono riportati i dati relativi alla geometria del tunnel, alla perforazione e agli esplosivi impiegati. Si nota che la dimensione delle cartucce (31.75 mm) è compatibile con il diametro di perforazione, essendo quest'ultimo pari a 33 mm. Le caratteristiche tecniche degli esplosivi impiegati sono riportate in Allegato 24 (Semigelatina) e Allegato 25 (Emulsione).

Tabella 6.2 - Dati relativi a tunnel, fori e esplosivi impiegati

Tunnel	B	[m]	3
	h	[m]	1.75
	arco	[m]	4.15
	H	[m]	3
	S	[m^2]	8.1
	s_t	[m]	1.6
	η	[-]	0.9
	s_r	[m]	1.44
Foro di alesaggio	$\phi_{perforazione}$	[mm]	33
	$n_{fori\ scarichi}$	[-]	5
	$\phi_{equivalente}$	[mm]	74
	$L_{perforazione}$ [m]	[m]	1.6
Tronex plus 1"1/4 x 8"	$\phi_{cardige}$ [m]	[mm]	31.75
	$L_{cardige}$ [m]	[mm]	203
	$Q_{cardige}$ [kg]	[kg]	0.185
Emultex® CN 1"1/4 x 8"	$\phi_{cardige}$ [m]	[mm]	31.75
	$L_{cardige}$ [m]	[mm]	203
	$Q_{cardige}$ [kg]	[kg]	0.187

Nel seguito si si esplicitano i passaggi generali necessari per caratterizzare i diversi gruppi funzionali di mine (Rinora, Produzione e Profilatura), iniziando con il dimensionamento delle mine di rinora.

Le mine di apertura svolgono la funzione di generare la superficie libera suppletiva necessaria a creare le condizioni per le quali le mine di produzione vedano due superfici libere. Tali mine di apertura vengono dimensionate seguendo il procedimento nel seguito illustrato:

1. Dall'Allegato 20, scegliendo la curva a = 1.5 Φ e intersecandola con la curva relativa al diametro del foro scarico, è possibile ricavare la carica lineare e la spalla per il primo square.
2. Una volta dimensionato il primo square si procede al dimensionamento dei successivi che prevedono l'impiego dell'Allegato 21; in particolare, intersecando la retta B = W a partire dal valore della spalla ricavato dal passaggio precedente, si ottiene la carica lineare per metro. Analogamente si dimensiona il terzo square e così via.

Per quanto riguarda il dimensionamento delle mine di produzione, si fa riferimento all'Allegato 22 dove, partendo dalla dimensione e dalla tipologia di esplosivo impiegato, si interseca l'asse della carica di base; viene inoltre intersecata una curva da cui si ottiene il valore della spalla. Una volta ottenuti questi valori, dalla Allegato 23 è possibile ottenere le informazioni relative a caricamento, spalla, interasse e borraggio delle mine di produzione.

Infine, per quanto attiene alla progettazione delle mine di profilo di Floor, si rimanda all'Allegato 23. Si specifica che per il dimensionamento delle mine di Wall e Roof è stata scelta la tecnica dello Smooth Blasting, che garantisce un miglior controllo del contorno di scavo.

Si procede ora alla descrizione dei piani di tiro progettati. Il primo caso esaminato fa riferimento all'avanzamento a fori paralleli impiegando come *esplosivo solo Emultex CN 1"1/4 x 8",* le cui caratteristiche tecniche sono riportate in Allegato 25.

Come detto, il metodo *"Parallel holes"* prevede la realizzazione di un foro centrale scarico di diametro superiore a quello dei fori da mina: tuttavia, nel caso in studio non è possibile disporre di un alesatore, per cui si è stabilito di realizzare 5 fori scarichi (con lo stesso diametro dei fori da mina), ravvicinati e posizionati ai vertici di un rombo che include un foro assiale. Tale procedimento si è reso necessario per calcolare il diametro equivalente a quello di un solo foro centrale scarico, applicando la [6.1], dove $\Phi_{equivalente}$ rappresenta il foro scarico di diametro equivalente, d rappresenta il diametro dei fori scarichi perforati ed n il numero di fori. Il diametro equivalente corrisponde a 74 mm, come riportato in Tabella 6.2.

$$\Phi_{equivalente} = d \cdot \sqrt{n} \qquad [6.1]$$

Lo schema di perforazione è riportato in Figura 6.2, dove i fori centrali sono scarichi e rappresentano la superficie libera suppletiva, mentre i fori rimanenti sono ovviamente caricati.

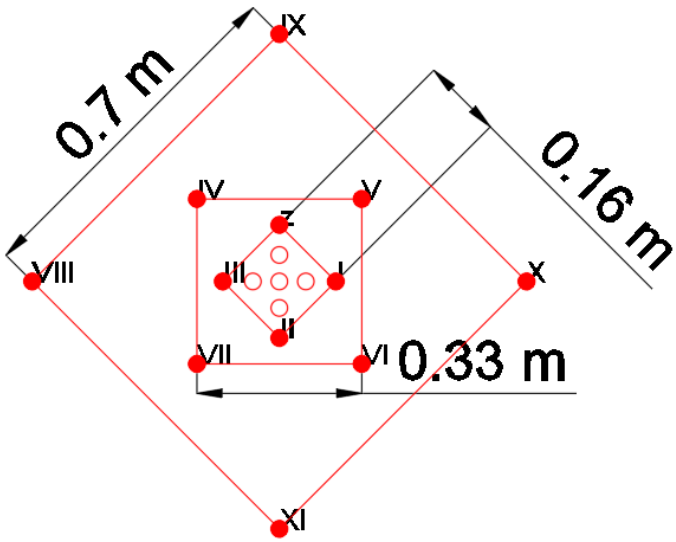


Figura 6.2 - Schema esplicativo caricamento mine di apertura

Di seguito vengono riportate la Tabella 6.3, Tabella 6.4 e Tabella 6.5, che mostrano i risultati ottenuti e a seguire le sezioni dei fori relativi ai gruppi funzionali (Figura 6.7, Figura 6.8 e Figura 6.9).

Tabella 6.3 - Dimensionamento Rinora

Cut					
1st square (Emultex CN 1'' x 8'')		**2st square (Emultex CN 1'' x 8'')**		**3st square (Emultex CN 1'' x 8'')**	
a [m]	0.11	B_1 [m]	0.16	B_2 [m]	0.33
C-C [m]	0.11	C-C [m]	0.23	C-C [m]	0.50
W_1 [m]	0.16	W_2 [m]	0.33	W_3 [m]	0.70
$l_{richiesto}$ [kg/m]	0.24	$l_{richiesto}$ [kg/m]	0.22	$l_{richiesto}$ [kg/m]	0.40
$Q_{richiesta}$ [kg]	0.36	$Q_{richiesta}$ [kg]	0.33	$Q_{richiesta}$ [kg]	0.57
$N_{cartucce\ usate}$ [-]	2	$N_{cartucce\ usate}$ [-]	2	$N_{cartucce\ usate}$ [-]	4
$L_{caricata}$ [m]	0.30	$L_{caricata}$ [m]	0.30	$L_{caricata}$ [m]	0.61
Q_{usata} [kg]	0.37	Q_{usata} [kg]	0.37	Q_{usata} [kg]	0.74
h_0 [m]	0.11	h_0 [m]	0.08	h_0 [m]	0.17
$L_{scarica}$ [m]	1.30	$L_{scarica}$ [m]	1.30	$L_{scarica}$ [m]	0.99

Tabella 6.4 - Dimensionamento Mine di produzione

Stoping					
Horizontal		**Upwards**		**Downwards**	
V [m]	0.85	V [m]	0.85	V [m]	0.85
E [m]	0.94	E [m]	0.94	E [m]	1.02
h_b [m]	0.53	h_b [m]	0.53	h_b [m]	0.53
l_b [kg/m]	0.95	l_b [kg/m]	0.95	l_b [kg/m]	0.95
Q_b [kg]	0.51	Q_b [kg]	0.51	Q_b [kg]	0.51

h_c [m]	0.64	h_c [m]	0.64	h_c [m]	0.64
l_c [kg/m]	0.48	l_c [kg/m]	0.48	l_c [kg/m]	0.48
h_0 [m]	0.43	h_0 [m]	0.43	h_0 [m]	0.43
Q_c [kg]	0.30	Q_c [kg]	0.30	Q_c [kg]	0.30
Q_{tot} [kg]	0.81	Q_{tot} [kg]	0.81	Q_{tot} [kg]	0.81
$N_{cartucce\ usate}$ [-]	5	$N_{cartucce\ usate}$ [-]	5	$N_{cartucce\ usate}$ [-]	5
$L_{caricata}$ [m]	0.76	$L_{caricata}$ [m]	0.76	$L_{caricata}$ [m]	0.76
Q_{usata} [kg]	0.93	Q_{usata} [kg]	0.93	Q_{usata} [kg]	0.93
$L_{scarica}$ [m]	0.84	$L_{scarica}$ [m]	0.84	$L_{scarica}$ [m]	0.84
Numero fori	3.21	Numero fori	3.21	Numero fori	2.94

Tabella 6.5 - Dimensionamento Mine di profilo

Contour					
Floor		**Wall**		**Roof**	
V [m]	0.85	ϕ_f [mm]	33.00	ϕ_f [mm]	33.00
E [m]	0.94	ϕ_e [mm]	3.80	ϕ_e [mm]	3.80
h_b [m]	0.53	Disaccoppimento [-]	0.12	Disaccoppimento [-]	0.12
l_b [kg/m]	0.95	l [kg/m]	0.01	l [kg/m]	0.01
Q_b [kg]	0.51	E [m]	0.53	E [m]	0.53
h_c [m]	0.90	V[m]	0.60	V[m]	0.60
l_c [kg/m]	0.95	Numero fori	4	Numero fori	8
h_0 [m]	0.17				
Q_c [kg]	0.85				
Q_{tot} [kg]	1.36				
$N_{cartucce}$ [-]	7.34				
$N_{cartucce\ usate}$ [-]	8				
$L_{caricata}$ [m]	1.22				
Q_{usata} [kg]	1.48				
$L_{scarica}$ [m]	0.38				
Numero fori	4				

dove:

- a rappresenta la distanza orizzontale tra il centro del foro scarico e il centro del foro carico del primo square;
- C-C rappresenta la distanza tra i centri dei fori tra uno square e quello successivo;
- W_n indica la diagonale tra i centri di due fori dello stesso square;
- l_b indica la carica lineare necessaria per ciascun foro dello square;

- $N_{cardige}$ rappresenta il quantitativo di cartucce inserito all'interno di ciascun foro dello stesso square;
- $L_{caricata}$ indica la lunghezza di foro caricata;
- $Q_{impiegata}$ indica la carica totale in ciascun foro dello stesso square;
- h_0 rappresenta la lunghezza del borraggio;
- $L_{scarica}$ rappresenta la lunghezza del foro non caricato.
- l_c e h_c sono rispettivamente la carica lineare di colonna e la lunghezza di colonna caricata;
- l_b e h_b sono rispettivamente la carica lineare di fondo e la lunghezza di fondo caricata;
- Q_c e Q_b sono rispettivamente le cariche totali di colonna e di base.

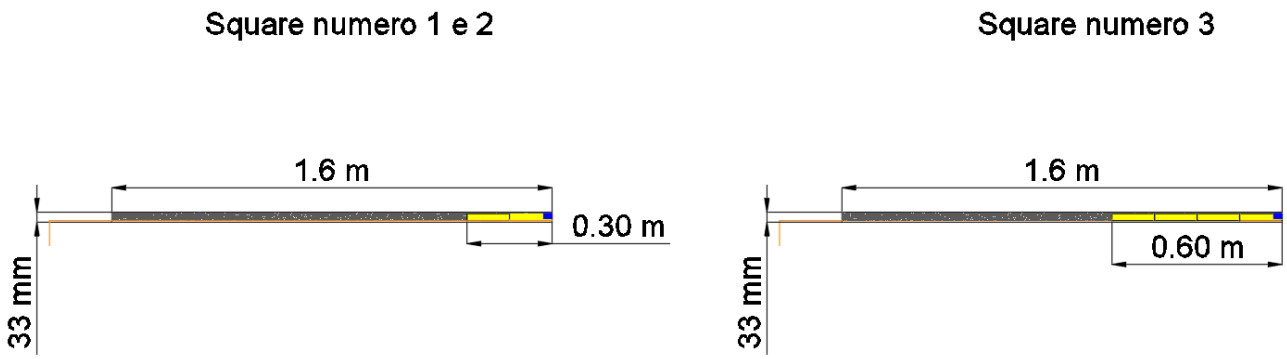


Figura 6.3 - Schema di caricamento primo, secondo e terzo square mine di Cut (in giallo le cartucce di emulsione, in blu il detonatore NONEL a fondo foro e in arancione la miccia detonante)

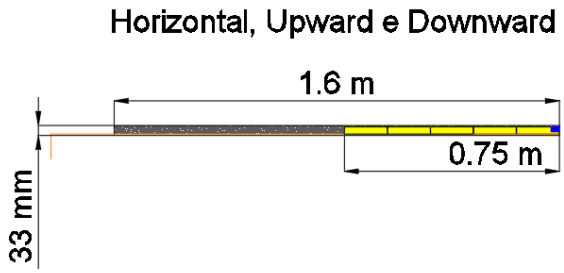


Figura 6.4 - Schema di caricamento mine di Stoping (in giallo le cartucce di emulsione, in blu il detonatore NONEL a fondo foro e in arancione la miccia detonante)

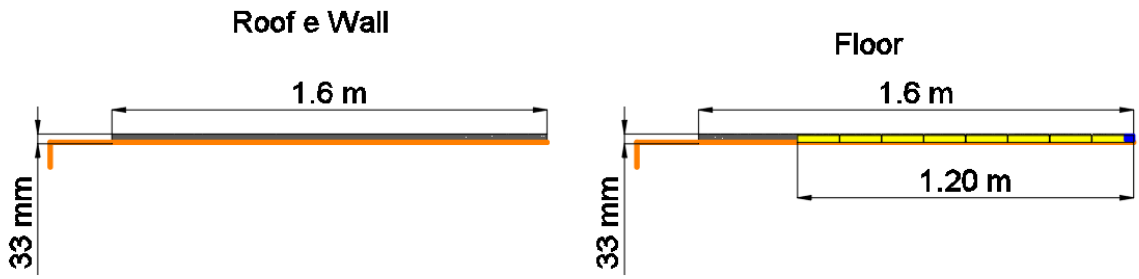


Figura 6.5- Schema di caricamento mine di Profilo (in giallo le cartucce di emulsione, in blu il detonatore NONEL a fondo foro e in arancione la miccia detonante)

La Tabella 6.6 riporta i valori in termini di Powder Factor PF (consumo specifico di esplosivo), Specific Drilling SD (consumo specifico di perforazione) e consumo specifico detonatori e unità di connessione (DC). Si può notare che il PF è contenuto, nonostante le mine di apertura prevedano un consumo specifico elevato; ciò è da attribuire ai modesti sfondi previsti, pari a circa 1.60 m. La perforazione specifica è elevata, ma da imputare alle operazioni di Smooth Blasting. Infine, si registra un consumo specifico di detonatori e unità di connessione elevato, dovuto alla scelta di impiegare un detonatore/foro.

Tabella 6.6 - Parametri qualitativi dello schema di tiro

Q_{TOT}	PF	N_{fori}	L_{fori}	SD	N°det e u.c.	DC
[kg]	[kg/m^3]	[-]	[m]	[m/m^3]	[-]	[m^{-3}]
5.76	0.49	39	62.40	4.81	77.00	5.94

La Tabella 6.7 riporta i costi relativi alla volata e al metro di avanzamento del metodo relativo all'impiego di un solo tipo di esplosivo

Tabella 6.7 - Table of costs Parallel Holes

Table of products parallel holes					
Item	**Type**	**Unit cost**	**Nr. Unit**	**Tot. Cost**	**Currency**
Miccia detonante	Britacord NP 05 PETN 5 g/m [375m]	200 CPL/m	375 m	10000	CPL
Esplosivi	Emultex CN 1"1/4 x 8" [124]	551 CPL/unit	86 units	47386	CPL
Delay system	No electrico detonator [190unit]	295000.96 CPL/box	57 units	88500.29	CPL
			Sum Tot. Cost	**145886.29**	**CPL**
			Sum Tot. Cost/m	**91178.93**	**CPL/m**

La Figura 6.6 e la Tabella 6.8 riportano lo schema di perforazione della sezione di scavo e la temporizzazione scelta per la volata studiata.

