

UNIVERSITÀ DEGLI STUDI DI PADOVA

FACOLTÀ DI SCIENZE MM. FF. NN.

Dipartimento di Geoscienze
Direttore Prof.ssa C. Stefani

TESI DI LAUREA MAGISTRALE
IN
GEOLOGIA E GEOLOGIA TECNICA

**LA DETERMINAZIONE DELLA
RESISTENZA A COMPRESSIONE UNIASSIALE
NELLE ROCCE:
un confronto tra i principali metodi
applicati alla serie dolomitica**

Relatore: Prof. Mario Floris
Correlatore: Dott. Geol. Ennio Chiesurin

Laureando: Elia Longo

ANNO ACCADEMICO 2017-2018

INDICE

ABSTRACT.....	5
INTRODUZIONE.....	7
1 INQUADRAMENTO DELL'AREA IN STUDIO	11
1.1 Inquadramento geologico e strutturale delle Dolomiti	11
1.2 La sequenza stratigrafica delle Dolomiti	13
1.3 Le formazioni rocciose selezionate per le prove di resistenza a compressione	17
2 METODOLOGIA DI LAVORO.....	21
2.1 Caratterizzazione dell'ammasso roccioso.....	21
2.2 Calcolo della resistenza a compressione semplice (UCS)	25
2.2.1 Martello di Schmidt	25
2.2.2 Point Load Test (PLT)	29
2.2.3 Prova di compressione uniassiale.....	34
2.3 Il criterio di rottura di Hoek-Brown	39
3 RISULTATI	44
4 DISCUSSIONE DEI RISULTATI.....	54
4.1 Limiti delle prove	54
4.2 Analisi dei risultati.....	56
5 CONCLUSIONI.....	65
RINGRAZIAMENTI	67
Bibliografia	68
ALLEGATO 1: VULCANITI DELLA PIATTAFORMA PORFIRICA ATESINAí í í	I

ALLEGATO 2: ARENARIE DI VAL GARDENA.....	VII
ALLEGATO 3: FORMAZIONE A BELLEROPHON	XII
ALLEGATO 4: FORMAZIONE DI WERFEN ó MEMBRO DI SIUSI	XVII
ALLEGATO 5: FORMAZIONE DI WERFEN ó MEMBRO DI CAMPIL ..	XXI
ALLEGATO 6: DOLOMIA DELLO SCILIAR	XXVI
ALLEGATO 7: FORMAZIONE DI LIVINALLONGO ó Pietra Verde	XXXI
ALLEGATO 8: FORMAZIONE DEL MONTE FERNAZZA	XXXVII
ALLEGATO 9: DOLOMIA PRINCIPALE	XLII
ALLEGATO 10: GRUPPO DEI CALCARI GRIGI.....	XLVII
ALLEGATO 11: MAIOLICA.....	LII
ALLEGATO 12: SCAGLIA ROSSA.....	LVII

ABSTRACT

Le classificazioni geomeccaniche degli ammassi rocciosi maggiormente utilizzate necessitano come parametro di ingresso la resistenza a compressione semplice (UCS) della roccia. Per vari motivi pratici, sarebbe opportuno valutare questo importante parametro attraverso metodi speditivi, quali il martello di Schmidt; si ritiene pertanto necessaria un'analisi dell'affidabilità dei risultati ottenuti con questo metodo, confrontandoli con quelli ricavati dalla prova di compressione semplice e dal Point Load Test (PLT). A tal fine, è stata misurata la resistenza a compressione semplice di 11 formazioni appartenenti alla sequenza stratigrafica dolomitica con il martello di Schmidt tipo L, il PLT e la prova di compressione uniassiale, dopo averle caratterizzate dal punto di vista geomeccanico. Sono stati successivamente confrontati i risultati ottenuti sia con metodi grafici, sia statistici valutando la predittività del martello di Schmidt e del PLT nei confronti della prova uniassiale con gli indici VAF e *root mean square error* (RMSE).

L'analisi ha dimostrato l'affidabilità del martello di Schmidt nel determinare la resistenza a compressione della roccia, soprattutto se vengono utilizzate le equazioni di Deer and Miller (1966) e Beverly *et al.* (1979: in Xu *et al.*, 1990).

Inoltre, sono stati calcolati i parametri del criterio di rottura di Hoek-Brown, la coesione e dell'angolo di attrito del criterio di Mohr-Coulomb, e la resistenza e il modulo di elasticità dell'ammasso riferiti agli ammassi rocciosi analizzati, al fine di valutare l'influenza dell'errore commesso nella determinazione di UCS sui parametri normalmente utilizzati per la progettazione.

Most of the rock mass classifications consider Uniaxial Compressive Strength (UCS) as a fundamental input parameter. The estimation of UCS is often carried out through field tests (i.e. Schmidt hammer test); therefore, it is very important to analyze the accuracy and precision of the results from in situ testing. To this end, we carried out a geomechanical characterization of some of the most important formations of the dolomitic stratigraphic sequence and, for each one, calculated the uniaxial compressive strength through the Schmidt hammer test, PLT and uniaxial compressive strength. Then, we compared UCS values obtained through graphic and statistical methods calculating *variance accounted for* (VAF) and *root mean square error* (RMSE), to evaluate the performance of Schmidt hammer and PLT in estimating UCS.

The study has demonstrated the reliability of Schmidt hammer in evaluating UCS of the rocks, especially if they are used the equations proposed by Deer and Miller (1966) e Beverly *et al.* (1979: in Xu et al., 1990).

Finally, we calculated, for each rock mass analyzed, the value of Hoek-Brown failure criterion parameters, friction angle and cohesive strength of Mohr-Coulomb criterion, and rock mass strength, using the UCS values obtained from the different methods. This test has been done to evaluate the magnitude of the error we commit in determining UCS on the parameters normally used in the design.