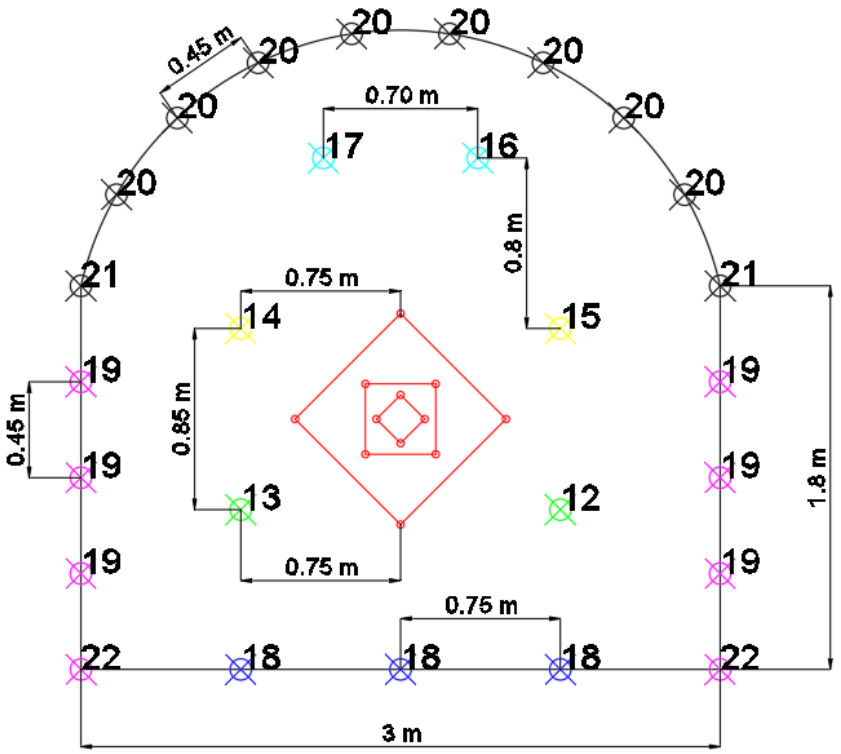


Figura 6.6 - Posizione mine e relativa temporizzazione

Tabella 6.8 - Temporizzazione volata

Temporizzazione				
Gr. Funzionale	**n. foro**	**ritardo u.c. [ms]**	**ritardo f.f [ms]**	**Tempo [ms]**
Rinora 1st square	0	9	1000	1009
Rinora 1st square	1	42	1000	1051
Rinora 1st square	2	42	1000	1093
Rinora 1st square	3	42	1000	1135
Rinora 2st square	4	42	1000	1177
Rinora 2st square	5	42	1000	1219
Rinora 2st square	6	42	1000	1261
Rinora 2st square	7	42	1000	1303
Rinora 3st square	8	42	1000	1345
Rinora 3st square	9	42	1000	1387
Rinora 3st square	10	42	1000	1429
Rinora 3st square	11	42	1000	1471
Prod. Upwards	12	35	1000	1506
Prod. Upwards	13	35	1000	1541
Prod. Horizontal	14	35	1000	1576
Prod. Horizontal	15	35	1000	1611
Prod. Downwards	16	35	1000	1646
Prod. Downwards	17	35	1000	1681
0Floor	18	35	0	1716
Floor	18	0	0	1716
Floor	18	0	0	1716
Wall	19	35	0	1751
Wall	19	0	0	1751
Wall	19	0	0	1751
Wall	19	0	0	1751

Wall	19	0	0	1751
Wall	19	0	0	1751
Roof	20	35	0	1786
Roof	20	0	0	1786
Roof	20	0	0	1786
Roof	20	0	0	1786
Roof	20	0	0	1786
Roof	20	0	0	1786
Roof	20	0	0	1786
Roof	20	0	0	1786
Roof	20	0	0	1786
Last	21	35	0	1821
Last	21	0	0	1821
Last	22	35	0	1856
Last	22	0	0	1856
			Tempo totale [s]	1.856

Si descrive ora caso di impiego di due tipologie di esplosivo (Semigelatina ed Emulsione). Si precisa che la metodologia di avanzamento è la stessa (Parallel Holes). Per quanto riguarda il caricamento delle mine di apertura, si rimanda alla Tabella 6.9, Tabella 6.10 e Tabella 6.11.

Tabella 6.9 - Dimensionamento Mine di Rinora

Cut					
1st square Tronex plus 1''1/4 x 8''		**2st square Tronex plus 1'' 1/4 x 8''**		**3st square Tronex plus 1''1/4 x 8''**	
a [m]	0.11	B_1 [m]	0.16	B_2 [m]	0.33
C-C [m]	0.11	C-C [m]	0.23	C-C [m]	0.50
W_1 [m]	0.16	W_2 [m]	0.33	W_3 [m]	0.70
$l_{richiesto}$ [kg/m]	0.22	$l_{richiesto}$ [kg/m]	0.22	$l_{richiesto}$ [kg/m]	0.40
$Q_{richiesta}$ [kg]	0.33	$Q_{richiesta}$ [kg]	0.33	$Q_{richiesta}$ [kg]	0.57
$N_{cartucce\ usate}$ [-]	2	$N_{cartucce\ usate}$ [-]	2	$N_{cartucce\ usate}$ [-]	4
$L_{caricata}$ [m]	0.30	$L_{caricata}$ [m]	0.30	$L_{caricata}$ [m]	0.61
Q_{usata} [kg]	0.37	Q_{usata} [kg]	0.37	Q_{usata} [kg]	0.74
h_0 [m]	0.11	h_0 [m]	0.08	h_0 [m]	0.17
$L_{scarica}$ [m]	1.30	$L_{scarica}$ [m]	1.30	$L_{scarica}$ [m]	0.99

Tabella 6.10 - Dimensionamento Mine di Produzione

Stoping					
Horizontal		**Upwards**		**Downwards**	
V [m]	0.85	V [m]	0.85	V [m]	0.85
E [m]	0.94	E [m]	0.94	E [m]	1.02
h_b [m]	0.53	h_b [m]	0.53	h_b [m]	0.53

l_b [kg/m]	1.00	l_b [kg/m]	1.00	l_b [kg/m]	1.00
Q_b [kg]	0.53	Q_b [kg]	0.53	Q_b [kg]	0.53
h_c [m]	0.64	h_c [m]	0.64	h_c [m]	0.64
l_c [kg/m]	0.50	l_c [kg/m]	0.50	l_c [kg/m]	0.50
Q_c [kg]	0.32	Q_c [kg]	0.32	Q_c [kg]	0.32
h_0 [m]	0.43	h_0 [m]	0.43	h_0 [m]	0.43
Q_{tot} [kg]	0.85	Q_{tot} [kg]	0.85	Q_{tot} [kg]	0.85
$N_{cartucce,\ dinamite}$ [-]	2.88	$N_{cartucce,\ dinamite}$ [-]	2.88	$N_{cartucce,\ dinamite}$ [-]	2.88
$N_{cartucce\ dinamite\ usate}$ [-]	3	$N_{cartucce\ dinamite\ usate}$ [-]	3	$N_{cartucce\ dinamite\ usate}$ [-]	3
$N_{cartucce,\ emulsione\ usate}$ [-]	2	$N_{cartucce,\ emulsione\ usate}$ [-]	2	$N_{cartucce,\ emulsione\ usate}$ [-]	2
$L_{caricata}$ [m]	0.76	$L_{caricata}$ [m]	0.76	$L_{caricata}$ [m]	0.76
Q_{usata} [kg]	0.56	Q_{usata} [kg]	0.56	Q_{usata} [kg]	0.56
$L_{scarica}$ [m]	0.84	$L_{scarica}$ [m]	0.84	$L_{scarica}$ [m]	0.84

Tabella 6.11 - Dimensionamento Mine di Profilo

Contourn					
Floor		Wall		Roof	
V [m]	0.85	ϕ_f [mm]	33.00	ϕ_f [mm]	33.00
E [m]	0.94	ϕ_e [mm]	3.80	ϕ_e [mm]	3.80
h_b [m]	0.53	Disaccoppiamento [-]	0.12	Disaccoppimento [-]	0.12
l_b [kg/m]	1.00	l [kg/m]	0.01	l [kg/m]	0.01
Q_b [kg]	0.53	N°fori [-]	8	N°fori [-]	10
h_c [m]	0.90	$L_{collegamento}$ [m]	3.60	$L_{collegamento}$ [m]	4.15
l_c [kg/m]	1.00	L_{md} [m]	16.40	L_{md} [m]	20.15
h_0 [m]	0.17	Q [kg]	0.08	Q [kg]	0.10
Q_c [kg]	0.90	E [m]	0.53	E [m]	0.53
Q_{tot} [kg]	1.43	V[m]	0.60	V[m]	0.60
$N_{cartucce\ dinamite\ usate}$ [-]	3				
$N_{cartucce,\ emulsione}$ [-]	4.81				
$N_{cartucce,\ emulsione\ usate}$ [-]	5				
$L_{caricata}$ [m]	1.22				
Q_{usata} [kg]	0.56				
$L_{scarica}$ [m]	0.38				

I simboli illustrati nelle tabelle hanno lo stesso significato di quelli adottati nel metodo precedente, con la sola aggiunta di:

- $N_{cartucce\ dinamite\ usate}$ e $N_{cartucce\ emulsione\ usate}$ rappresentano il numero di cartucce di dinamite ed emulsione impiegate, rispettivamente.
- Q_{usata} rappresenta la quantità totale di esplosivo (Semigelatina ed emulsione) impiegata per volata.

Si sottolinea che, come nel caso precedente, per il dimensionamento delle mine per i gruppi funzionali Wall e Roof è stato impiegato il metodo dello Smooth Blasting con elevato disaccoppiamento della carica, per un efficiente controllo del contorno di scavo.

La Tabella 6.12 riporta i valori in termini di Powder Factor PF (consumo specifico di esplosivo), Specific Drilling SD (consumo specifico di perforazione) e consumo specifico detonatori e unità di connessione (DC). Si può notare che il PF è contenuto, nonostante le mine di apertura prevedano un consumo specifico elevato; ciò è da attribuire ai modesti sfondi previsti, pari a circa 1.60 m. La perforazione specifica è elevata, ma da imputare alle operazioni di Smooth Blasting. Infine, si registra un consumo specifico di detonatori e unità di connessione elevato, dovuto alla scelta di impiegare un detonatore/foro.

Tabella 6.12 - Parametri qualitativi dello schema di tiro

Q_{TOT}	PF	N_{fori}	L_{fori}	SD	N°det e U.C	DC
[kg]	[kg/m³]	[-]	[m]	[m/m³]	[-]	[m⁻³]
3.88	0.30	39.00	62.40	4.81	77.00	5.94

La Tabella 6.13 riporta i costi relativi alla volata e all'avanzamento/m in riferimento all'impiego di due tipi di esplosivo.

Tabella 6.13 - Table of costs Parallel Holes

Table of products parallel holes					
Item	**Type**	**Unit cost**	**Nr. Unit**	**Tot. Cost**	**Currency**
Det. Cord	Britacord NP 05 PETN 5 g/m [375m]	200 CPL/m	50 m	10000	CPL
Explosive Dynamite	Tronex plus 1"1/4 x 8"	458 CPL/unit	18 units	12366	CPL
Explosive Emulsion	Emultex CN 1"1/4 x 8"	551 CPL/unit	32 units	25897	CPL
Delay system	No electrico detonator [190unit]	295000.96 CPL/Box	57 units	88500.29	CPL
			Sum Tot. Cost	**136763.29**	**CPL**
			Sum Tot. Cost/m	**85477.06**	**CPL/m**

Come si osserva, tale metodo consente un risparmio in termini di costo, oltre a comportare un PF più contenuto, e pertanto risulta più favorevole rispetto al precedente, a fronte della stessa perforazione specifica e dello stesso consumo specifico di detonatori. Le Figura 6.7, 128 e 129 mostrano le sezioni dei fori caricati per i diversi gruppi funzionali.

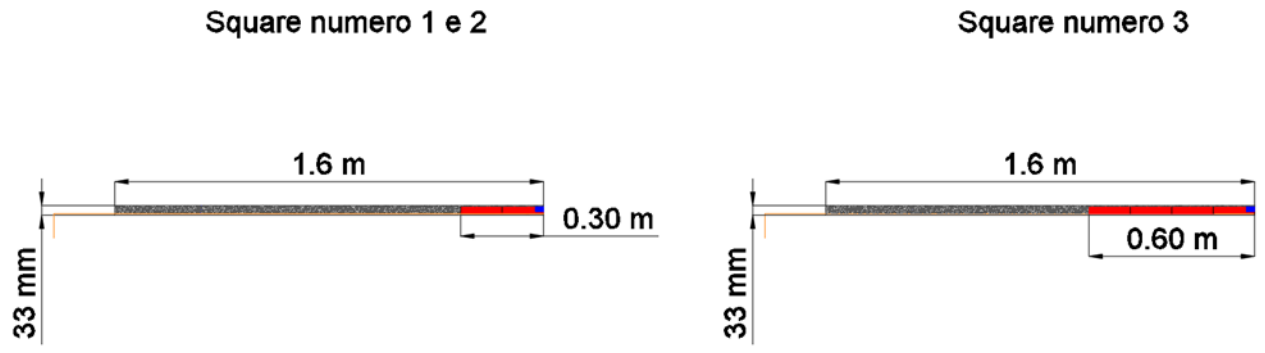


Figura 6.7 - Schema di caricamento primo, secondo e terzo square mine di Cut (il rosso rappresenta le cartucce di dinamite, il giallo le cartucce di emulsione, il blu il detonatore NONEL a fondo foro e in arancione la miccia detonante)

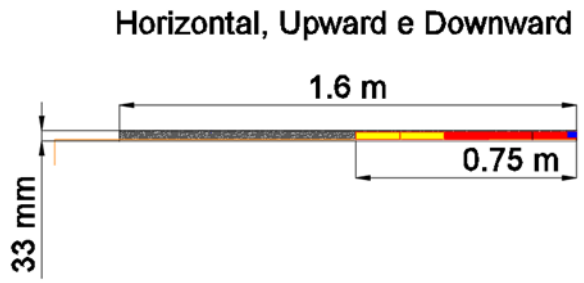


Figura 6.8 - Schema di caricamento mine di Stoping (il rosso rappresenta le cartucce di dinamite, il giallo le cartucce di emulsione, il blu il detonatore NONEL a fondo foro e in arancione la miccia detonante)

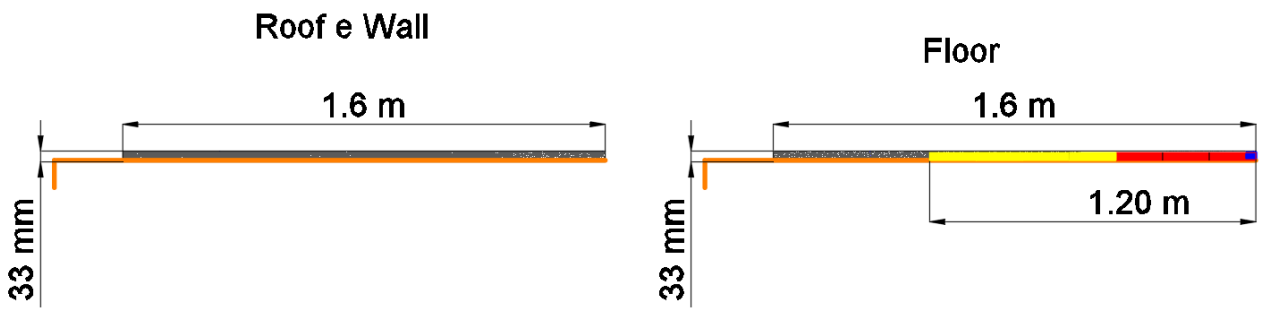


Figura 6.9 - Schema di caricamento mine di Profilo (il rosso rappresenta le cartucce di dinamite, il giallo le cartucce di emulsione, il blu il detonatore NONEL a fondo foro e in arancione la miccia detonante)

In conclusione, a seguito dell'analisi effettuata si deduce che il secondo schema di tiro comporta un vantaggio economico (è impiegato un minor numero di cartucce) e assicura migliore efficienza al sistema, in quanto la dinamite, avendo velocità di detonazione maggiore dell'emulsione, scalza meglio la roccia a fondo foro; si segnala peraltro che l'impiego di due diversi tipi di esplosivo comporta una maggiore attenzione da parte dell'operatore durante il caricamento.

Poiché la geometria di scavo e perforazione è la stessa del caso precedente, come pure la temporizzazione, si fa riferimento a quanto già illustrato (Tabella 6.8 e Figura 6.6).

Per quanto attiene la sequenza delle operazioni svolte per una volata in sotterraneo e i relativi tempi di ciclo, si rimanda allo studio effettuato dal collega Andrea Pasqua nella sua opera [18].

6.2 Realizzazione del deposito esplosivi

Nel seguito si dimensiona il deposito degli esplosivi previsto all'interno della miniera oggetto di studio; in particolare si fa riferimento alla legge nazionale cilena [16]. Dato che nel caso in esame il deposito è situato all'interno di una galleria comunicante con altre gallerie presenti in sotterraneo, il deposito è classificato da norma come sotterraneo. I due parametri necessari al corretto dimensionamento sono riportati in [6.2] e [6.3].

$$10.75\, K = g \cdot X^3 \qquad [6.2]$$

$$S = c\, \sqrt[3]{W} \qquad [6.3]$$

dove:

- K rappresenta i kg equivalenti di dinamite pari al 60%
- g rappresenta la densità del mezzo di separazione in t/m^3
- X rappresenta lo spessore del mezzo che separa la galleria principale dal primo magazzino presente nel deposito
- S rappresenta la distanza di separazione tra il magazzino degli esplosivi e dei detonatori
- W rappresenta la quantità massima, espressa in kg, che il maggiore dei magazzini può contenere, calcolata dividendo o moltiplicando i kg di esplosivo usato per il coefficiente correttivo diretto o indiretto fornito negli allegati (Allegato 26, Allegato 27, Allegato 28)
- c rappresenta una costante il cui valore, nel caso di dimensionamento di deposito in sotterraneo, è 1.5.

Per quanto riguarda il calcolo dei kg equivalenti di dinamite al 60%, si fa riferimento agli allegati (Allegato 26, Allegato 27,Allegato 28, REPÚBLICA DE CHILE MINISTERIO DE DEFENSA NACIONAL Dirección General de Movilización Nacional, LISTADO REFERENCIAL DE EQUIVALENCIAS DE PRODUCTOS EXPLOSIVOS, 5 Gennaio 2012).

Si specifica che il dimensionamento delle distanze tra i vari i magazzini del deposito è stato effettuato nel caso si preveda di effettuare 5 sfondi prima dell'acquisto di nuovo materiale esplosivo.

Di seguito si riportano le Tabella 6.14 - Tabella 6.17 contenenti le quantità di esplosivo necessarie per la realizzazione di 5 sfondi e le distanze minime di sicurezza che intercorrono tra i vari magazzini presenti nel deposito.

Tabella 6.14 - Specifiche geometriche e quantitative detonatori

Detonatori							
Box specifications						Per 5 volate	
Width	Height	Lenght	Weight Box	Weight Unit	Unit per Box	N° Unit	N° Box
[m]	[m]	[m]	[Kg]	[Kg]	[-]	[-]	[-]
0.56	0.26	0.29	19.00	0.10	190	285	2

Tabella 6.15 - Specifiche geometriche e quantitative miccia detonante

Corda detonante

Box specifications						Per 5 volate	
Width	**Height**	**Lenght**	**Weight Box**	**Weight Unit**	**Unit per Box**	**N° Unit**	**N° Box**
[m]	[m]	[m]	[Kg]	[Kg]	[-]	[-]	[-]
0.27	0.27	0.27	5.00	10.00	375	200	1

Tabella 6.16 - Specifiche geometriche e quantitative esplosivi

Esplosivi							
Box specifications						Per 5 volate	
Width	**Height**	**Lenght**	**Weight Box**	**Weight Unit**	**Unit per Box**	**N° Unit**	**N° Box**
[m]	[m]	[m]	[Kg]	[Kg]	[-]	[-]	[-]
0.42	0.19	0.49	25.00	0.11	124	430	4

Tabella 6.17 - Distanze di sicurezza minime

Dimensionamento per 5 volate	**EQUIV DIN60% DIRECT**	**EQUIV DIN60% DIRECT**	**EQUIV DIN60% INDIRECT**
	[Unit/Kg]	**[m/Kg]**	**[-]**
	719.00	196.00	0.79
W equivalente dinamite al 60%	0.53	1.91	35.69
X [m]	1.30		
S [m]	4.94		

Si precisa che in Tabella 6.17 il calcolo relativo a X è effettuato in funzione della W equivalente relativa al magazzino dei detonatori, in quanto risulta il più vicino alla galleria principale; inoltre si evidenzia che il computo relativo alla S viene svolto per la quantità massima di esplosivo equivalente che nel caso oggetto di studio è il magazzino degli esplosivi. Si osserva inoltre che il dimensionamento relativo agli esplosivi si effettua come se venisse impiegata unicamente la dinamite e non l'emulsione, in quanto i risultati così prodotti sono più critici rispetto al problema reale. Di seguito, per maggiore chiarezza, si riporta la planimetria del deposito di materiale esplosivo (Figura 130).

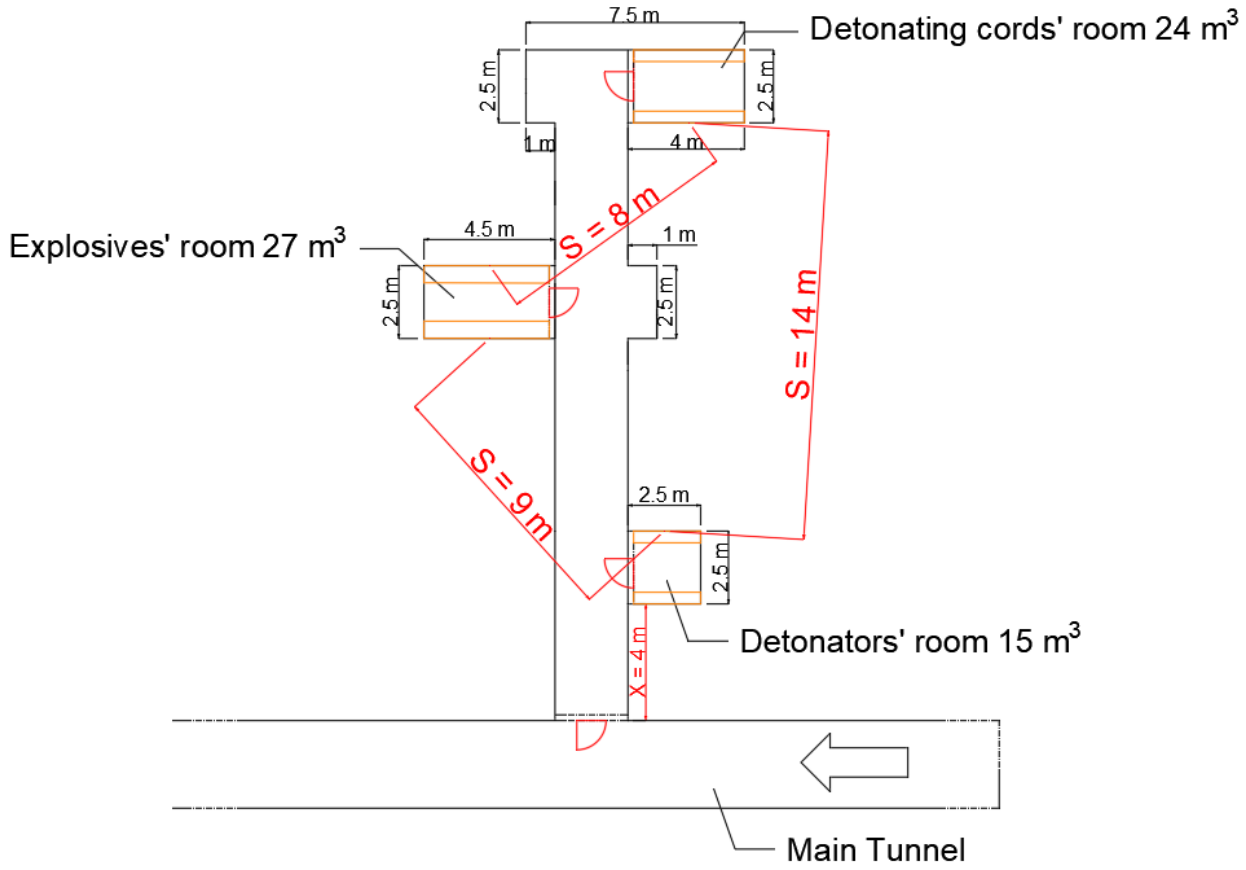


Figura 6.10 - Planimetria deposito materiale esplosivo

In conclusione, come si nota dalla figura 130, le misure relative alle distanze minime di sicurezza sono state cautelativamente aumentate per sopperire a future modifiche progettuali, come diverso tipo di esplosivo, quantitativi maggiori richiesti o variazioni della normativa vigente.

7 CONCLUSIONI

Alla luce dei risultati ottenuti dalle operazioni sopra elencate, è possibile trarre le seguenti conclusioni:

- La natura del sito, caratterizzata in maniera relativamente approssimata (assenza di sondaggi esplorativi) attraverso il PLT e indagini geofisiche, risulta avere una modesta resistenza meccanica confrontata con le relative classificazione geomeccaniche;
- Essendo state effettuate diversi analisi quali: analisi di scivolamento planare del versante insistente sull'area di estrazione, analisi scivolamento tridimensionale del versante insistente sull'area di estrazione, analisi della stabilità cunei di roccia a tetto e parete e definizione altezza minima del Crown Pillar i risultati hanno portato alla luce fattori di sicurezza superiori agli standard minimi ipotizzati;
- Le analisi effettuate attraverso i modelli costruiti ed eseguite su software agli elementi finiti, agli strati limite e al metodo di equilibrio limite, hanno prodotto dei risultati che, sebbene siano del tutto comparabili fra loro, devono essere presi in considerazione in via del tutto cautelativa;
- Lo studio effettuato con il metodo proposto da Oke et Al. Vlachopoulos e Diederichs ha messo in evidenza che i supporti impiegati per limitare gli spostamenti dovuti all'avanzamento non entrano in crisi, in quanto la capacità del supporto scelto risulta essere superiore ai carichi presenti nel caso oggetto di studio;
- Per la realizzazione dell'avanzamento in galleria sono state progettate due piani di tiro con distinto tipo di caricamento, in cui nel primo caso, utilizzando solo un tipo di esplosivo (Emulsione), denota un PF contenuto dovuto alla limitata lunghezza di perforazione, un valore consistente di perforazione specifica imputabile alle operazioni di Smooth Blasting e un consumo specifico di detonatori elevato dovuto alla scelta di impiegare un detonatore/foro. Per quanto concerne il secondo schema di tiro che consta nel caricamento di due esplosivi (dinamite + emulsione) comporta una riduzione relativa dei costi e una migliore efficienza del sistema, in quanto la dinamite, avendo velocità di detonazione maggiore dell'emulsione, scalza meglio la roccia a fondo foro. Si sottolinea che il secondo schema comporta una maggiore attenzione da parte dell'operatore durante la fase di caricamento;
- Infine, per il dimensionamento del deposito di esplosivi, si è fatto riferimento alla normativa vigente in Cile il cui calcolo prende in considerazione la tipologia di esplosivi convertiti in kg dinamite al 60%, la densità del mezzo di contrasto e la zona di edificazione del deposito (sotterraneo o a giorno) restituendo delle distanze limite successivamente incrementate per motivi di sicurezza e di possibili cambiamenti in prospettiva futura.

ALLEGATI

Allegato 1 - Dati tecnici stazione totale TheoDist FTD 05

DATI TECNICI

Telescopio	
Immagine	Diritta
Apertura Obbiettivo (EDM)	45 mm
Ingrandimenti	30x
Campo Visivo	1° 30'
Risoluzione	4"
Distanza Min di Fuoco	1,5 m
Misurazione Distanze	
Laser classificazione	3A
Range di Misurazione	
Reflectorless	1 - 200 m
Reflective tape target RS	1 - 600 m
Prisma Singolo Standard 62 mm	1 - 600 m (Costante Prisma 0)
Precisione	3 mm + 2 ppm
Tempo di Misura (fine/rapid/tracking)	1,5 s / 0,9 s / 0,3 s
Risoluzione minima	1 mm
Distanza unità	ft / m
Misurazione Angoli	
Risoluzione di lettura minima	1" / 5" / 10"
Precisione Angolare	5"
Angolo unità	100% / 360° / 400gon
Compensatore	
Tipo	Liquido
Range	± 3°
Piombo Ottico Laser	
Precisione	± 1 mm / 1,5 m
Laser classificazione	Class 2
Display	
Display	LCD 4 lines, 24 caratteri, tastiera su ogni lato
Alimentazione	
Batterie tipo	7,2 V DC
Durata Batteria	5 h
Caricabatterie	100 V to 240 V
Sensibilità Livelle	
Livella Torica	30" / 2 mm
Livella Sferica	8' / 2 mm
Programmi	
Coordinate / Missing Line / REM / Resection / Off-set / Set Out - Picchettamento / Area	
General specs	
Memoria Interna	50.000 Punti
Peso:	6,0 kg
Temperatura di esercizio	-20°C to +50°C
IP-Class IPX4	IP-Class IPX4
I/O-Port RS-232	I/O-Port RS-232

Allegato 2 - Dati tecnici PRISMA LEICA GPH1

- Costante 0-34mm.
- Mira rimuovibile in metallo gialla e nera.
- Supporto porta prisma in sintetico.
- Prisma Ø 62,5 mm,
- precisione ± 2".
- Attacco a baionetta tipo Leica/Wild.

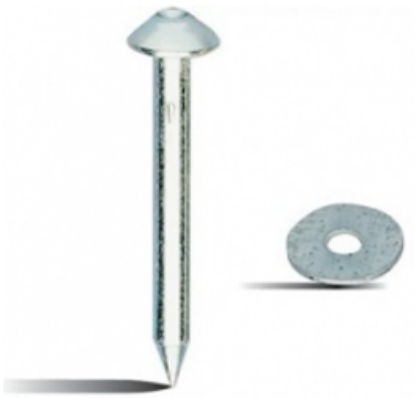
Allegato 3 - Dati tecnici LS15 Digital Levels

	Leica LS15
HEIGHT MEASUREMENT	
Accuracy[1] using standard Invar staff	0.2 mm, 0.3 mm
Accuracy[2] using standard staff	1.0 mm
DISTANCE MEASUREMENT	
Accuracy[3]	15 mm at 30 m
MEASUREMENT RANGE	
Minimum range	1.8 m
Maximum range[4]	110 m
Measurement time	Typically 2.5 sec
AUTOFOCUS	
Working range	1.8 m to infinity
Time to focus	Typically 4 sec
OVERVIEW CAMERA	
Field of view	6° x 4.8° (7.7° diagonal)
Frame rate	Up to 20 frames per second
Focus	3 m to infinity
DIGITAL COMPASS	
Accuracy[6]	3 gon / 2.7°
COMPENSATOR	
Working range	± 9'
Accuracy[6]	0.3''
Magnetic field sensitivity[5]	≤ 1''
INTERFACES	
RS232 / USB	✔
Bluetooth®	✔
Mini USB	✔
DATA STORAGE	
Internal memory	30,000 measurements
USB stick	✔
GENERAL	
Display	3.6' inches, QVGA, colour, touch
Telescope magnification	32 x
Minimum focusing distance	0.6 m
Electronic level bubble	Working range 0.07 gon / 0.063° Accuracy[6] 0.015 gon / 0.013°
Weight (including battery)	3.9 kg
Internal battery / operating time	Exchangeable Lithium-Ion / 10 - 12 h
External power	12.8 V DC (10.5-18 V)
ENVIRONMENTAL SPECIFICATIONS	
Working temperature range	-20 °C to +50 °C
Dust / Water (IEC 60529)	IP55
Humidity	95%, non-condensing

Allegato 4 - Dati tecnici GPS Garmin etrex 20x

Dimensioni	5,4 x 10,3 x 3,3 cm
Peso	141,7 g con batterie
Classificazione di impermeabilità	IPX7
Batteria	2 batterie AA (non incluse); NiMH o al litio consigliate
Tipo di schermo	TFT transflettivo a colori a 65K da 2,2"
Dimensioni schermo, LxA	2,2"
Risoluzione schermo, LxA	240 x 320 pixel
Durata della batteria	Fino a 25 ore
Memoria/cronologia	3,7 GB
Ricevitore GPS ad alta sensibilità	✔
Interfaccia	USB

Allegato 5 – Dati tecnici chiodo topografico



- Acciaio elettro zincato con testa bombata con punto di collimazione
- Lunghezza: 50 mm
- Diametro testa: 16 mm
- Diametro rondella: 30 mm

Allegato 6 - Dati tecnici Stadia GTL4C

- Numero 4 sezioni telescopiche dual face con codice a barre e scala millimetrica
- Lunghezza: 4 m
- Peso: 1.8kg
- Coefficiente di espansione: 24ppm/°C.