INTRODUZIONE

La resistenza a compressione semplice (UCS = Uniaxial Compressive Strength) è una proprietà meccanica della roccia fondamentale per determinare la qualità e la resistenza degli ammassi rocciosi, e quindi di primaria importanza per il dimensionamento di qualsiasi opera ingegneristica. Dalla resistenza a compressione dipendono infatti i risultati delle principali classificazioni geomeccaniche: il *Rock Mass Rating* di Bieniawski (1989), il *Rock Mass index* di Palmström (1995) e lo *Slope Mass Rating* di Romana (1985). Inoltre, essa compare nell'equazione del criterio di rottura di Hoek-Brown con il quale viene definita la resistenza degli ammassi rocciosi fratturati. Tale parametro può essere determinato attraverso prove di laboratorio quali il Point Load Test e la prova di compressione uniassiale ad espansione laterale libera, oppure può essere stimato con un metodo speditivo in campagna tramite il martello di Schmidt. Il PLT e il martello di Schmidt sono metodi indiretti, poiché gli indici (R o I_s) che si ricavano da tali prove devono essere correlati alla resistenza a compressione attraverso relazioni empiriche, la prova di compressione uniassiale è invece un metodo diretto che consente di determinare direttamente il valore di UCS.

Il costo elevato della prova uniassiale e il suo tempo di realizzazione la rende difficilmente applicabile in ambito professionale, per questo motivo la resistenza a compressione viene generalmente determinata utilizzando i metodi indiretti, soprattutto il martello di Schmidt. L'utilizzo diffuso di tale strumento rende necessaria un'analisi dell'affidabilità dei risultati ottenuti sui vari tipi di rocce rispetto a quelli ricavati con la prova di compressione uniassiale, che consiste nell'obiettivo del presente lavoro di tesi.

Per effettuare questa analisi sono state scelte alcune delle formazioni più rappresentative della sequenza dolomitica. L'eterogeneità litologica di tale sequenza stratigrafica ha permesso di includere nello studio molti litotipi: gessi, porfidi, calcari, calcari marnosi, dolomie e arenarie.

Per ogni formazione considerata, è stata eseguita una stazione geomeccanica in corrispondenza di un affioramento rappresentativo, nella quale sono state rilevate

le principali caratteristiche delle discontinuità (giacitura, tipo, persistenza, spaziatura, apertura, riempimento, rugosità), stimato il GSI, misurato l'indice di rimbalzo R con il martello di Schmidt e raccolti i campioni di roccia per eseguire le prove di laboratorio (PLT, UCS). In seguito, gli ammassi rocciosi sono stati classificati utilizzando la classificazione RMR di Bieniawski e il *Q-system* di Barton.

Dagli indici di rimbalzo sono stati calcolati i valori di UCS di ciascuna formazione utilizzando diverse equazioni empiriche presenti in letteratura.

Con il PLT è stata determinata la resistenza a compressione su almeno 25 campioni appartenenti a ciascuna formazione. Per il calcolo di UCS sono stati utilizzati due metodi: il metodo classico, attraverso il *size correction factor*, e il metodo della regressione logaritmica. Tali metodi di valutazione sono stati necessari in quanto i campioni utilizzati sono irregolari e casuali, non cilindrici derivanti da carotaggio.

Dai campioni di maggiori dimensioni sono stati estratti i provini per effettuare le prove di compressione uniassiale (UCS) nel laboratorio di meccanica delle rocce del Dipartimento di Geoscienze dell'Università di Padova.

Infine, sono stati confrontati i valori di resistenza a compressione semplice ottenuti con i vari metodi, per ogni formazione dolomitica analizzata, sia con metodi grafici, sia calcolando due parametri statistici (*Variance accounted for* (VAF) e *root mean square error* (RMSE)) per verificare la capacità predittiva del PLT e del martello di Schmidt nei confronti della prova uniassiale.

Inoltre, sono stati calcolati, per ogni affioramento selezionato, i parametri del criterio di rottura di Hoek-Brown (m_b , a e s), la coesione e l'angolo di attrito del criterio di Mohr-Coulomb, la resistenza dell'ammasso roccioso (σ_m) e il suo modulo di elasticità E_{rm} a partire dalle resistenze a compressione calcolate con i tre metodi. Questa analisi è stata fatta allo scopo di valutare l'influenza della resistenza a compressione sui parametri meccanici degli ammassi rocciosi.

Il primo capitolo della tesi consiste nell'inquadramento delle Dolomiti all'interno della catena alpina e nella descrizione della loro sequenza stratigrafica, ponendo particolare attenzione alle caratteristiche litologiche delle formazioni sulle

quali sono state condotte le prove di compressione. Il secondo capitolo è dedicato alla metodologia con la quale sono stati caratterizzati gli ammassi rocciosi e calcolati i parametri dei criteri di rottura. Nel terzo capitolo vengono presentati i risultati delle classificazioni geomeccaniche, i valori di resistenza a compressione calcolati con ciascun metodo, i parametri del criterio di Hoek-Brown, coesione ed angolo di attrito e resistenza degli ammassi rocciosi studiati. Il quarto capitolo inizia con una considerazione sui limiti dei tre metodi utilizzati per valutare la resistenza a compressione, e continua con la discussione dei risultati riportati nel capitolo precedente. Tutte le conclusioni a cui si è giunti grazie all'analisi dei risultati sono poi riprese nel capitolo conclusivo. Negli Allegati da 1 a 12 sono riportate le foto degli affioramenti, il plot stereografico delle discontinuità, le schede delle classificazioni geomeccaniche, e tutte le tabelle e i grafici prodotti per il calcolo dei valori di UCS.

1 INQUADRAMENTO DELL'AREA IN STUDIO

Per la realizzazione delle prove di resistenza a compressione sono state scelte alcune tra le formazioni più importanti della sequenza stratigrafica dolomitica. Prima di analizzarle nel dettaglio è doveroso inserire tali formazioni in un contesto geologico più ampio, inserendo dapprima le Dolomiti all'interno della catena alpina, e successivamente mettendo in evidenza la collocazione stratigrafica e geografica di ciascuna formazione presa in esame.

1.1 Inquadramento geologico e strutturale delle Dolomiti

Le Alpi si possono suddividere in due macro domini separati dal Lineamento Periadriatico: le Alpi in senso stretto a nord e il Sudalpino a sud (*Figura. 1.1*).

Le Alpi in senso stretto costituiscono un cuneo collisionale formatosi dal Cretaceo Superiore all'Oligocene per giustapposizione di rocce appartenenti alla placca africana ed europea, e alla placca oceanica che divideva i due margini continentali. Durante questo processo le rocce hanno subito metamorfismo e sono state deformate da thrust nord vergenti.