Allegato 7 - Tabella con dati estrapolati dal rilievo topografico

Nª	EST	NORD	QUOTA
[-]	[°]	[°]	[m]
0	322774.058	6228898.121	562.82
1	322791.348	6228905.202	568.566
2	322782.9755	6228869.872	566.411

3	322788.5751	6228874.367	568.404
4	322786.2416	6228876.034	567.219
5	322781.3824	6228875.556	565.19
6	322788.8455	6228859.38	568.967
7	322787.0424	6228862.609	568.154
8	322791.5418	6228855.727	569.882
9	322790.0298	6228857.417	569.398
10	322795.2871	6228864.576	572.161
11	322793.7688	6228866.877	571.885
12	322792.9238	6228870.367	571.847
13	322790.6277	6228872.291	569.545
14	322783.7446	6228879.657	565.83
15	322782.5916	6228880.16	565.03
16	322780.7135	6228879.117	564.505
17	322802.1314	6228863.222	575.917
18	322801.4888	6228864.634	575.828
19	322809.1316	6228863.198	578.323
20	322805.646	6228871.175	576.995
21	322804.6555	6228870.677	576.584
22	322803.8741	6228869.917	576.536
23	322802.3596	6228869.406	576.014
24	322800.5911	6228881.971	574.24
25	322798.5543	6228880.878	573.244
26	322798.242	6228879.17	572.933
27	322798.4949	6228876.078	573.262
28	322796.1181	6228878.902	571.73
29	322791.9623	6228881.358	569.277
30	322791.0394	6228878.73	569.063
31	322791.7104	6228886.791	568.831
32	322790.8564	6228884.306	568.551
33	322790.774	6228884.28	568.558
34	322786.4237	6228884.366	566.726
35	322787.3433	6228886.824	567.095
36	322781.9685	6228885.883	555.607
37	322781.4652	6228888.53	564.476
38	322782.5579	6228903.419	565.188
39	322783.0593	6228902.629	565.373
40	322782.1627	6228900.394	564.944
41	322783.2627	6228898.812	565.324
42	322779.7892	6228897.048	564.219
43	322778.0213	6228896.231	563.424
44	322777.389	6228895.909	563.43
45	322778.6931	6228893.984	563.563
46	322779.0816	6228886.932	563.519
47	322779.9027	6228883.159	563.919
48	322788.5365	6228894.392	567.91
49	322792.0273	6228894.139	569.312

50	322794.2403	6228892.415	570.338
51	322797.0573	6228890.659	571.961
52	322799.523	6228890.721	573.254
53	322801.3745	6228890.996	574.136
54	322803.0062	6228890.479	574.846
55	322803.8195	6228893.373	575.049
56	322805.7944	6228894.734	575.852
57	322809.4977	6228893.413	577.708
58	322811.7542	6228891.911	578.997
59	322817.9156	6228887.415	582.443
60	322821.665	6228893.428	584.894
61	322819.9188	6228893.766	583.826
62	322818.2453	6228894.211	582.855
63	322816.2359	6228894.808	581.627
64	322813.1076	6228895.588	579.607
65	322808.5483	6228897.564	577.246
66	322805.2382	6228897.99	575.452
67	322802.56	6228898.892	573.654
68	322800.0392	6228897.903	572.733
69	322796.2283	6228898.80	571.002
70	322793.2295	6228899.104	569.965
71	322791.2168	6228899.635	568.969
72	322789.4594	6228900.116	566.629
73	322786.2669	6228900.218	566.531
74	322824.6797	6228901.522	586.195
75	322821.2337	6228901.912	584.498
76	322817.8353	6228902.311	582.673
77	322814.3359	6228902.866	580.709
78	322811.0355	6228903.202	578.373
79	322807.5542	6228903.604	575.998
80	322803.426	6228903.956	574.029
81	322800.1009	6228904.205	572.225
82	322797.3795	6228904.517	571.153
83	322794.4026	6228905.055	569.908
84	322786.0845	6228903.569	566.445
85	322785.2851	6228903.921	566.161
86	322787.8042	6228904.377	567.165
87	322788.3641	6228904.276	567.383
88	322783.8844	6228906.956	565.581
89	322781.1038	6228905.652	564.517
90	322778.2123	6228903.976	563.548
91	322775.4152	6228903.106	562.807
92	322773.9478	6228900.417	562.97
93	322776.4509	6228900.403	563.658
94	322778.8187	6228901.782	563.736
95	322795.0094	6228911.016	569.759
96	322796.5595	6228909.444	570.784

97	322798.0951	6228910.355	571.587
98	322801.0564	6228915.878	572.721
99	322804.5621	6228914.474	574.519
100	322806.9211	6228915.17	575.398
101	322810.3082	6228916.431	576.683
102	322806.9211	6228918.505	574.875
103	322812.1979	6228917.198	577.292
104	322809.6609	6228920.664	575.945
105	322814.1324	6228918.214	577.825
106	322813.4171	6228925.512	576.361
107	322760.654	6228876.465	558.067
108	322774.058	6228898.121	562.85
109	322773.0506	6228895.315	561.83
110	322771.7374	6228896.658	564.047
111	322770.313	6228897.165	561.276
112	322769.5851	6228894.69	560.084
113	322771.1457	6228894.192	560.274
114	322772.9679	6228893.427	560.166
115	322773.8822	6228890.752	558.624
116	322775.5189	6228890.907	562.525
117	322775.5429	6228889.255	562.483
118	322771.551	6228886.896	558.601
119	322770.2979	6228888.533	556.553
120	322768.7063	6228890.122	557.390
121	322768.1005	6228890.819	558.737
122	322768.4485	6228892.566	558.633
123	322768.1907	6228892.583	558.753
124	322765.8157	6228890.527	561.342
125	322766.6605	6228893.31	557.915
126	322770.6657	6228893.402	558.448
127	322770.8217	6228893.179	558.857
128	322771.3438	6228892.709	558.857
129	322771.5244	6228892.872	557.795
130	322772.3997	6228892.456	557.531
131	322774.0435	6228893.844	562.036
132	322771.4458	6228894.124	557.371
133	322768.9796	6228894.667	558.322
134	322765.3468	6228886.413	558.234
135	322766.3698	6228884.839	557.488
136	322767.5758	6228884.288	557.524
137	322769.7809	6228883.441	559.227
138	322764.5152	6228881.808	557.342
139	322763.4693	6228883.189	557.288
140	322762.9826	6228884.015	557.716
141	322764.515	6228880.046	558.745
142	322758.9111	6228881.366	557.174
143	322759.6195	6228880.593	556.908

144	322760.6288	6228878.682	557.128
145	322757.6686	6228877.069	556.789
146	322756.5972	6228879.487	556.799
147	322755.7102	6228880.482	557.476
148	322757.5932	6228875.517	557.199
149	322756.833	6228874.349	557.104
150	322755.1733	6228874.282	557.031
151	322753.8551	6228875.426	556.441
152	322753.0534	6228877.593	556.394
153	322759.566	6228912.594	560.932
154	322774.058	6228898.12	562.850
155	322770.971	6228896.411	561.810
156	322766.7555	6228897.849	563.196
157	322766.6393	6228895.956	562.968
158	322763.6923	6228891.344	562.208
159	322762.7771	6228896.092	562.356
160	322755.357	6228897.013	556.652
161	322750.0609	6228891.116	557.415
162	322748.9421	6228897.781	556.935
163	322747.5167	6228904.352	559.242
164	322745.2403	6228908.6	559.770
165	322750.5774	6228912.005	560.154
166	322752.5807	6228913.901	560.826
167	322764.8414	6228911.366	560.984
168	322765.3154	6228908.877	560.325
169	322766.325	6228905.862	559.313
170	322767.347	6228905.697	558.913
171	322771.6879	6228910.008	560.113
172	322776.4446	6228909.030	561.998
173	322778.2483	6228913.389	560.459
174	322775.0788	6228913.287	560.556
175	322769.0762	6228912.546	559.654
176	322781.5885	6228918.896	561.871
177	322777.1591	6228920.002	561.479
178	322772.217	6228917.746	560.568
179	322768.0211	6228919.352	562.242
180	322762.1077	6228916.671	561.511
181	322783.2615	6228925.659	564.284
182	322779.2556	6228923.911	563.164
183	322776.7147	6228922.636	561.903
184	322774.2384	6228922.523	562.597
185	322778.0627	6228927.487	562.641
186	322769.934	6228924.914	562.918
187	322770.7858	6228929.458	563.565
188	322776.8582	6228931.489	563.377
189	322777.4627	6228930.520	562.848
190	322765.7582	6228932.488	563.819

191	322760.1673	6228932.352	563.273
192	322775.8417	6228934.405	564.174
193	322764.0097	6228927.122	563.148
194	322757.6293	6228924.408	562.366
195	322757.9493	6228921.81	562.065
196	322762.1768	6228922.286	560.921
197	322762.6812	6228944.147	564.289
198	322768.286	6228939.427	564.356
199	322759.5943	6228937.357	563.244
200	322756.6124	6228941.498	563.622
201	322756.2195	6228936.702	563.051
202	322749.6792	6228930.324	561.796
203	322750.2709	6228929.704	561.614
204	322753.2893	6228927.413	561.889
205	322753.3171	6228926.200	561.965
206	322748.9054	6228918.867	561.172
207	322743.919	6228922.217	560.591
208	322738.6134	6228925.237	560.145
209	322738.7693	6228919.649	560.369
210	322726.1997	6228906.851	559.434
211	322809.3439	6228989.176	560.114
212	322812.9394	6228984.307	558.851
213	322762.4912	6228826.301	561.982

Allegato 8 - Confronto con altri autori Viña

Allegato 9 - Confronto con altri autori Trinchera

	Viña																					
	D'Andrea	Deere and Miller	Broch and Franklin	Beniawsky	Hassani	Read	Singh	Forster	Gundallus and kulhawy	Vallejo	Cargill and shakoor	Tsidzi	Gosh and Srivastava	Grasso	Ulusay	Chau and Wong	Smith	Kahraman	Quane and russel	Tsiambaos and sabatakis	Palchik and hatzor	fener
	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]
	26.40	43.26	15.84	15.18	19.14	13.20	-2.89	9.57	61.89	7.92	28.18	13.20	10.56	20.26	25.24	8.25	9.44	15.06	5.41	3.59	8.58	45.31
	30.12	48.30	21.68	20.78	26.20	18.07	1.11	13.10	65.91	10.84	33.78	18.07	14.45	24.23	29.86	11.29	12.92	17.11	8.25	6.14	11.74	47.52
	30.93	49.39	22.94	21.99	27.72	19.12	2.59	13.86	66.77	11.47	34.99	19.12	15.29	25.02	30.86	11.95	13.67	17.55	8.93	6.76	12.43	48.00
	31.86	50.65	24.40	23.38	29.48	20.33	4.70	14.74	67.78	12.20	36.38	20.33	16.27	25.91	32.02	12.71	14.54	18.06	9.73	7.51	13.22	48.55
	32.09	50.96	24.77	23.74	29.93	20.64	2.82	14.96	68.03	12.38	36.74	20.64	16.51	26.14	32.31	12.90	14.76	18.19	9.94	7.70	13.42	48.69
	32.98	52.16	26.16	25.07	31.61	21.80	1.74	15.80	68.98	13.08	38.07	21.80	17.44	26.96	33.41	13.62	15.59	18.68	10.74	8.46	14.17	49.77
	33.50	52.87	26.98	25.86	32.61	22.49	3.13	16.30	69.55	13.49	38.86	22.49	17.99	27.44	34.06	14.05	16.08	18.97	11.23	8.92	14.62	49.53
	36.18	56.50	31.19	29.89	37.69	25.99	5.73	18.84	72.44	15.60	42.89	25.99	20.79	29.81	37.39	16.24	18.58	20.44	13.86	11.43	16.89	51.12
	38.38	59.47	34.64	33.19	41.85	28.86	10.89	20.93	74.81	17.32	46.19	28.86	23.09	31.64	40.12	18.04	20.64	21.65	16.19	13.67	18.76	52.42
	38.87	60.14	35.41	33.93	42.79	29.51	6.94	21.39	75.34	17.70	46.93	29.51	23.61	32.04	40.73	18.44	21.10	21.92	16.74	14.20	19.18	52.72
	45.26	68.78	45.43	43.53	54.89	37.86	13.66	27.45	82.23	22.71	56.53	37.86	30.29	36.93	48.66	23.66	27.07	25.43	24.52	21.74	24.61	56.51
	47.26	71.49	48.56	46.54	58.68	40.47	13.48	29.34	84.39	24.28	59.54	40.47	32.38	38.36	51.15	25.29	28.94	26.53	27.24	24.36	26.30	57.69
	49.39	74.37	51.91	49.74	62.72	43.26	15.39	31.36	86.69	25.95	62.74	43.26	34.60	39.85	53.79	27.03	30.93	27.70	30.27	27.30	28.12	58.96
	53.43	79.83	58.24	55.81	70.37	48.53	24.15	35.19	91.04	29.12	68.81	48.53	38.83	42.55	58.81	30.33	34.70	29.92	36.44	33.24	31.55	61.35
	53.69	80.19	58.66	56.21	70.88	48.88	20.89	35.44	91.33	29.33	69.21	48.88	39.10	42.72	59.14	30.55	34.95	30.06	36.87	33.65	31.77	61.51
	55.88	83.15	62.09	59.50	75.02	51.74	27.83	37.51	93.69	31.04	72.50	51.74	41.39	44.13	61.85	32.34	36.99	31.27	40.45	37.09	33.63	62.81
	58.99	87.36	66.97	64.18	80.92	55.81	30.16	40.46	97.04	33.49	77.18	55.81	44.65	46.07	65.72	34.88	39.90	32.98	45.82	42.21	36.28	64.66
	63.59	93.58	74.17	71.08	89.63	61.81	29.83	44.81	102.00	37.09	84.08	61.81	49.45	48.84	71.42	38.63	44.20	35.50	54.33	50.27	40.18	67.38
	78.09	113.20	96.93	92.89	117.12	80.78	47.06	58.56	117.64	48.47	105.89	80.78	64.62	56.88	89.44	50.48	57.75	43.48	85.78	79.44	52.50	75.99
	86.88	125.09	110.72	106.10	133.78	92.26	55.37	66.89	127.12	55.36	119.10	92.26	73.81	61.36	100.35	57.67	65.97	48.31	108.21	99.72	59.97	81.21
m δuc(50)	43.89	66.93	43.28	41.48	52.30	35.07	13.37	26.15	80.76	21.64	54.48	36.07	28.86	35.28	46.97	22.54	25.79	24.68	24.58	21.78	23.44	55.70