Il Sudalpino è invece formato da rocce della placca africana coinvolte nell'orogenesi alpina a partire dall'Oligocene. Esse non hanno subito metamorfismo alpino ma sono state progressivamente deformate da nord verso sud da thrust e pieghe sud-vergenti. La successione stratigrafica del Sudalpino è costituita dal basamento metamorfico ercinico, il quale affiora prevalentemente sul settore occidentale della catena, e dalla copertura sedimentaria, affiorante soprattutto a oriente (Dal Piaz *et al*, 2003).

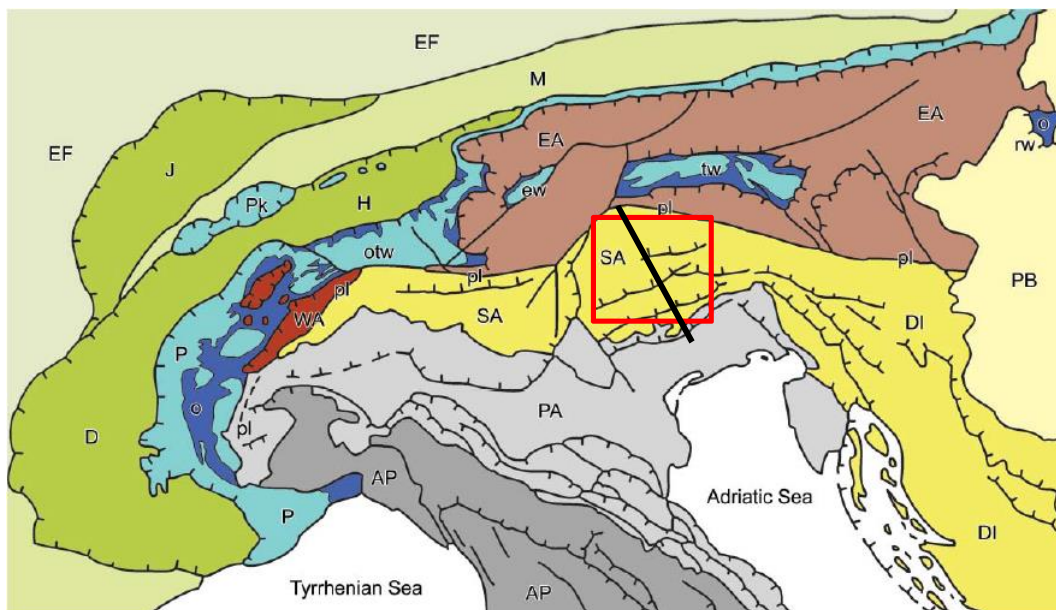


Figura 1.1: collocazione delle Dolomiti all'interno della catena alpina. SA=Sudalpino. Alpi in senso stretto: WA e EA=Austroalpino ovest e est, P=dominio Pennidico, H =dominio Elvetico. pl=Lineamento Periadriatico. In nero la traccia della sezione di Figura 1.2. Tratta da Dal Piaz et al, 2003

Le Dolomiti si localizzano nella parte orientale del Sudalpino, nell'area compresa tra il Lineamento Periadriatico e la faglia della Valsugana (Figura 1.2). Esse formano un'ampia sinclinale legata allo sviluppo di un pop-up di età neogenica, delimitato dalla Faglia della Valsugana a sud e dai suoi backthrust, Linea di Funes e Linea di Passo delle Erbe, a nord. (Doglioni, 1987).

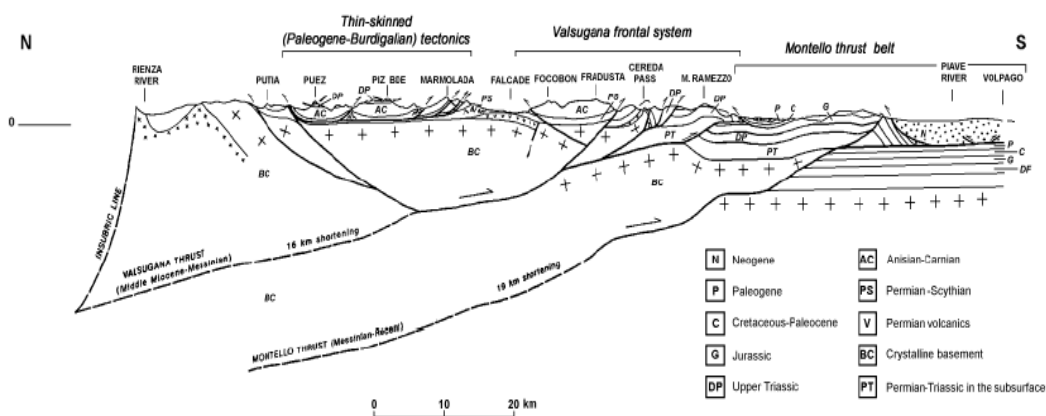


Figura 1.2: sezione geologica schematica di Figura 1.1. È evidente il pop-up formato dalla faglia della Valsugana e dai suoi backthrust (Linea di Funes e Linea di Passo delle Erbe) sul quale giacciono le Dolomiti. Tratta da Doglioni, 1987

1.2 La sequenza stratigrafica delle Dolomiti

Le informazioni riguardanti la sequenza stratigrafica delle dolomiti sono state tratte dai seguenti libri: *Geologia delle Dolomiti* (Bosellini, 1996) per il Paleozoico e Triassico; *Minerali del Veneto* (Zorzi e Boscardin, 2014) per il Giurassico, Cretaceo e Cenozoico; e dagli articoli di Bosellini, Gianolla e Stefani (2003) e Caputo, Poli e Zanferrari (2010), quest'ultimo per il solo Conglomerato del Montello.

La sequenza stratigrafica fino al Giurassico è schematicamente riassunta in *Figura 1.3*.