	Trinchera																					
	D'Andrea	Deere and Miller	Broch and Franklin	Beniawsky	Hassani	Read	Singh	Forster	Gundallus and kulhawy	Vallejo	Cargill and shakoor	Tsidzi	Gosh and Srivastava	Grasso	Ulusay	Chau and Wong	Smith	Kahraman	Quane and russel	Tsiambaos and sabatakis	Palchik and hatzor	fener
	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]
	24.72	40.99	13.21	12.66	15.96	11.01	-5.43	7.98	60.08	6.60	25.66	11.01	8.81	18.26	23.16	6.88	7.87	14.14	4.28	2.63	7.15	44.32
	25.91	42.60	15.08	14.45	18.22	12.56	-1.99	9.11	61.36	7.54	27.45	12.56	10.05	19.69	24.63	7.85	8.98	14.79	5.07	3.30	8.17	45.02
	36.78	57.30	32.12	30.78	38.81	26.76	10.25	19.40	73.08	16.06	43.78	26.76	21.41	30.31	38.13	16.73	19.14	20.76	14.47	12.01	17.40	51.47
	37.09	57.73	32.62	31.26	39.42	27.18	8.88	19.71	73.43	16.31	44.26	27.18	21.75	30.58	38.52	16.99	19.44	20.94	14.81	12.34	17.67	51.66
	37.94	58.88	33.95	32.54	41.02	28.29	8.01	20.51	74.34	16.97	45.54	28.29	22.63	31.28	39.58	17.68	20.23	21.41	15.72	13.21	18.39	52.16
	40.40	62.21	37.81	36.23	45.68	31.50	11.52	22.84	76.99	18.90	49.23	31.50	25.20	33.26	42.63	19.69	22.53	22.76	18.48	15.88	20.48	53.62
	43.63	66.58	42.88	41.09	51.81	35.73	17.46	25.91	80.48	21.44	54.09	35.73	28.59	35.73	46.65	22.33	25.55	24.54	22.41	19.69	23.23	55.54
	45.31	68.84	45.50	43.60	54.98	37.92	19.59	27.49	82.28	22.75	56.60	37.92	30.33	36.96	48.72	23.70	27.11	25.45	24.58	21.79	24.65	56.53
	45.54	69.16	45.87	43.96	55.42	38.22	18.06	27.71	82.53	22.93	56.96	38.22	30.58	37.13	49.01	23.89	27.33	25.58	24.90	22.10	24.85	56.67
	51.64	77.41	55.44	53.13	66.99	46.20	23.78	33.49	89.11	27.72	66.13	46.20	36.96	41.37	56.59	28.87	33.03	28.94	33.65	30.55	30.03	60.29
	57.21	84.95	64.18	61.50	77.55	53.48	32.51	38.77	95.12	32.09	74.50	53.48	42.79	44.97	63.51	33.43	38.24	32.00	42.71	39.25	34.76	63.60
	69.84	102.04	83.99	80.49	101.49	69.99	43.19	50.74	108.74	41.99	93.49	69.99	55.99	52.42	79.19	43.74	50.04	38.94	67.04	62.17	45.49	71.10
	98.58	140.93	129.07	123.69	155.96	107.56	85.65	77.98	139.74	64.54	136.69	107.56	86.05	66.97	114.88	67.23	76.91	54.74	142.03	129.62	69.91	88.15
m δuc(50)	43.95	67.01	43.37	41.57	52.41	36.14	16.67	26.20	80.82	21.69	54.57	36.14	28.91	35.73	47.04	22.59	25.84	24.71	23.53	20.76	23.49	55.73

Allegato 10 - Confronto con altri autori Punto di estrazione

	Punto de extraction																					
	D'Andrea	Deere and Miller	Broch and Franklin	Beniawsky	Hassani	Read	Singh	Forster	Gundallus and kulhawy	Vallejo	Cargill and shakoor	Tsidzi	Gosh and Srivastava	Grasso	Ulusay	Chau and Wong	Smith	Kahraman	Quane and russel	Tsiambaos and sabatakis	Palchik and hatzor	fener
	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]	δuc [Mpa]
	19.25	33.59	4.62	4.43	5.58	3.85	-10.04	2.79	54.18	2.31	17.43	3.85	3.08	10.04	16.36	2.41	2.75	11.13	1.23	0.44	2.50	41.07
	22.99	38.65	10.49	10.06	12.68	8.75	-5.91	6.34	58.21	5.25	23.06	8.75	7.00	16.02	21.01	5.47	6.25	13.19	3.21	1.77	5.68	43.29
	23.53	39.38	11.34	10.87	13.70	9.45	-6.29	6.85	58.80	5.67	23.87	9.45	7.56	16.74	21.68	5.91	6.76	13.48	3.53	2.03	6.14	43.61
	24.13	40.19	12.28	11.77	14.84	10.24	-5.59	7.42	59.44	6.14	24.77	10.24	8.19	17.52	22.42	6.40	7.32	13.81	3.90	2.32	6.65	43.97
	24.45	40.62	12.78	12.25	15.45	10.65	-4.05	7.72	59.79	6.39	25.25	10.65	8.52	17.93	22.82	6.66	7.62	13.99	4.10	2.49	6.92	44.16
	36.10	56.39	31.06	29.77	37.53	25.88	6.47	18.77	72.35	15.53	42.77	25.88	20.71	29.73	37.29	16.18	18.51	20.39	13.78	11.35	16.82	51.07
	37.94	58.87	33.94	32.52	41.01	28.28	7.82	20.50	74.33	16.97	45.52	28.28	22.63	31.28	39.57	17.68	20.22	21.40	15.71	13.20	18.38	52.16
	38.59	59.76	34.97	33.51	42.26	29.14	8.00	21.13	75.04	17.48	46.51	29.14	23.31	31.81	40.38	18.21	20.84	21.76	16.43	13.90	18.94	52.55
	44.95	68.36	44.94	43.07	54.30	37.45	15.82	27.15	81.89	22.47	56.07	37.45	29.96	36.70	48.28	23.41	26.78	25.26	24.11	21.34	24.34	56.32
	52.12	78.06	56.19	53.85	67.89	46.82	21.45	33.95	89.63	28.09	66.85	46.82	37.46	41.69	57.18	29.26	33.48	29.20	34.38	31.26	30.44	60.58
	68.06	99.63	81.20	77.81	98.11	67.66	42.78	49.06	106.82	40.60	90.81	67.66	54.13	51.42	76.98	42.29	48.38	37.96	63.30	58.68	43.98	70.04
	71.06	103.69	85.90	82.32	103.80	71.58	39.99	51.90	110.06	42.95	95.32	71.58	57.27	53.10	80.70	44.74	51.18	39.61	69.67	64.61	46.53	71.82
	78.73	114.07	97.94	93.86	118.34	81.61	48.53	59.17	118.33	48.97	106.86	81.61	65.29	57.22	90.23	51.01	58.35	43.83	87.33	80.85	53.05	76.37
	114.28	162.17	153.70	147.30	185.72	128.08	78.03	92.86	156.67	76.85	160.30	128.08	102.47	73.98	134.38	80.05	91.58	63.37	194.50	174.73	83.25	97.47
m δuc(50)	42.09	64.50	40.46	38.77	48.89	33.72	12.64	24.44	78.82	20.23	51.77	33.72	26.97	32.79	44.73	21.07	24.11	23.69	24.89	22.12	21.92	54.63

GEOHAMMER®

SPECIFICHE TECNICHE

PRESTAZIONI

RANGE DI MISURA	10-200 N/mm²
ENERGIA IMPATTO	0,735 Nm
LIMITE UTILIZZO	Spessore > 60mm

FISICHE

DIMENSIONI	(A)300 x (B)70 x (C)70 mm
PESO	1,3 Kg

MECCANICHE

CORPO ESTERNO	Alluminio lega 6060 - 11S
ORGANI INTERNI D'IMPATTO	Acciaio al carbonio
TRATTAMENTO TERMICO	Carbo nitrurazione chimica NIT-OX
ORGANI DI SCORRIMENTO	Acciaio INOX 303
IMPUGNATURA	Nylon caricato vetro

Allegato 12 - Data sheet sismografo ES-3000 GEOMETRICS

Specifications:

Configurations: 8 or 12 channels in weatherproof field-deployable seismodule. ES-3000 is operated from Windows™ 98/NT4/ME/ 2000/XP based laptop[1]. System includes ES-3000 Operating Software (ESOS) with optional software for blast or vibration measurements and earthquake monitoring.

A/D Conversion: 24-bit result using Crystal Semiconductor sigma-delta converters and Geometrics proprietary over-sampling.

Dynamic Range: 144 dB (system); 110 dB (instantaneous, measured) at 2 ms, 24 dB.

Distortion: 0.005% @ 2 ms, 1.75 to 208 Hz.

Bandwidth: 1.75 Hz to 8 kHz.

Common Mode Rejection: >100dB at ≤ 100 Hz, 36 dB.

Crosstalk: -125 dB at 23.5 Hz, 24 dB, 2 ms.

Noise Floor: 0.20 uV, RFI at 2 ms, 36 dB, 1.75 to 208 Hz.

Stacking Trigger Accuracy: 1/32 of selected sample interval.

Maximum Input Signal: 177 mV P-P, 24 dB.

Input Impedance: 20 kOhm, 0.02 uf.

Preamplifier Gains: 24 or 36 dB, software-selectable.

Anti-alias Filters: down 3 dB at 83% of Nyquist frequency; down 90 dB or more ≥ Nyquist frequency.

Acquisition and Display (Butterworth) Filters:
Low Cut: OUT, 10, 15, 25, 35, 50, 70, 100, 140, 200, 280, 400 Hz, 24 or 48 dB/octave.
Notch: OUT, 50, 60, 150, 180 Hz, with the 50 dB rejection bandwidth 2% of center frequency.
High Cut: OUT, 32, 64, 125, 250, 500, 1000 Hz, 24 or 48 dB/octave.
Display filter values are user-selectable with 24 or 48 dB/octave slopes.

Sample Interval: 0.0625, 0.125, 0.25, 0.5, 1.0, 2.0 ms.

Record Length: 4,096 samples.

Pre-trigger Data: Up to full record length.

Trigger Delay: 0 to 9,999 ms in 1 sample interval steps.

Data Transmission: Uses Ethernet data transmission standard over CAT5 copper wire.

Auxiliary Channels: All channels may be programmed as either AUX or DATA.

Line Testing: Real-time noise monitor displays current output from geophones.

Data Format: SEG-2 standard.

System Software: Basic operating software (ESOS) includes full complement of acquisition, filtering, display, and storage features. Other options available for blast and vibration measurements and earthquake monitoring.

Bundled Applications Software:
- SIPQC refraction analysis software (delay time method) from Rimrock Geophysics
- SeisImager/2D Lite refraction modeling and analysis software (time-term least squares, delay time, and tomographic inversion methods) from OYO.

SIPQC and SeisImager/2D Lite are configured for in-field analysis and require connection to ES-3000 seismodule, and a mouse for SeisImager/2D Lite, to operate. Standalone versions available; please contact the factory with your requirements.

Data Storage: Stores data in SEG-2 format on laptop PC media.

Plotters: Drives Windows™-compatible printers.

Triggering: Positive, negative, or contact closure, software adjustable threshold.

Power: Requires 12V external battery.

Environmental: -30 to 70 degrees C. Waterproof and submersible.

Physical: 10" x 12" x 7" high (25.4 cm x 30.5 cm x 17.75 cm high). Weighs 8 lb (3.6 kg). Single waterproof Bendix 61-pin connector for geophone input.

Operating System: Windows™ 98/NT4/ME/2000/XP.

1- **Most laptop PCs are NOT field devices.** They are easily damaged by harsh treatment or exposure to extreme environments and have a short battery life. Consider a ruggedized laptop PC designed for outdoor use for surveys where reliability is important. Please contact the factory with your requirements.

~\ES3000v1.doc 032003

Allegato 13 - Parametri di calcolo per il Q-System (continua)

DESCRIPTION	VALUE	NOTES
1. ROCK QUALITY DESIGNATION	*RQD*	
A. Very poor	0 - 25	1. Where *RQD* is reported or measured as ≤ 10 (including 0), a nominal value of 10 is used to evaluate *Q*.
B. Poor	25 - 50	
C. Fair	50 - 75	
D. Good	75 - 90	2. *RQD* intervals of 5, i.e. 100, 95, 90 etc. are sufficiently accurate.
E. Excellent	90 - 100	
2. JOINT SET NUMBER	J_n	
A. Massive, no or few joints	0.5 - 1.0	
B. One joint set	2	
C. One joint set plus random	3	
D. Two joint sets	4	
E. Two joint sets plus random	6	
F. Three joint sets	9	1. For intersections use $(3.0 \times J_n)$
G. Three joint sets plus random	12	
H. Four or more joint sets, random, heavily jointed, 'sugar cube', etc.	15	2. For portals use $(2.0 \times J_n)$
J. Crushed rock, earthlike	20	
3. JOINT ROUGHNESS NUMBER	J_r	
a. Rock wall contact		
b. Rock wall contact before 10 cm shear		
A. Discontinuous joints	4	
B. Rough and irregular, undulating	3	
C. Smooth undulating	2	
D. Slickensided undulating	1.5	1. Add 1.0 if the mean spacing of the relevant joint set is greater than 3 m.
E. Rough or irregular, planar	1.5	
F. Smooth, planar	1.0	
G. Slickensided, planar	0.5	2. J_r = 0.5 can be used for planar, slickensided joints having lineations, provided that the lineations are oriented for minimum strength.
c. No rock wall contact when sheared		
H. Zones containing clay minerals thick enough to prevent rock wall contact	1.0 (nominal)	
J. Sandy, gravely or crushed zone thick enough to prevent rock wall contact	1.0 (nominal)	
4. JOINT ALTERATION NUMBER	J_a	ϕr degrees (approx.)
a. Rock wall contact		
A. Tightly healed, hard, non-softening, impermeable filling	0.75	1. Values of ϕr, the residual friction angle, are intended as an approximate guide to the mineralogical properties of the alteration products, if present.
B. Unaltered joint walls, surface staining only	1.0	25 - 35
C. Slightly altered joint walls, non-softening mineral coatings, sandy particles, clay-free disintegrated rock, etc.	2.0	25 - 30
D. Silty-, or sandy-clay coatings, small clay-fraction (non-softening)	3.0	20 - 25
E. Softening or low-friction clay mineral coatings, i.e. kaolinite, mica. Also chlorite, talc, gypsum and graphite etc., and small quantities of swelling clays. (Discontinuous coatings, 1 - 2 mm or less)	4.0	8 - 16

Allegato 14 - Parametri di calcolo per il Q-System (continua)

DESCRIPTION	VALUE	NOTES	
4. JOINT ALTERATION NUMBER	J_a	ϕr degrees (approx.)	
b. Rock wall contact before 10 cm shear			
F. Sandy particles, clay-free, disintegrating rock etc.	4.0	25 - 30	
G. Strongly over-consolidated, non-softening clay mineral fillings (continuous < 5 mm thick)	6.0	16 - 24	
H. Medium or low over-consolidation, softening clay mineral fillings (continuous < 5 mm thick)	8.0	12 - 16	
J. Swelling clay fillings, i.e. montmorillonite, (continuous < 5 mm thick). Values of J_a depend on percent of swelling clay-size particles, and access to water.	8.0 - 12.0	6 - 12	
c. No rock wall contact when sheared			
K. Zones or bands of disintegrated or crushed	6.0		
L. rock and clay (see G, H and J for clay	8.0		
M. conditions)	8.0 - 12.0	6 - 24	
N. Zones or bands of silty- or sandy-clay, small clay fraction, non-softening	5.0		
O. Thick continuous zones or bands of clay	10.0 - 13.0		
P. & R. (see G,H and J for clay conditions)	6.0 - 24.0		
5. JOINT WATER REDUCTION	J_w	approx. water pressure (kgf/cm^2)	
A. Dry excavation or minor inflow i.e. < 5 l/m locally	1.0	< 1.0	
B. Medium inflow or pressure, occasional outwash of joint fillings	0.66	1.0 - 2.5	
C. Large inflow or high pressure in competent rock with unfilled joints	0.5	2.5 - 10.0	1. Factors C to F are crude estimates; increase J_w if drainage installed.
D. Large inflow or high pressure	0.33	2.5 - 10.0	
E. Exceptionally high inflow or pressure at blasting, decaying with time	0.2 - 0.1	> 10	2. Special problems caused by ice formation are not considered.
F. Exceptionally high inflow or pressure	0.1 - 0.05	> 10	
6. STRESS REDUCTION FACTOR		*SRF*	
a. Weakness zones intersecting excavation, which may cause loosening of rock mass when tunnel is excavated			
A. Multiple occurrences of weakness zones containing clay or chemically disintegrated rock, very loose surrounding rock any depth)		10.0	1. Reduce these values of *SRF* by 25 - 50% but only if the relevant shear zones influence do not intersect the excavation
B. Single weakness zones containing clay, or chemically dis-tegrated rock (excavation depth < 50 m)		5.0	
C. Single weakness zones containing clay, or chemically dis-tegrated rock (excavation depth > 50 m)		2.5	
D. Multiple shear zones in competent rock (clay free), loose surrounding rock (any depth)		7.5	
E. Single shear zone in competent rock (clay free). (depth of excavation < 50 m)		5.0	
F. Single shear zone in competent rock (clay free). (depth of excavation > 50 m)		2.5	
G. Loose open joints, heavily jointed or 'sugar cube', (any depth)		5.0	