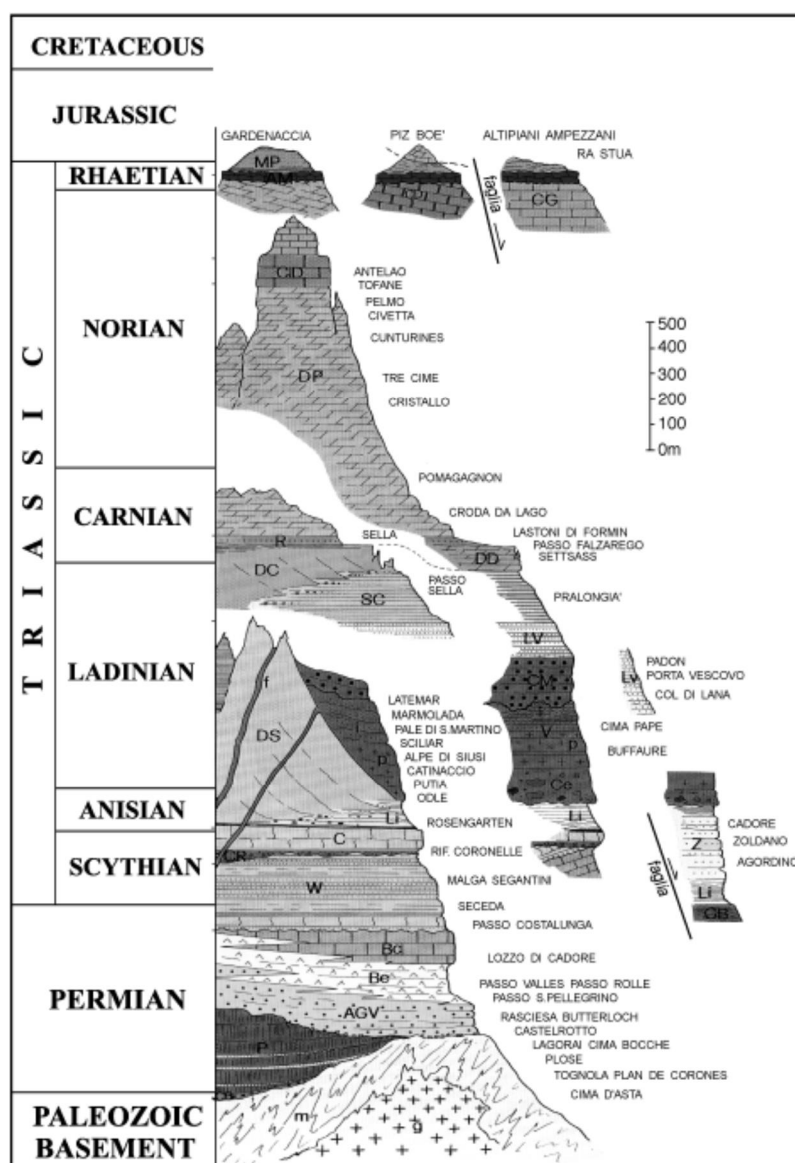


Figura 1.3: la successione stratigrafica delle Dolomiti centro-occidentali (Bosellini, 2003)

La roccia più antica delle Dolomiti è il basamento metamorfico formatosi durante l'orogenesi Hercinica, età Carbonifero-Permiana, costituito prevalentemente da filladi.

Successivamente, nel Permiano Inferiore, una fase di rifting causò la messa in posto, direttamente sul basamento, di corpi magmatici intrusivi (granito di Cima d'Asta e granito di Bressanone) ed effusivi costituiti soprattutto da porfidi. Questi ultimi formano la Piattarforma Porfirica Atesina.

Alla fine dell'attività vulcanica lo smantellamento dei prodotti magmatici e del basamento ercinico produsse l'accumulo in un contesto di piana alluvionale semi-arido della Formazione Arenaria di Val Gardena. La successiva trasgressione marina provocò dapprima la deposizione di evaporiti, che costituiscono la facies Fiammazza della Formazione a Bellerophon, e successivamente, una volta completato l'annegamento, di calcari scuri ricchi di sostanza organica, facies Badiota della medesima formazione.

All'inizio del Triassico (Induano e Olenekiano) persistettero condizioni di mare basso su tutta l'area dolomitica, le quali favorirono la deposizione di una complessa successione di sedimenti carbonatici e terrigeni che costituiscono la Formazione di Werfen. Tale formazione è suddivisa in 10 membri: Membro di Tesero, M. di Mazzin, M. di Andraz, M. di Siusi, M. dell'Oolite a Gasteropodi, M. di Campil, M. di Val Badia, M. di Cencenighe, M. di San Lucano, M. di Terra Rossa. Quest'ultimo non è presente nelle Dolomiti.

Alla base dell'Anisico, una crescente attività tettonica provocò la formazione di settori di alto strutturale intervallati a bacini. Proprio le aree sopraelevate rappresentarono l'ambiente ideale per la formazione delle piattaforme carbonatiche che, dall'Anisico in poi, si susseguirono formando l'ossatura delle odierne Dolomiti.

Dopo la deposizione di una prima unità carbonatica di piana tidale, chiamata Dolomia del Serla Inferiore (Bosellini *et al.*, 2003), si succedettero tre cadute del livello del mare che produssero altrettante formazioni conglomeratiche (in ordine stratigrafico: Conglomerato del Piz da Perez, Conglomerato di Voltago e Conglomerato di Richthofen). Ad ogni caduta eustatica seguì una trasgressione che

favorì lo sviluppo, negli alti strutturali, di tre generazioni di piattaforme carbonatiche (Formazione del Monte Rite, Formazione di Serla Superiore e Formazione del Contrin). Nelle aree bacinali invece, si susseguirono la Formazione di Dont, Formazione del Monte Bivera, Formazione dell'ØAmbata e, nei bacini a scarsa circolazione, contemporaneamente alla Formazione di Contrin, le dolomie fetide della Formazione di Moena.

La fase estensionale continuò, portando al collasso e alla rotazione di alcuni blocchi. Nelle aree sopraelevate, sopra i calcari del Contrin, si svilupparono le piattaforme carbonatiche della Dolomia dello Sciliar e del Calcare della Marmolada, le quali, forzate dall'Øalto tasso di subsidenza, raggiunsero spessori fino a 900 metri. Contemporaneamente, in bacino, si depose la Formazione di Livinallongo: una successione di calcari micritici nodulari e selciferi (Neri et al, 2007) intercalati da depositi vulcanoclastici e piroclastici conosciuti come 'Pietra Verde'.

Nel Ladinico superiore, dopo la deposizione delle Arenarie di Zoppè e della Formazione di Aquatona, cominciò un importante evento magmatico. I prodotti dei fenomeni vulcanici sono raggruppati all'Øinterno della Formazione del Fernazza e comprendono sia rocce intrusive (monzoniti, sieniti e gabbri) che effusive (basalti a pillow), che arenarie vulcanoclastiche.

Una nuova caduta del livello del mare determinò l'Øesposizione subaerea e la conseguente erosione delle rocce vulcaniche, che si depositarono in bacino sotto forma di arenarie e argille (Formazione di Wengen).

La cessazione dei fenomeni vulcanici consentì la ripresa della produzione di carbonato in ambiente di piattaforma; si formarono infatti le piattaforme che danno luogo alla Dolomia Cassiana, eteropica ai relativi depositi bacinali della Formazione di San Cassiano. Rispetto alle piattaforme del Ladinico inferiore, che dovettero svilupparsi in altezza per contrastare la subsidenza, quelle tardo ladiniche-carniche furono costrette a espandersi lateralmente a causa della mancanza di spazio di accomodamento, diminuendo l'Øangolo dei clinostrati. Progressivamente si assistette alla diminuzione della profondità dei bacini, che si riempirono totalmente con la Formazione di Santa Croce/Heiligkreuz.

Successivamente all'appiattimento della paleotopografia, sulla regione dolomitica si stabilì un ambiente di *sabkha* costiera dove si depositò la sequenza di depositi carbonatici, terrigeni ed evaporitici che contraddistinguono la Formazione di Travenanzes. Tale formazione rappresenta il basamento sopra il quale si sviluppò, alla fine del Carnico, l'estesa piattaforma carbonatica oggi rappresentata dalla Dolomia Principale. Essa è formata da una successione di cicli peritidali e raggiunge spessori fino a 2000 metri.

Alla fine del Triassico ebbe inizio la fase estensionale che preludeva all'apertura dell'oceano Ligure Piemontese. L'enorme piattaforma si smembrò in una sequenza di alti e bassi strutturali allungati in direzione N-S. Nell'alto strutturale della piattaforma di Trento la produzione di carbonato continuò per tutto il Giurassico Inferiore, formando il Gruppo dei Calcari Grigi, fino a quando, nel Bajociano, sprofondò definitivamente. L'annegamento della piattaforma trentina è testimoniato dalla deposizione dei calcari micritici del Rosso Ammonitico, una successione fortemente condensata deposta in ambiente di altofondo oceanico. Contemporaneamente a queste due formazioni, nel bacino bellunese si deposero: la Formazione di Soverzene, Formazione di Igne, Calcari del Vajont, questi ultimi costituiti dalle torbiditi oolitiche provenienti dall'adiacente piattaforma friulana che sopravvisse per tutto il Cretaceo, e la Formazione di Fonzaso.

Nel Tortoniano la piattaforma di Trento raggiunse condizioni prettamente bacinali e su tutta l'area dolomitica si deposero i calcari pelagici costituiti prevalentemente da calpionellidi e radiolari che formano la Maiolica.

Dal Cretaceo Superiore tuttavia, cominciarono a farsi sentire nel Sudalpino i primi effetti della convergenza tra la placca africana e quella europea che darà inizio all'orogenesi alpina. A nord, in corrispondenza della Svizzera e dell'Austria, la compressione provoca l'emersione di estese aree la cui erosione si manifesta con l'arrivo di un apporto terrigeno argilloso nelle dolomiti. In corrispondenza delle Giudicarie inoltre, si formarono una serie di alti strutturali che limitarono la circolazione delle correnti oceaniche. La mancanza di ossigenazione delle acque e la presenza di una componente terrigena da nord è testimoniata dalla deposizione di una successione di calcari micritici ricchi in sostanza organica intercalati da

livelli marnosi, che costituiscono la Scaglia Variegata. La sequenza bacinale si conclude con la deposizione, fino all'Eocene Inferiore-Medio, della Scaglia Rossa Veneta formata da calcari micritici rosati più o meno marnosi.

Sopra la Scaglia Rossa Veneta si trova la sequenza di marne argillose, calcareniti e arenarie che costituisce il Flysch Bellunese. Tali depositi sono legati allo sviluppo di correnti di torbida provenienti da nord est, dove era attiva l'orogenesi dinarica.

Nell'Eocene Superiore la sedimentazione continuò con la deposizione della Marna di Possagno e del Calcare di Santa Giustina, i quali lasciarono il posto, dal Cattiano in poi, alla Molassa Veneta. La molassa, costituita da arenarie, siltiti, marne e conglomerati, rappresenta la sequenza con la quale si riempì il bacino veneto, e termina con i Conglomerati del Montello di età Tortonian Superiore - Messiniano Inferiore (Caputo *et al*, 2010).

1.3 Le formazioni rocciose selezionate per le prove di resistenza a compressione

L'obiettivo del presente lavoro non necessita l'analisi di tutte le formazioni della sequenza dolomitica, ma soltanto di un numero tale da permetterci di considerare una variabilità litologica adeguata a valutare l'affidabilità dei valori di resistenza a compressione ottenuti utilizzando il martello di Schmidt.

Per questo motivo si è deciso di includere nello studio soltanto le formazioni più importanti per estensione e per spessore, e dalle quali potessero essere ricavati i provini per la prova di compressione uniassiale e raccolti campioni utilizzabili per il PLT.

Di seguito viene proposta la lista delle formazioni selezionate e le loro caratteristiche litologiche, tratte dalle note illustrative alla Carta Geologica d'Italia (Avanzini *et al*, 2010; Barbieri e Grandesso, 2007; Neri *et al*, 2007):

- GRUPPO VULCANICO ATESINO (Permiano): è costituito da una potente successione di lave, tufi e ignimbriti, alternata a livelli più modesti vulcano-sedimentari e sedimentari (Avanzini *et al*, 2010). È costituita prevalentemente da ignimbriti di composizione dacitica a

riolitica. Il rilievo geomeccanico e le prove di resistenza sono state eseguite sull'ignimbrite riolitica.