Allegato 15 - Parametri di calcolo per il Q-System

DESCRIPTION	VALUE			NOTES
6. STRESS REDUCTION FACTOR			*SRF*	
b. Competent rock, rock stress problems				
	σ_c/σ_1	σ_t/σ_1		2. For strongly anisotropic virgin stress field
H. Low stress, near surface	> 200	> 13	2.5	(if measured): when $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reduce σ_c
J. Medium stress	200 - 10	13 - 0.66	1.0	to $0.8\sigma_c$ and σ_t to $0.8\sigma_t$. When σ_1/σ_3 > 10,
K. High stress, very tight structure	10 - 5	0.66 - 0.33	0.5 - 2	reduce σ_c and σ_t to $0.6\sigma_c$ and $0.6\sigma_t$, where
(usually favourable to stability, may				σ_c = unconfined compressive strength, and
be unfavourable to wall stability)				σ_t = tensile strength (point load) and σ_1 and
L. Mild rockburst (massive rock)	5 - 2.5	0.33 - 0.16	5 - 10	σ_3 are the major and minor principal stresses.
M. Heavy rockburst (massive rock)	< 2.5	< 0.16	10 - 20	3. Few case records available where depth of
c. Squeezing rock, plastic flow of incompetent rock				crown below surface is less than span width.
under influence of high rock pressure				Suggest *SRF* increase from 2.5 to 5 for such
N. Mild squeezing rock pressure			5 - 10	cases (see H).
O. Heavy squeezing rock pressure			10 - 20	
d. Swelling rock, chemical swelling activity depending on presence of water				
P. Mild swelling rock pressure			5 - 10	
R. Heavy swelling rock pressure			10 - 15	

ADDITIONAL NOTES ON THE USE OF THESE TABLES

When making estimates of the rock mass Quality (*Q*), the following guidelines should be followed in addition to the notes listed in the tables:

1. When borehole core is unavailable, *RQD* can be estimated from the number of joints per unit volume, in which the number of joints per metre for each joint set are added. A simple relationship can be used to convert this number to *RQD* for the case of clay free rock masses: $RQD = 115 - 3.3\ J_v$ (approx.), where J_v = total number of joints per m^3 ($0 < RQD < 100$ for $35 > J_v > 4.5$).
2. The parameter J_n representing the number of joint sets will often be affected by foliation, schistosity, slaty cleavage or bedding etc. If strongly developed, these parallel 'joints' should obviously be counted as a complete joint set. However, if there are few 'joints' visible, or if only occasional breaks in the core are due to these features, then it will be more appropriate to count them as 'random' joints when evaluating J_n.
3. The parameters J_r and J_a (representing shear strength) should be relevant to the weakest significant joint set or clay filled discontinuity in the given zone. However, if the joint set or discontinuity with the minimum value of J_r/J_a is favourably oriented for stability, then a second, less favourably oriented joint set or discontinuity may sometimes be more significant, and its higher value of J_r/J_a should be used when evaluating *Q*. The value of J_r/J_a should in fact relate to the surface most likely to allow failure to initiate.
4. When a rock mass contains clay, the factor *SRF* appropriate to loosening loads should be evaluated. In such cases the strength of the intact rock is of little interest. However, when jointing is minimal and clay is completely absent, the strength of the intact rock may become the weakest link, and the stability will then depend on the ratio rock-stress/rock-strength. A strongly anisotropic stress field is unfavourable for stability and is roughly accounted for as in note 2 in the table for stress reduction factor evaluation.
5. The compressive and tensile strengths (σ_c and σ_t) of the intact rock should be evaluated in the saturated condition if this is appropriate to the present and future in situ conditions. A very conservative estimate of the strength should be made for those rocks that deteriorate when exposed to moist or saturated conditions.

Allegato 16 - Parametro per il calcolo del Rock Mass Rating

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 discontinuities		> 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	Ground water	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).

Allegato 17 - Spostamenti normalizzati rispetto al fronte di scavo, CCM soluzione di VeD per il caso non supportato (Reducing Pressure)

NO SUPPORTS					
X*<0			X*>0		
X	X*	u*	X	X*	u*
[m]	[-]	[-]	[m]	[-]	[-]
-20	-12.50	1.03E-06	0	0.00	2.76E-01
-19.5	-12.19	1.41E-06	0.5	0.31	5.03E-01
-19	-11.88	1.92E-06	1	0.63	6.58E-01
-18.5	-11.56	2.63E-06	1.5	0.94	7.65E-01
-18	-11.25	3.59E-06	2	1.25	8.39E-01
-17.5	-10.94	4.91E-06	2.5	1.56	8.89E-01
-17	-10.63	6.72E-06	3	1.88	9.24E-01
-16.5	-10.31	9.18E-06	3.5	2.19	9.48E-01
-16	-10.00	1.25E-05	4	2.50	9.64E-01
-15.5	-9.69	1.71E-05	4.5	2.81	9.75E-01
-15	-9.38	2.34E-05	5	3.13	9.83E-01
-14.5	-9.06	3.20E-05	5.5	3.44	9.88E-01
-14	-8.75	4.38E-05	6	3.75	9.92E-01
-13.5	-8.44	5.99E-05	6.5	4.06	9.94E-01
-13	-8.13	8.18E-05	7	4.38	9.96E-01
-12.5	-7.81	1.12E-04	7.5	4.69	9.97E-01
-12	-7.50	1.53E-04	8	5.00	9.98E-01
-11.5	-7.19	2.09E-04	8.5	5.31	9.99E-01
-11	-6.88	2.86E-04	9	5.63	9.99E-01
-10.5	-6.56	3.90E-04	9.5	5.94	9.99E-01
-10	-6.25	5.33E-04	10	6.25	1.00E+00
-9.5	-5.94	7.29E-04	10.5	6.56	1.00E+00
-9	-5.63	9.97E-04	11	6.88	1.00E+00
-8.5	-5.31	1.36E-03	11.5	7.19	1.00E+00
-8	-5.00	1.86E-03	12	7.50	1.00E+00
-7.5	-4.69	2.55E-03	12.5	7.81	1.00E+00
-7	-4.38	3.48E-03	13	8.13	1.00E+00
-6.5	-4.06	4.75E-03	13.5	8.44	1.00E+00
-6	-3.75	6.50E-03	14	8.75	1.00E+00
-5.5	-3.44	8.88E-03	14.5	9.06	1.00E+00
-5	-3.13	1.21E-02	15	9.38	1.00E+00
-4.5	-2.81	1.66E-02	15.5	9.69	1.00E+00
-4	-2.50	2.27E-02	16	10.00	1.00E+00
-3.5	-2.19	3.10E-02	16.5	10.31	1.00E+00
-3	-1.88	4.24E-02	17	10.63	1.00E+00
-2.5	-1.56	5.79E-02	17.5	10.94	1.00E+00
-2	-1.25	7.92E-02	18	11.25	1.00E+00
-1.5	-0.94	1.08E-01	18.5	11.56	1.00E+00
-1	-0.63	1.48E-01	19	11.88	1.00E+00
-0.5	-0.31	2.02E-01	19.5	12.19	1.00E+00
0	0.00	2.76E-01	20	12.50	1.00E+00

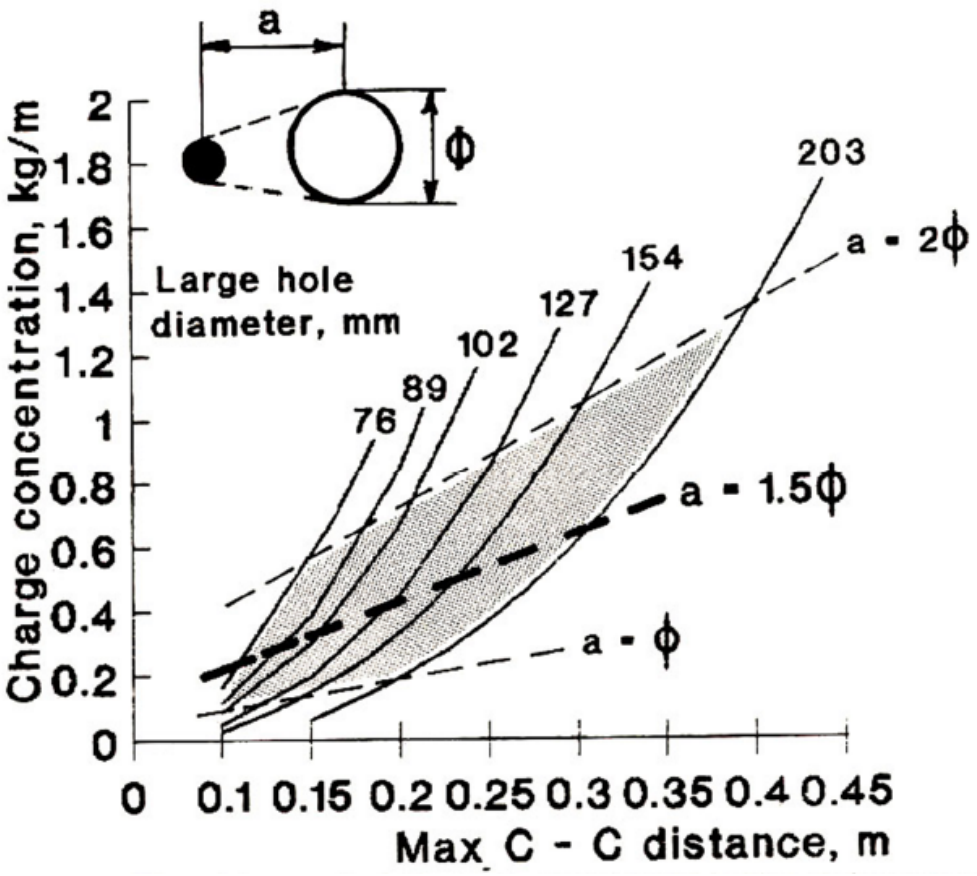
Allegato 18 - Spostamenti normalizzati rispetto al fronte di scavo, CCM soluzione di VeD per il caso supportato (Reducing Pressure)

SUPPORTS					
X*<0			X*>0		
X	X*	u*	X	X*	u*
[m]	[-]	[-]	[m]	[-]	[-]
-20	-12.50	1.01E-06	0	0.00	2.70E-01
-19.5	-12.19	1.37E-06	0.5	0.31	4.98E-01
-19	-11.88	1.88E-06	1	0.63	6.55E-01
-18.5	-11.56	2.57E-06	1.5	0.94	7.63E-01
-18	-11.25	3.51E-06	2	1.25	8.37E-01
-17.5	-10.94	4.80E-06	2.5	1.56	8.88E-01
-17	-10.63	6.56E-06	3	1.88	9.23E-01
-16.5	-10.31	8.96E-06	3.5	2.19	9.47E-01
-16	-10.00	1.22E-05	4	2.50	9.64E-01
-15.5	-9.69	1.67E-05	4.5	2.81	9.75E-01
-15	-9.38	2.29E-05	5	3.13	9.83E-01
-14.5	-9.06	3.13E-05	5.5	3.44	9.88E-01
-14	-8.75	4.27E-05	6	3.75	9.92E-01
-13.5	-8.44	5.84E-05	6.5	4.06	9.94E-01
-13	-8.13	7.99E-05	7	4.38	9.96E-01
-12.5	-7.81	1.09E-04	7.5	4.69	9.97E-01
-12	-7.50	1.49E-04	8	5.00	9.98E-01
-11.5	-7.19	2.04E-04	8.5	5.31	9.99E-01
-11	-6.88	2.79E-04	9	5.63	9.99E-01
-10.5	-6.56	3.81E-04	9.5	5.94	9.99E-01
-10	-6.25	5.21E-04	10	6.25	1.00E+00
-9.5	-5.94	7.12E-04	10.5	6.56	1.00E+00
-9	-5.63	9.73E-04	11	6.88	1.00E+00
-8.5	-5.31	1.33E-03	11.5	7.19	1.00E+00
-8	-5.00	1.82E-03	12	7.50	1.00E+00
-7.5	-4.69	2.48E-03	12.5	7.81	1.00E+00
-7	-4.38	3.40E-03	13	8.13	1.00E+00
-6.5	-4.06	4.64E-03	13.5	8.44	1.00E+00
-6	-3.75	6.34E-03	14	8.75	1.00E+00
-5.5	-3.44	8.67E-03	14.5	9.06	1.00E+00
-5	-3.13	1.19E-02	15	9.38	1.00E+00
-4.5	-2.81	1.62E-02	15.5	9.69	1.00E+00
-4	-2.50	2.21E-02	16	10.00	1.00E+00
-3.5	-2.19	3.03E-02	16.5	10.31	1.00E+00
-3	-1.88	4.14E-02	17	10.63	1.00E+00
-2.5	-1.56	5.65E-02	17.5	10.94	1.00E+00
-2	-1.25	7.73E-02	18	11.25	1.00E+00
-1.5	-0.94	1.06E-01	18.5	11.56	1.00E+00
-1	-0.63	1.44E-01	19	11.88	1.00E+00
-0.5	-0.31	1.97E-01	19.5	12.19	1.00E+00
0	0.00	2.70E-01	20	12.50	1.00E+00

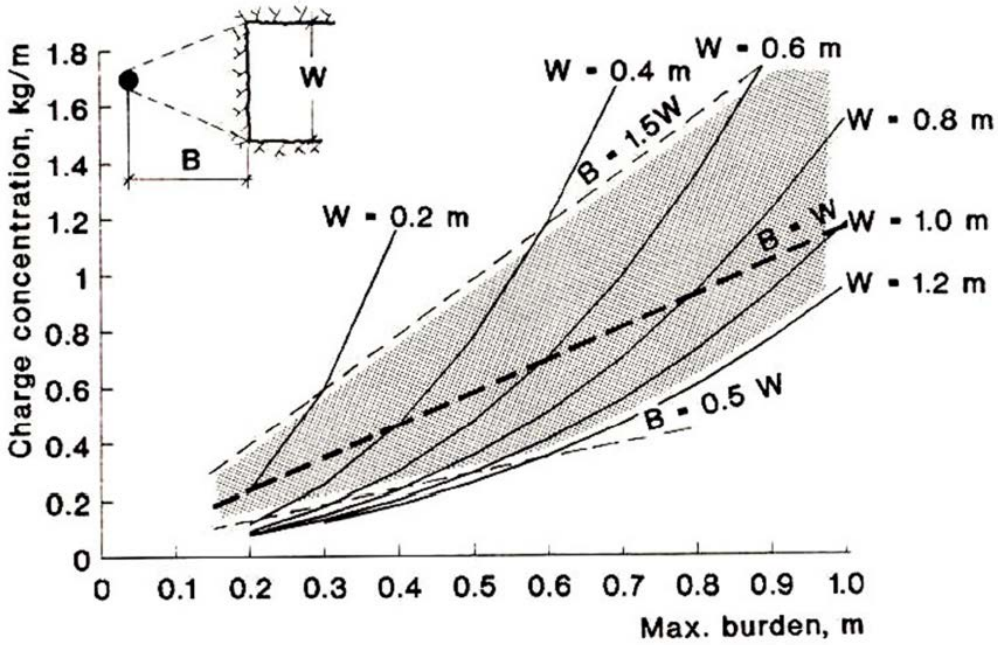
Allegato 19 - Risultati di convergenza tramite software RocSupport

Wall Displacement [mm]	Normalized Wall Displacement [-]	Internal Pressure [MPa]	Normalized Internal Pressure [-]
0.00E+00	0.00E+00	5.00E-01	1.00E+00
4.30E-01	8.27E-01	4.98E-02	9.95E-02
4.30E-01	8.27E-01	4.98E-02	9.95E-02
4.31E-01	8.29E-01	4.87E-02	9.74E-02
4.32E-01	8.31E-01	4.77E-02	9.54E-02
4.33E-01	8.33E-01	4.66E-02	9.33E-02
4.34E-01	8.35E-01	4.56E-02	9.12E-02
4.35E-01	8.37E-01	4.46E-02	8.91E-02
4.36E-01	8.39E-01	4.35E-02	8.71E-02
4.37E-01	8.41E-01	4.25E-02	8.50E-02
4.38E-01	8.43E-01	4.15E-02	8.29E-02
4.40E-01	8.45E-01	4.04E-02	8.08E-02
4.41E-01	8.48E-01	3.94E-02	7.88E-02
4.42E-01	8.50E-01	3.84E-02	7.67E-02
4.43E-01	8.52E-01	3.73E-02	7.46E-02
4.44E-01	8.55E-01	3.63E-02	7.26E-02
4.46E-01	8.57E-01	3.52E-02	7.05E-02
4.47E-01	8.59E-01	3.42E-02	6.84E-02
4.48E-01	8.62E-01	3.32E-02	6.63E-02
4.50E-01	8.65E-01	3.21E-02	6.43E-02
4.51E-01	8.67E-01	3.11E-02	6.22E-02
4.52E-01	8.70E-01	3.01E-02	6.01E-02
4.54E-01	8.73E-01	2.90E-02	5.80E-02
4.55E-01	8.75E-01	2.80E-02	5.60E-02
4.57E-01	8.78E-01	2.69E-02	5.39E-02
4.58E-01	8.81E-01	2.59E-02	5.18E-02
4.60E-01	8.84E-01	2.49E-02	4.98E-02
4.61E-01	8.87E-01	2.38E-02	4.77E-02
4.63E-01	8.90E-01	2.28E-02	4.56E-02
4.65E-01	8.94E-01	2.18E-02	4.35E-02
4.66E-01	8.97E-01	2.07E-02	4.15E-02
4.68E-01	9.01E-01	1.97E-02	3.94E-02
4.70E-01	9.04E-01	1.87E-02	3.73E-02
4.72E-01	9.08E-01	1.76E-02	3.52E-02
4.74E-01	9.11E-01	1.66E-02	3.32E-02
4.76E-01	9.15E-01	1.55E-02	3.11E-02
4.78E-01	9.19E-01	1.45E-02	2.90E-02
4.80E-01	9.23E-01	1.35E-02	2.69E-02
4.82E-01	9.28E-01	1.24E-02	2.49E-02
4.85E-01	9.32E-01	1.14E-02	2.28E-02
4.87E-01	9.37E-01	1.04E-02	2.07E-02
4.90E-01	9.42E-01	9.33E-03	1.87E-02
4.92E-01	9.47E-01	8.29E-03	1.66E-02
4.95E-01	9.52E-01	7.26E-03	1.45E-02
4.98E-01	9.58E-01	6.22E-03	1.24E-02
5.01E-01	9.63E-01	5.18E-03	1.04E-02
5.04E-01	9.70E-01	4.15E-03	8.29E-03
5.08E-01	9.76E-01	3.11E-03	6.22E-03
5.11E-01	9.83E-01	2.07E-03	4.15E-03
5.20E-01	9.99E-01	0.00E+00	0.00E+00

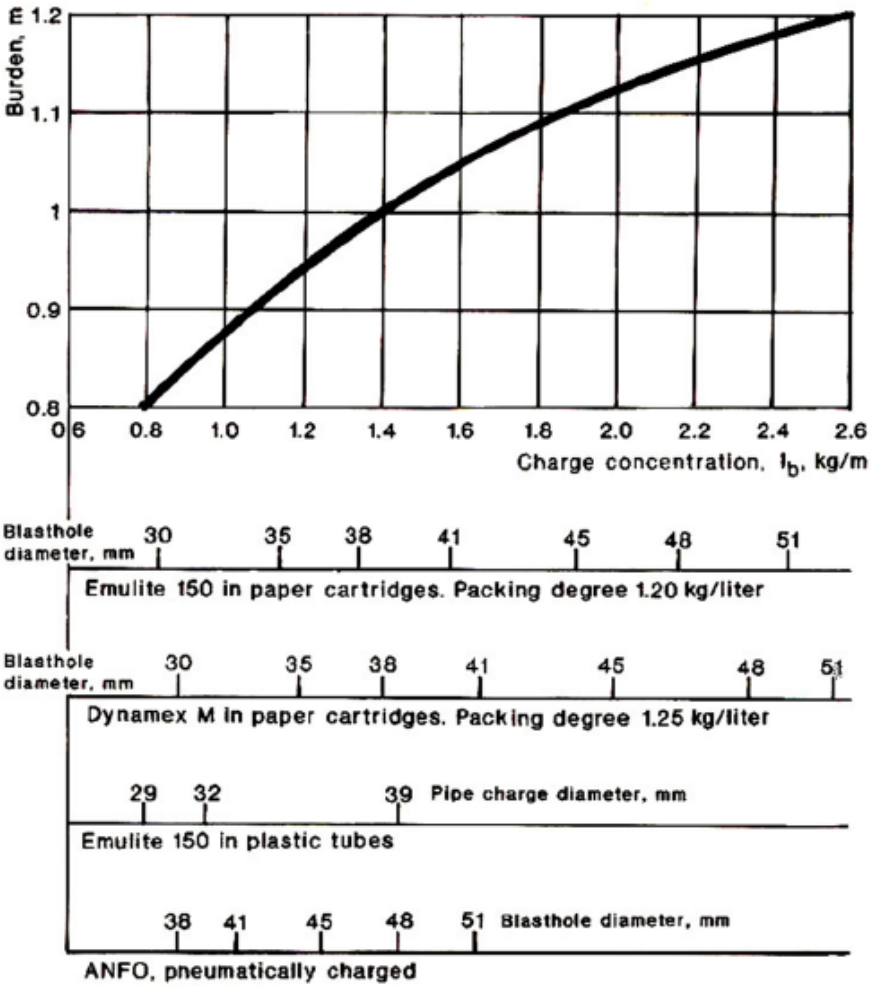
Allegato 20 - Abaco per il calcolo del 1st square (mine di apertura)



Allegato 21 - Abaco per il calcolo degli square successivi al primo (mine di apertura)



Allegato 22 - Abaco per il dimensionamento della carica di base delle mine di stoping



Allegato 23 - Tabella per il dimensionamento delle mine di stoping

Part of the round:	Burden (m)	Spacing (m)	Height bottom charge (m)	Charge concentration Bottom (kg/m)	Charge concentration Column (kg/m)	Stemming (m)
Floor	1×B	1.1×B	1/3×H	l_b	$1.0\times l_b$	0.2×B
Wall	0.9×B	1.1×B	1/6×H	l_b	$0.4\times l_b$	0.5×B
Roof	0.9×B	1.1×B	1/6×H	l_b	$0.3\times l_b$	0.5×B
Stoping:						
Upwards	1×B	1.1×B	1/3×H	l_b	$0.5\times l_b$	0.5×B
Horizontal	1×B	1.1×B	1/3×H	l_b	$0.5\times l_b$	0.5×B
Downwards	1×B	1.2×B	1/3×H	l_b	$0.5\times l_b$	0.5×B

Allegato 24 - Data sheet Tronex Plus

DESCRIPTION

Semi-gelatin type dynamite, specially designed for surface and underground works (except coal mines), in rock without waters. This semi-gelatin has a high detonation velocity, even under poor confinement, which has particular application as the main charge in tunneling and development of galleries and Anfo initiator in small diameters.

TRANSPORTATION INFORMATION

High Explosive
Class 1, Division 1.1 D
UN N°: 0081
HDS-DIN-02

TECHNICAL CHARACTERISTICS

Density	1,18 ± 3%	gr/cc
Minimun detonation velocity*	4.000 (1)	m/s
	4.500 (2)	m/s
Detonation pressure*	77	Kbar
Energy	4.908	Kj/Kg
Resistance to Static water	12	Hours
Dinamic water	Regular	
Gas volume	942	L/Kg
Power relative to anfo	1,22	In weight
	1,85	In volume

(1) Cartridge 1 ¼" x 8", unconfined
(2) Cartridge 1 ¼" x 8", confined

USES

- Use at least initiating a N° 8 Blasting Cap.
- Do not open or "knead" the cartridges.
- The minimum diameter of the cartridge is 7/8".
- The product can withstand longitudinal decoupling between cartridges when used in 10" boreholes.
- The guaranteed life of this product is 2 years. For use with greater seniority seek advice from Enaex Servicios SA.

BOX DIMENSIONS

Length x Width x Height	18,1 x 16,5 x 7 inches 46 x 42 x 18 cms.
	24 x 13,3 x 9 inches 61 x 34 x 23 cms.

DIMENSIONS*

Size** (inches)	Units per box	Unit weight (gr)	Box weight (Kg)
7/8 x 6	320	73	23,4
7/8 x 7	274	85,2	23,3
7/8 x 8	250	93	23,3
1 x 6	220	91	20
1 x 7	216	108	23,3
1 x 8	190	123	23,4
1 1/8 x 7	174	134	23,3
1 1/8 x 8	153	153	23,4
1 1/4 x 7	144	162	23,3
1 1/4 x 8	126	185	23,3
1 1/4 x 16	52	385	20
1 1/2 x 7	95	244	23,2
1 1/2 x 8	72	278	20
1 1/2 x 10	67	348	23,3
1 1/2 x 16	37	54	20
1 3/4 x 8	58	34	20
2 x 8	44	455	20
2 x 16	22	91	20
2 1/2 x 16	15	1.333	20

* Size and weight are approximate cartridges.
** For other sizes consult Enaex Services SA.

MANUFACTURING

- Rio Loa Plant, Enaex Servicios S.A.

Allegato 25 - Data sheet Emultex CN

DESCRIPTION

Small diameter emulsion explosive, sensitive to No. 8 Blasting Cap, designed for a wide range of blasting applications (except coal mines).

TECHNICAL CHARACTERISTICS

Density (Gr /cc)	1,15 ± 4%
Detonation velocity (m/s)*	4.600 ± 600
Detonation Pressure (Kbar)	61
Energy (Kj/Kg)	3.940
Resistance to water	Excellent
Gas volume (L/Kg)	930
Potencia relativa del ANFO	
In weight	1,01
In volume	1,49

* Unconfiend 1 ¼" x 8" cartridge

BOX DIMENSIONS AND WEIGHT

Length x Width x Height	49 x 42 x 19 (cm)
Box Net 25 Kg	Box Gross 25 Kg

USES

- Use at least one N °8. Blasting Cap.
- Do not open or "knead" the cartridges.
- The guaranteed life of this product is 6 months. For use with more seniority, seek advice from Enaex Servicios SA.

MANUFACTURING

- Río Loa Plant, Enaex Servicios S.A

TRANSPORTATION INFORMATION

High Explosive
Class 1. Division 1.1D
UN N°: 0241
HDS-EME-04

DIMENSIONS

Size** (inches)	Units per box	Unit weight (gr)
1 x 8	195	119
1 x 10	153	152
1 x 16	96	240,4
1 1/8 x 8	154	150,6
1 1/8 x 16	77	301,2
1 1/4 x 8	124	186,56
1 1/4x 10	100	231
1 1/4x 16	61	378
1 1/4 x 24	41	555,5
1 1/2 x 8	85	271,7
1 1/2x 10	69	333
1 1/2x 16	43	531
1 1/2 x 24	28	806,5
1 3/4 x 10	51	454,5
1 3/4 x 16	31	735,3
2 x 8	48	480,8
2 x 16	24	961,5
2 x 20	19	1200
2 1/4 x 16	18	1250
2 1/4 x 24	13	1785,7
2 1/2 x 8	30	757,6
2 1/2 x 16	14	1562,5
2 1/2 x 24	10	2272,7
3 x 8	21	1066
3 x 16	10	2272,7
3 1/2x 16	8	2901

* Cartridge sizes and weights are approximate ** For other sizes, refer to Enaex

Allegato 26 - Tabella equivalenza dinamite al 60% detonatori

NRO. ORDEN	NOMBRE Y DESCRIPCIÓN DEL EXPLOSIVO	CLASE	Nº ONU	EQUIV DIN60% (DIRECTA)	EQUIV DIN60% (INDIRECTA)	$Q_{EXPLOSIÓN}$ (kJ/kg)
28	- Mixto de señalización rojo				0,999	6199,43
29	- Mixto de señalización con humo blanco				0,693	4296,36
30	- Mixto de señalización con humo de color				0,214	1329,68
31	BOMBAS DE ILUMINACIÓN PARA FOTOGRAFÍA:	1.1F 1.1D 1.2G 1.3G	0037 0038 0039 0299			
32	- Bomba foto flash M122			35,4 kg/un		
33	- Bomba foto flash AN-M46			11,8 kg/un		
34	- Bomba foto flash M120			29,3 kg/un		
35	- Bomba foto flash M120A1			38,8 kg/un		
36	DETONADORES NO ELECTRICOS CONJUNTOS, PARA VOLADURA:	1.1B 1.4B 1.4S	0360 0361 0500			
37	- Detonador no eléctrico conjunto (fuerza 1, instantáneo, con 25 m de tubo de choque)			1521 un/kg		
38	- Detonador no eléctrico conjunto (fuerza 2, instantáneo, con 25 m de tubo de choque)			1291 un/kg		
39	- Detonador no eléctrico conjunto (fuerza 3, instantáneo, con 25 m de tubo de choque)			1197 un/kg		
40	- Detonador no eléctrico conjunto (fuerza 4, instantáneo, con 25 m de tubo de choque)			1077 un/kg		
41	- Detonador no eléctrico conjunto (fuerza 6, instantáneo, con 25 m de tubo de choque)			912 un/kg		
42	- Detonador no eléctrico conjunto (fuerza 8, instantáneo, con 25 m de tubo de choque)			771 un/kg		
43	- Detonador no eléctrico conjunto (fuerza 10, instantáneo, con 25 m de tubo de choque)			734 un/kg		
44	- Detonador no eléctrico conjunto (fuerza 12, instantáneo, con 25 m de tubo de choque)			628 un/kg		
45	- Detonador no eléctrico dual fuerza 1/8 (Detonator F1 MS y F8 MS, tubo de choque 25 m)			719 un/kg		
46	- Detonador no eléctrico dual fuerza 2/8 (Detonator F2 MS y F8 MS, tubo de choque 25 m)			711 un/kg		
47	- Detonador no eléctrico dual fuerza 3/8 (Detonator F3 MS y F8 MS, tubo de choque 25 m)			629 un/kg		
48	- Detonador no eléctrico dual fuerza 1/12 (Detonador F1 MS y F12 MS, tubo de choque 25 m)			593 un/kg		
49	- Detonador no eléctrico dual fuerza 2/12 (Detonador F2 MS y F12 MS, tubo de choque 25 m)-			554 un/kg		
50	- Detonador no eléctrico dual fuerza 3/12 (Detonador F3 MS y F12 MS, tubo de choque 25 m)			530 un/kg		
51	DETONADORES ELECTRICOS PARA VOLADURA:	1.1B 1.4B 1.4S	0030 0255 0456			
52	- Instantáneo, Fuerza 2 con gota normal			5231 un/kg		
53	- Instantáneo, Fuerza 4 con gota normal			2902 un/kg		
54	- Instantáneo, Fuerza 6 con gota normal			1952 un/kg		
55	- Instantáneo, Fuerza 8 con gota normal			1403 un/kg		
56	- Instantáneo, Fuerza 10 con gota normal			1283 un/kg		
57	- Instantáneo, Fuerza 12 con gota normal			991 un/kg		

Allegato 27 - Tabella equivalenza dinamite al 60% Emulsione

NRO. ORDEN	NOMBRE Y DESCRIPCIÓN DEL EXPLOSIVO	CLASE	Nº ONU	EQUIV DIN60% (DIRECTA)	EQUIV DIN60% (INDIRECTA)	$Q_{EXPLOSIÓN}$ (kJ/kg)
179	- Nitrato amónico, explosivo a base de				0,190	1180,74
180	- Nitrato amónico, explosivo a base de				0,190	1180,74
181	- Explosivos para estudios geofísicos (GEOPRIME Dbx)				0,784	4865,82
182	EXPLOSIVOS PARA VOLADURAS, TIPO D:	1.1D	0084			
183	- RDX plastificado				0,855	5306,15
184	- Composición C3				0,559	3467,42
185	- Composición C4 (RDX/PIB = 91:9)				0,986	6119,48
186	EXPLOSIVOS PARA VOLADURAS, TIPO E, O AGENTE DE VOLADURA TIPO E:	1.1D 1.5D	0241 0332			
187	- Emulsión				0,486	3012,15
188	- Emulsión:TNT = 50.50				0,712	4414,65
189	- Emulsión:RDX = 50.50				0,786	4874,85
190	- Emulsión:Al = 80:20				1,005	6232,14
191	- ANFO PESADO (ANFO:Emulsión 60:40)				0,559	3467,42
192	- ANFO PESADO ALUMINIZADO (ANFO:Emulsión:Al = 51:35:15)				0,986	6118,48
193	- Slurry				0,486	3012,15
194	- Slurry con TNT				0,712	4414,65
195	- Hidrogel típica				0,486	3012,15
196	- Hidrogel + TNT				0,712	4414,65
197	- Hidrogel (Tovex SE)				0,790	4900,00
198	- Hidrogel (Tovex T)				0,453	2810,00
199	FULMINATO DE MERCURIO HUMIDIFICADO con un mínimo del 20%, en masa, de agua o de una mezcla de alcohol y agua (con 20% de agua)	1.1A	0135		0,248	1535,68
200	GUANILNITROSAMINO-GUANILIDENHIDRACINA HUMIDIFICADA con un mínimo del 30%, en masa, de agua (Tetraceno con 30% de agua)	1.1A	0113		0,197	1221,13
201	GUANILNITROSAMINO-GUANILTETRACENO HUMIDIFICADO con un mínimo del 30%, en masa, de agua o de una mezcla de alcohol y agua (Tetraceno con 30% de agua)	1.1A	0114		0,197	1221,13
202	HEXANITRATO DE MANITOL HUMIDIFICADO con un mínimo del 40%, en masa, de agua o de una mezcla de alcohol y agua (con 40% de agua)	1.1D	0133		0,614	3808,74
203	HEXANITROESTILBENO	1.1D	0392		0,737	4570,66
204	HEXOLITA seca o humidificada con menos del 15%, en masa, de agua (seco)	1.1D	0118		0,806	4999,88
205	HEXOTOL seca o humidificada con menos del 15%, en masa, de agua (seco)	1.1D	0118		0,806	4999,88
206	HEXOTONAL (RDX:TNT:Al = 41:41:18)	1.1D	0393		1,406	8724,87
207	HMX humidificado con más de 15% de agua (con 15% de agua)	1.1D	0226		0,805	4996,00
208	HMX desenzibilidado (HMX:parafina = 91:9)	1.1D	0484		0,932	5783,63
209	INFLADORES DE BOLSAS NEUMÁTICAS (50 g de mixto azida/perclorato)	1.4G	0503	30 un/kg		