- ARENARIE DI VAL GARDENA (Permiano Sup.): successione di *red beds* continentali costituita in maggioranza da arenarie a grana da media a grossolana, nella parte bassa intercalate a conglomerati e nella parte alta a peliti, in quella che si presenta come una successione *fining-upward* sostanzialmente trasgressiva. Le arenarie sono costituite generalmente da frammenti di vulcaniti permiane, quarzo, feldspati, biotite e subordinati litici di basamento (Barbieri e Grandesso, 2007).
- FORMAZIONE A BELLEROPHON (Permiano Sup.): costituita da una facies inferiore evaporitica, formata da un'alternanza ciclica di dolomie più o meno marnose, marne e argilliti nere e gesso laminato, e da una facies superiore di dolomie e calcari scuri alternati a minori marne (Neri *et al*, 2007). Il rilievo geomeccanico e le prove di resistenza sono state eseguite sulla facies evaporitica (gesso).
- FORMAZIONE DI WERFEN (Triassico Inf: Induano - Olenekiano): complessa successione di sedimenti calcarei e terrigeni suddivisa in 10 membri, 9 dei quali presenti nelle Dolomiti. Sono stati scelti per l'esecuzione delle prove i due membri con gli spessori maggiori: il Membro di Campil, costituito da arenarie alternate a peliti e siltiti rosse, e il Membro di Siusi, formato inizialmente da calcari micritici grigi alternati a calcisiltiti e calcareniti, seguono marne e calcari marnosi alternati a tempestiti calcarenitiche (Neri *et al*, 2007). Le prove con il martello di Schmidt e il prelievo di campioni sono stati condotti sui livelli arenacei per il Membro di Campil e sui calcari micritici per il Membro di Siusi.
- DOLOMIA DELLO SCILIAR (Triassico Medio: Anisico - Ladinico): rocce carbonatiche di piattaforma interessate quasi ovunque da una dolomitizzazione pervasiva tardo-diagenetica.

Per l'esecuzione delle prove è stata presa in considerazione la parte della formazione dolomitizzata (Neri *et al*, 2007).

- FORMAZIONE DI LIVINALLONGO (Triassico Medio: Anisico sup. ó Ladinico inf.): calcari micritici nodulari selciferi, calcari bituminosi, intercalazioni di torbiditi e arenarie vulcanoclastiche e piroclastiti, i quali costituiscono la cosiddetta "Pietra Verde" (Neri *et al*, 2007).

Le prove di resistenza sono state condotte sulla Pietra Verde.

- FORMAZIONE DEL MONTE FERNAZZA (Triassico Medio: Ladinico sup): prevalenti arenarie vulcanoclastiche scure, omogenee dal punto di vista granulometrico, originate da correnti di torbida e organizzate in strati di spessore da decimetrico a metrico. Spesso le superfici di strato sono difficilmente riconoscibili. Tali arenarie sono composte essenzialmente da clasti lavici, frammenti vetrosi e pezzi di cristalli (Neri *et al*, 2007).
- DOLOMIA PRINCIPALE (Triassico Sup: Carnico sup - Norico): dolomie chiare organizzate in cicli peritidali che si manifestano con l'alternanza di livelli bioturbati fossiliferi e livelli stromatolitici (Neri *et al*, 2007).
- GRUPPO DEI CALCARI GRIGI (Giurassico Inf: Hettangiano ó Aleniano Inf.): complesso di calcari organizzati in cicli peritidali *shallowing-up*. Si distinguono *wackestone* e *packstone* a bioclasti a volte con ooidi e peloidi, calcari micritici, *grainstone* oolitico-pisolitici (Neri *et al*, 2007).
- MAIOLICA (Giurassico Sup ó Cretaceo Inf.: Titoniano Sup. ó Barremiano Sup.): calcari micritici biancastri, a frattura concoide, suddivisi in strati decimetrici e attraversati da frequenti superfici stilolitiche, spesso con noduli di selce. Costituiscono una sequenza bacinale formata da nannoplankton calcareo, radiolari, calpionellidi e, nella parte superiore, foraminiferi planctonici (Barbieri e Grandesso, 2007).

- SCAGLIA ROSSA (Cretaceo Sup - Paleocene): calcilutiti e calcari marnosi rosati fittamente stratificati, talora intercalati a sottili livelli pelitici e noduli e liste di selce (Barbieri e Grandesso, 2007).

Per ogni formazione sopra elencata è stato scelto un affioramento rappresentativo dove eseguire il rilievo geomeccanico, misurare l'indice di rimbalzo R e raccogliere i campioni per il PLT e la prova di compressione uniassiale. Le foto degli affioramenti sono riportate all'inizio di ciascun allegato.

In *Figura 1.4* è possibile osservare la distribuzione geografica degli affioramenti selezionati.

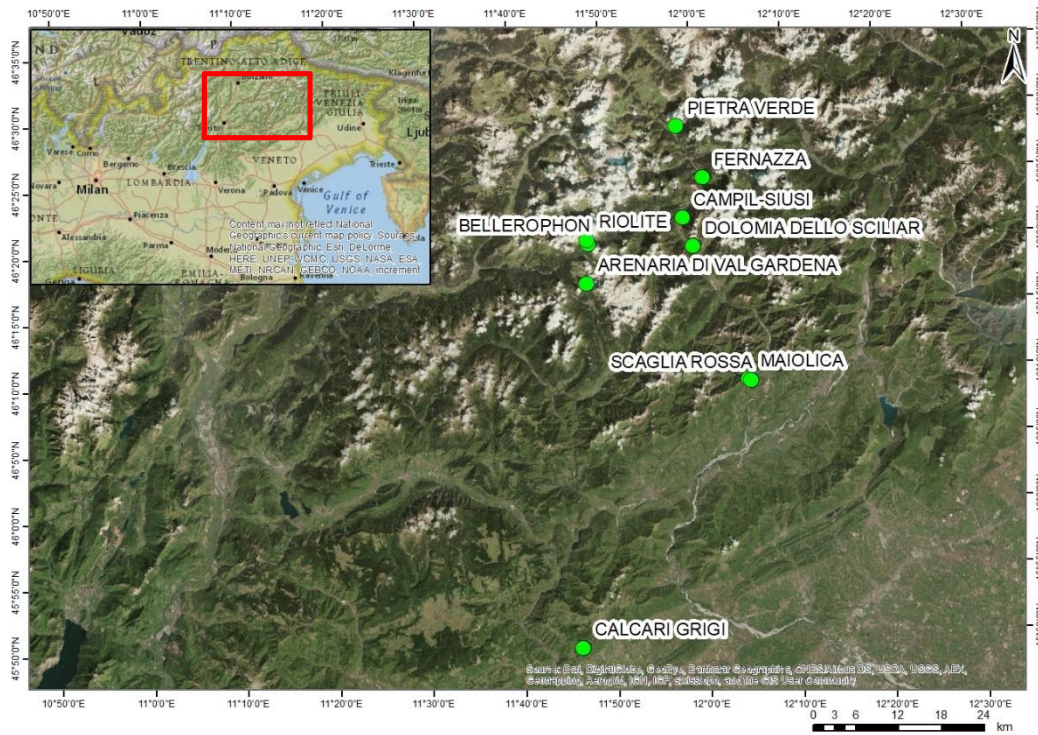


Figura 1.4: collocazione geografica delle stazioni geomeccaniche realizzate su ciascuna formazione studiata

2 METODOLOGIA DI LAVORO

2.1 Caratterizzazione dell'ammasso roccioso

L'ammasso roccioso è l'insieme della matrice rocciosa, intesa come materiale roccioso privo di discontinuità, e delle discontinuità, quali piani di stratificazione o di laminazione, piani di scistosità, faglie, discordanze o fratture.

La principale metodologia per indagare l'ammasso roccioso è il rilievo geomeccanico tramite la *Scan line* o il rilievo su superficie affiorante, come previsto dalle norme ISRM (1975 e successive integrazioni).

Il metodo consiste nel realizzare alcune stazioni di rilevamento geostrutturale su affioramenti adeguatamente estesi nelle due dimensioni, dove vengono raccolte le caratteristiche delle discontinuità per poter ricostruire un modello dell'assetto geomeccanico.

Una stazione geomeccanica è stata eseguita su ogni affioramento di *Figura 1.4*, dapprima fotografando e descrivendo l'aspetto dell'ammasso roccioso, quindi raccogliendo le principali caratteristiche delle discontinuità, quali:

- Giacitura: espressa come inclinazione e direzione dell'immersione, tramite bussola di Clar (*dip, dip azimuth*).
- Tipo: strato, scistosità, *joint*, faglia.
- Spaziatura: distanza tra due discontinuità appartenenti alla stessa famiglia.
- Persistenza: corrisponde all'estensione del piano di discontinuità. Vista la difficoltà di definire l'estensione nelle due dimensioni è stata determinata misurando la lunghezza della traccia del piano sull'affioramento.
- Scabrezza: rappresenta il grado di irregolarità della superficie sia a scala millimetrica (rugosità) che decimetrica/metrica (ondulazione), è stata definita qualitativamente.
- Apertura: è la distanza in millimetri tra le pareti del giunto.

- Riempimento: materiale che riempie lo spazio tra le due pareti della discontinuità.

Oltre alle caratteristiche dei giunti è stato misurato l'indice di rimbalzo R con il martello di Schmidt, che verrà descritto dettagliatamente nel paragrafo successivo, e stimato il GSI (*Geological Strength Index*). Il GSI è un indice per la classificazione dell'ammasso roccioso basato sul grado di fratturazione dell'ammasso e sulle caratteristiche dei giunti. Allo scopo sono state utilizzate le tabelle proposte da Hoek & Marinos (2000, 2001).

Nel nostro caso, il criterio utilizzato per il rilievo è quello definito con il termine di *ösoggettivoö*, che consiste nel raccogliere quanti più dati possibili sulle discontinuità presenti in affioramento per poi elaborarli in modo statistico.

Una volta effettuato il rilievo, i poli dei piani delle discontinuità misurate sono stati plottati in un diagramma stereografico, distinguendo le famiglie e calcolandone l'orientazione del polo rappresentativo con la media pesata. Quindi, sono stati calcolati il numero volumetrico di giunti *Jvö* (*Volumetric Joint*), definito come il numero di giunti che intersecano un metro cubo di roccia, e l'*RQD* (*Rock Quality Designation*), uguale al rapporto della somma delle lunghezze dei frammenti di roccia intatta superiori a 10 centimetri e la lunghezza totale del campione. *Jv* è uguale alla somma del reciproco delle spaziature medie di ogni famiglia di giunti, mentre *RQD* si ricava dall'equazione:

$$R.Q.D. = 110 - 2.5Jv \quad \text{Equazione 1}$$

Il passo successivo è quello di inserire i dati raccolti durante il rilievo geomeccanico nelle classificazioni geomeccaniche per definire la qualità degli ammassi rocciosi. Nel presente studio sono state utilizzate a tal proposito le classificazioni RMR di Bieniawski (1989) (*Figura 2.1*) e il Q-system di Barton (1974) (*Figura 2.2*). Nella classificazione di Bieniawski non è stata considerata la correzione per l'orientazione, mentre, in quella di Barton *SRF* (*Stress Reduction Factor*) è stato posto uguale a 2.5, corrispondente agli ammassi rocciosi superficiali.

La classificazione degli ammassi rocciosi è stata eseguita allo scopo di contestualizzare dal punto di vista geomeccanico le formazioni rocciose considerate, pur sapendo che le caratteristiche rilevate nel singolo affioramento non possono essere estese all'intera formazione e a tutti i siti dove essa è esposta.