Allegato 28 - Tabella equivalenza dinamite al 60% Miccia detonante

NRO. ORDEN	NOMBRE Y DESCRIPCIÓN DEL EXPLOSIVO	CLASE	Nº ONU	EQUIV DIN60% (DIRECTA)	EQUIV DIN60% (INDIRECTA)	$Q_{EXPLOSIÓN}$ (kJ/kg)
210	IGNITA CORD (5 g Celuloide/m)	1.4G	0066	251 m/kg		
211	IGNITA CORD tubular, con envoltura metálica (5 g Celuloide/m)	1.4G	0103	251 m/kg		
212	MECHA DE SEGURIDAD (5 g PN/m)	1.4S	0105	587 m/kg		
213	CORDÓN DETONANTE con envoltura metálica:	1.2D 1.1D	0102 0290			
214	- CORDÓN DETONANTE con envoltura metálica (5 g PETN/m)			196 m/kg		
215	- CORDÓN DETONANTE con envoltura metálica blanda (15 g PETN/m)			65 m/kg		
216	CORDÓN DETONANTE DE EFECTO REDUCIDO, con envoltura metálica (1,5 g PETN/m)	1.4D	0104	652 m/kg		
217	CORDÓN DETONANTE FLEXIBLE:	1.1D 1.4D	0065 0289			
218	- CORDÓN DETONANTE flexible (PETN 5 g/m)			196 m/kg		
219	- CORDÓN DETONANTE flexible (HMX 5 g/m)			197 m/kg		
220	- CORDÓN DETONANTE flexible (HNS 5 g/m)			202 m/kg		
221	- CORDÓN DETONANTE flexible (PYX 5 g/m)			273 m/kg		
222	CARGA HUECA LINEAL FLEXIBLE:	1.4D 1.1D	0237 0288			
223	- CARGA HUECA LINEAL FLEXIBLE (5 g PETN/m)			196 m/kg		
224	- CARGA HUECA LINEAL FLEXIBLE (15 g PETN/m)			65 m/kg		
225	MECHA NO DETONANTE:	1.3G	0101			
226	- 15 g/m de PETN			65 m/kg		
227	- 5 g/m de PETN			196 m/kg		
228	MEZCLAS DE TRINITROTOLUENO CON TRINITROBENCENO Y HEXANITROESTILBENO (Mezcla 49:49:2)	1.1D	0389		0,788	4888,91
229	MEZCLAS DE TRINITROTOLUENO Y HEXANITROESTILBENO (5% de HNS)	1.1D	0388		0,805	4991,27
230	MEZCLAS DE TRINITROTOLUENO Y TRINITROBENCENO (Mezcla 50:50)	1.1D	0388		0,788	4889,42
231	MÓDULOS DE BOLSAS NEUMÁTICAS (100 g de mixto azida/perclorato)	1.4G	0503	15 un/kg		
232	CARTUCHOS DE PERFORACION PETROLERA (PN CRT-3030-350, 22,7 g PBD)	1.3C	0277	16 un/kg		
233	CARTUCHOS DE ARMA CON PROYECTIL INERTE O CARTUCHOS DE ARMA DE PEQUEÑO CALIBRE:	1.2C 1.3C 1.4C 1.4S	0328 0417 0339 0012			
234	- Municiones para armas de pequeño calibre (Calibre 7,62)			582 un/kg		
235	- Municiones para armas de pequeño calibre (Calibre 5,56)			904 un/kg		
236	- Municiones para armas de pequeño calibre (Calibre 7,62)			582 un/kg		
237	- Municiones para armas de pequeño calibre (Calibre 5,56)			904 un/kg		
238	- Municiones para armas de pequeño calibre (Calibre 9, parabelum)			3093 un/kg		
239	- Municiones para armas de pequeño calibre (Calibre 0,5; 12 mm)			114 un/kg		

BIBLIOGRAFIA

[1] Google Earth.

[2] Portigliati N., Carlos, El distrito minero de Chancón, VI región : aspectos geológicos y mineros, reservas y recursos minerales, (2005), Santiago, SERNAGEOMIN.

[3] Ministerio de agricultura, (2008), ley sobre recuperación del bosque nativo y fomento forestal.

[4] Comoglio G. (2008), TOPOGRAFIA E CARTOGRAFIA, Celid Librerie.

[5] Chin-Shung Yang et all (2004) TWELVE DIFFERENT INTERPOLATION METHODS: A CASE STUDY OF SURFER 8.0, Feng Chia University, Taichung, Taiwan, ROC.

[6] Metodologia per la descrizione quantitativa delle discontinuità nelle masse rocciose, 02/93 Rivista Italiana di Geotecnica.

[7] S. Kahraman Æ O. Gunaydin, (2009), The effect of rock classes on the relation between uniaxial compressive strength and point load index, Bull Eng Geol Environ, Springer.

[8] AMERICAN SOCIETY FOR TESTING AND MATERIALS, D 5731 – 1995, Standard Test Method for Determination of the point Load Strength Index of Rock.

[9] Bieniawski, Z. T. (1989). Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. Wiley-Interscience. pp. 40–47

[10] Barton, N.R.; Lien, R.; Lunde, J. (1974). "Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support". Rock Mechanics and Rock Engineering. Springer. 6 (4): 189–236. doi:10.1007/BF01239496

[11] Palmström A. (2005), Measurements of and Correlations between Block Size and Rock Quality Designation (RQD), Tunnels and Underground Space Technology.

[12] Janbu, N., (1973), “Slope Stability Computations”, Embankment Dam Engineering, Ed. By Hirshfeld and Poulos, John Wiley & Sons, New York.

[13] Bishop, A.W., (1955), “The Use of the Slip Circle in the Stability Analysis of Slopes”, Geotechnique, Vol. 5, pp 7 – 17 E-ISSN 1751-7656.

[14] D.M 2008 01 14 “Norme Tecniche per le Costruzioni”: Capitolo 6: “Progettazione geotecnica”

[15] O. Jeffrey Oke Vlachopoulos N. Diederichs M., (2018), Improvement to the Convergence-Confinement Method: Inclusion of Support Installation Proximity and Stiffness, Rock Mechanics and Rock Engineering, CrossMark.

[16] Olofsson, S.O., (1988), “Applied Explosives Technology for Construction and Mining”, APPLEX P.O Box 71 sS-640 43 ARLA, Sweden ISBN91-7970-634-7

[17] NORMAS DE SEGURIDAD MINERA APLICABLE A FAENAS MINERAS", según Título XV del D.S. 34
[18] Pasqua A. (2018), Implementazione di scenari per la realizzazione di attività di scavo a scopi di ricerca ed accademici, Caratterizzazione geologico-geotecnica, approfondimenti numerici e valutazione dell'organizzazione del ciclo di scavo. Torino, Politecnico di Torino (DIATI)

RINGRAZIAMENTI

Mamma mia mortosono, finalmente posso dire di aver terminato questa fantastica esperienza di tesi all'estero colmo di eventi, sia belli che brutti. Ora colgo l'occasione per dedicare qualche frase ai co-protagonisti di questa avventura.

Innanzitutto, vorrei ringraziare i miei fantastici genitori che mi sono stati vicini in questi anni con i loro sacrifici, mi hanno sopportato anche più del dovuto e spero un giorno di poter ripagare in qualunque forma (soprattutto economica 😊) tutto il loro supporto. Non so se sono stato il figlio migliore del mondo ma non mi reputo il peggiore, perdonate sempre la mia testardaggine. Grazie soprattutto te Mamma per la tua fiducia incondizionata nei miei confronti (veramente come fai a fidarti di me?) ahahah sei sempre il mio orgoglio.

Vorrei ringraziare mio fratello e le mie due sorelle che mi hanno aiutato in molti modi e il solo sapere che credono in me e in qualsiasi momento posso sempre contare su di loro, mi hanno reso meno solo nei momenti più grandi di sconforto.

Grazie di cuore anche a te Nonno che ormai sono 14 anni che non ci sei più, ma i tuoi insegnamenti li porto sempre con me. Spero di renderti fiero in quello che faccio e nel modo in cui mi prendo cura dei miei cari. Rimarrò sempre il tuo "Granduppiudisgraziatu".

Un grazie grande va alla mia Ragazza che se anche la chiamo "piccola mia" è sempre stata grande nei miei momenti più piccoli, abbiamo trascorso dei momenti difficili come ogni coppia ma solo le più grandi riescono a superarle. I periodi bui esistono solo per rendersi conto dei momenti più belli e goderne al massimo insieme, ne abbiamo passati insieme molti e spero di poterne avere ancora molti insieme a te. Alla sua fantastica famiglia devo molto (I Doc soprattutto) che mi hanno amato come un figlio e spero solo di esserlo stato in tutto e per tutto per loro.

Ringrazio di cuore la mia Relatrice/Professoressa e spero adesso anche Amica, Marilena Cardu che senza di lei non avrei potuto prendere parte a questa fantastica avventura in cui oltre crescere professionalmente sono cresciuto a livello umano, affrontando problematiche apparentemente senza soluzione ma con la giusta calma e pazienza si arriva a tutto. Ma credo che il grazie più grande arriva prima di tutto per avermi trasmesso tutto il suo entusiasmo attraverso le sue lezioni in classe. Spero vivamente di essere un tuo degno alunno anche nella vita professionale.

Di certo non potrei mai dimenticarmi del mitico El Professor/El Presidente che senza di lui, io e Andrea non avremmo mai scoperto i Cafè con Piernas…. Ahahah scherzi a parte, ti devo molto perché ho scoperto una persona magnifica, umile e professionale (caratteristiche che. anche se sto solo da poco tempo nel campo lavorativo, sono molto rare) che ci aiutato in un momento complicato della nostra esperienza all'estero, dandoci nuove conoscenze e un inquadramento generale su come affrontare i problemi.

Ringrazio Marcos e Daniel i miei primi pilastri che mi hanno supportato in Cile soprattutto in ambito linguistico, mannaggia a Marcos ancora non sono riuscito a capire gli insulti che mi hai detto i primi periodi in cui il mio livello di spagnolo si limitava alla terza stagione di Narcos.

Un grazie ed un abbraccio vanno alle mie amiche/colleghe Constanze e Anita che nonostante il mio livello di spagnolo fosse pari alla sobrietà di Jacopo alle 17 di venerdì pomeriggio, mi hanno aiutato e sfruttato in ambito lavorativo. Un giorno capirò anche perché Anita fosse gelosa di me. Un abbraccio bellissime

Ringrazio Jacopo che con il suo Not my problem ha risvegliato in me i super poteri cavandomela in situazioni, inizialmente e apparentemente complicate ma che poi si risolvevano con qualche bestemmia e lavoro di squadra. Thanks man.

Un abbraccio, un bacio con la lingua, una toccata di culo e un grazie vanno al mio migliore amico Mario che mi ha supportato come la mia ragazza, se non di più ahahahha (Miriana mi pesterà ma ne vale la pena), scherzi a parte, fratello mio i tuoi consigli, la tua ilarità e la tua lealtà sono sempre fonte di ispirazione per me, spero di essere sempre parte della tua vita come tu nella mia. Un abbraccio immenso.

Alla mia amica Ilaria chiedo scusa per quel bicchiere rotto, tutti gli schiaffi che mi hai dato me li sono meritati e spero solo un giorno di poter rimediare a quell'errore …. Ahahahahaha scherzi a parte sorella mia, sei unica, sei magica e sei lesbica soprattutto. Ti voglio un mondo di bene e sapere che al mio fianco ho una amica del tuo calibro mi rende felice ed orgoglioso soprattutto nell'averti trasmesso la mia stessa voglia di partire e conoscere luoghi/persone/culture nuove. Ti auguro sempre il meglio perché la vita ti ha dato un percorso difficile non sapendo che tu l'avresti superato alla grande, diventando la donna che sei. Te quiero guapita 😉 leggilo in tono romano.

Non potrei dimenticare il mio fantastico amico dell'Erasmus, Giancarlo Sigari che pur venendo dal Marocco sproloqui in un ottimo italiano ahahah. Fratello bello grazie di cuore per molto se non per tutto, mi hai insegnato molto, sei stato molto paziente nei miei confronti e spero di essere stato anche io per te un ottimo amico come tu lo sei stato per me. Voglio ricordarti il Martedì Gianpix in cui le tue capacità motorie e mentali erano pari a quelle mie il sabato mattina in cui mi svegliavo vestito nel letto e cercavo verità a te sulla sera prima. Ti voglio bene Hermano (quanto mi piace lo spagnolo?)

Ringrazio quel gruppo di scappati di casa Enzo Chiarenza, Buonacera e Corsaro (fozzacatania), la cui fedina penale è più sporca di Buonacera la sera in cui inseguito dai cani si è tagliato tutto ed era sporco dalla testa ai piedi di sangue, mi avete supp… in realtà mi avete sempre insultato sulla mia grammatica, sulla mia cultura pari a zero, vi ringrazio per i soprannomi quelli sì erano veramente "cioppu belli". Scherzi a parte grazie per le nottate di studio in compagnia, eravamo e siamo il gruppo più affiattato con cui abbia mai studiato ma soprattutto per quelle serate così difficili da ricordare e mettere insieme nei giorni dopo il post sbornia. Grazi de core lesbiche.

Ringrazio i miei coinquilini Pierluca e Double G (volgarmente detto Luigi) che con la vostra spensieratezza ho vissuto la mia esperienza torinese così bene che mi siete mancati più del dovuto (brutti infami). Grazie di cuore.

Ringrazio tutti i miei amici (Giorgio, Piergazzo, Fabio, Andrea, Cicciolatragna, Mario, Cicciomolestia, Tizianal ecc… sapete che ho l'Alzheimer, ma avete comunque diritto ad insultarmi e a pretendere un amaro offerto se non vi ho citati) scusatemi se non dedico almeno una riga per tutti voi, ma siete

veramente tanti. Questa è la mia più grande fortuna avere delle persone come voi al mio fianco per festeggiare, gioire dei miei e dei vostri traguardi. Spaccarci a metà il venerdì sera non è obbligatorio ma un dovere ormai. Spero di avervi sempre al mio fianco. Grazie fischiettini.

Ultimo ma non ultimo ringrazio te piccolo infamone di un Pasqua Andrea (prima cognome poi nome mi sale il nazismo solo a pensarlo figurati a scriverlo, guarda quanto mi è costato ahahah), ti ringrazio per molte cose zi, ti vorrei fare un elenco puntato bastardo a te ahahah. Ti ringrazio perché sei un amico prima di un collega, perché questa esperienza trascorsa insieme mi ha dato modo di conoscerti veramente per quello che sei, un ragazzo ironico, intelligente (porco due non sai parlare, scandisci quelle maledette parole prima che ti uccido 😊) e leale. Il mio eccessivo ottimismo mischiato con il tuo realismo (che io chiamo pessimismo ahahah) ci hanno permesso di raggiungere e superare limiti che mai avrei pensato. Non so quale forza abbiamo avuto a non sprecare la borsa di studio in Cafè con Piernas ahahah. Questi sei mesi sono passati troppo in fretta diamine ma sono felice di aver portato a termine un lavoro così fatto bene insieme a te. Che dire fischietto? Veramente non lo so perché magari ora sarai convinto di esserti liberato di me così ma sai quanto mi piace organizzarti la vita no? Ahahah.

Alla prossima avventura Chico 😉

Nella speranza di non aver dimenticato nessuno (Leggi sopra). Grazie a tutti.