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND THEIR RATINGS									
Parameter		Range of values							
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index	>10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	For this low range - uniaxial compressive test is preferred		
		Uniaxial comp. strength	>250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	1 - 5 MPa	< 1 MPa
	Rating		15	12	7	4	2	1	0
2	Drill core Quality RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Rating		20	17	13	8	3		
3	Spacing of		> 2 m	0.6 - 2. m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Rating		20	15	10	8	5		
4	Condition of discontinuities (See E)		Very rough surfaces Not continuous No separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Slightly weathered walls	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Highly weathered walls	Stickensided surfaces or Gouge < 5 mm thick or Separation 1-5 mm Continuous	Soft gouge >5 mm thick or Separation > 5 mm Continuous		
	Rating		30	25	20	10	0		
5	Groundwater	Inflow per 10 m tunnel length (l/m)	None	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		(Joint water press) (Major principal σ)	0	< 0.1	0.1, - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		General conditions	Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing		
		Rating		15	10	7	4	0	
B. RATING ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS (See F)									
Strike and dip orientations		Very favourable	Favourable	Fair	Unfavourable	Very Unfavourable			
Ratings	Tunnels & mines	0	-2	-5	-10	-12			
	Foundations	0	-2	-7	-15	-25			
	Slopes	0	-5	-25	-50				
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED FROM TOTAL RATINGS									
Rating		100 ← 81	80 ← 61	60 ← 41	40 ← 21	< 21			
Class number		I	II	III	IV	V			
Description		Very good rock	Good rock	Fair rock	Poor rock	Very poor rock			
D. MEANING OF ROCK CLASSES									
Class number		I	II	III	IV	V			
Average stand-up time		20 yrs for 15 m span	1 year for 10 m span	1 week for 5 m span	10 hrs for 2.5 m span	30 min for 1 m span			
Cohesion of rock mass (kPa)		> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100			
Friction angle of rock mass (deg)		> 45	35 - 45	25 - 35	15 - 25	< 15			
E. GUIDELINES FOR CLASSIFICATION OF DISCONTINUITY conditions									
Discontinuity length (persistence)		< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m			
Rating		6	4	2	1	0			
Separation (aperture)		None	< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm			
Rating		6	5	4	1	0			
Roughness		Very rough	Rough	Slightly rough	Smooth	Stickensided			
Rating		6	5	3	1	0			
Infilling (gouge)		None	Hard filling < 5 mm	Hard filling > 5 mm	Soft filling < 5 mm	Soft filling > 5 mm			
Rating		6	4	2	2	0			
Weathering		Unweathered	Slightly weathered	Moderately weathered	Highly weathered	Decomposed			
Rating		6	5	3	1	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 Wolkham et al (1972).

Figura 2.1: Rock Mass Rating di Bieniawski

A. Rock quality designation (RQD)

Very poor	RQD = 0 - 25%
Poor	25 - 50
Fair	50 - 75
Good	75 - 90
Excellent	90 - 100

Notes:

(i) Where RQD is reported or measured as < 10 (including 0), a nominal value of 10 is used to evaluate Q

(ii) RQD intervals of 5, i.e. 100, 95, 90, etc. are sufficiently accurate

B. Classification with ratings for the Joint set number (Jn)

Massive, no or few joints	Jn = 0.5 - 1
One joint set	2
One joint set plus random	3
Two joint sets	4
Two joint sets plus random	6
Three joint sets	9
Three joint sets plus random	12
Four or more joint sets, heavily jointed, "sugar-cube", etc.	15
Crushed rock, earth-like	20

Notes: (i) For tunnel intersections, use (3.0 x Jn); (ii) For portals, use (2.0 x Jn)

C. Classification with ratings for the Joint roughness number (Jr)

a) Rock-wall contact		c) No rock-wall contact when sheared	
b) rock-wall contact before 10 cm shear			
Discontinuous joints	Jr = 4	Zone containing clay minerals thick enough to prevent rock-wall contact	Jr = 1.0
Rough or irregular, undulating	3	Sandy, gravelly or crushed zone thick enough to prevent rock-wall contact	1.0
Smooth, undulating	2		
Slickensided, undulating	1.5	Notes: (i) Add 1.0 if the mean spacing of the relevant joint set is greater than 3 m (ii) Jr = 0.6 can be used for planar, slickensided joints having lineations, provided the lineations are orientated for minimum strength	
Rough or irregular, planar	1.5		
Smooth, planar	1.0		
Slickensided, planar	0.5		

Note: (i) Descriptions refer to small scale features, and intermediate scale features, in that order

D. Classification with ratings for the Joint alteration number (Ja)

	JOINT WALL CHARACTER		Condition	Wall contact	
	Contact between joint walls	CLEAN JOINTS:	Healed or welded joints:	filling of quartz, epidote, etc.	Ja = 0,75
Fresh joint walls:			no coating or filling, except from staining (rust)	1	
JOINTS WITH COATING OF:		Slightly altered joint walls:	non-softening mineral coatings, clay-free particles, etc.	2	
		Friction materials:	sand, silt calcite, etc. (non-softening)	3	
		Cohesive materials:	clay, chlorite, talc, etc. (softening)	4	
Partly or no wall contact	FILLING OF:	Type		Wall contact before 10 cm shear	
		Friction materials	sand, silt calcite, etc. (non-softening)	Ja = 4	No wall contact when sheared
		Hard cohesive materials	compacted filling of clay, chlorite, talc, etc.	6	5 - 10
		Soft cohesive materials	medium to low overconsolidated clay, chlorite, talc, etc.	8	12
		Swelling clay materials	filling material exhibits swelling properties	8 - 12	13 - 20

E. Classification with ratings for the Joint water reduction factor (Jw)

Dry excavations or minor inflow, i.e. < 5 l/min locally	$p_w < 1 \text{ kg/cm}^2$	Jw = 1
Medium inflow or pressure, occasional outwash of joint fillings	1 - 2.5	0.66
Large inflow or high pressure in competent rock with unfilled joints	2.5 - 10	0.5
Large inflow or high pressure, considerable outwash of joint fillings	2.5 - 10	0.3
Exceptionally high inflow or water pressure at blasting, decaying with time	> 10	0.2 - 0.1
Exceptionally high inflow or water pressure continuing without noticeable decay	> 10	0.1 - 0.05

Notes: (i) The last four factors are crude estimates. Increase Jw if drainage measures are installed

(ii) Special problems caused by ice formation are not considered

F. Classification with ratings for the Stress reduction factor (SRF)

Weakness zones intersecting excavation	Multiple weakness zones with clay or chemically disintegrated rock, very loose surrounding rock (any depth)			SRF = 10
	Single weakness zones containing clay or chemically disintegrated rock (depth of excavation < 50 m)			5
	Single weakness zones containing clay or chemically disintegrated rock (depth of excavation > 50 m)			2.5
	Multiple shear zones in competent rock (clay-free), loose surrounding rock (any depth)			7.5
	Single shear zones in competent rock (clay-free), loose surrounding rock (depth of excavation < 50 m)			5
	Single shear zones in competent rock (clay-free), loose surrounding rock (depth of excavation > 50 m)			2.5
	Loose, open joints, heavily jointed or "sugar-cube", etc. (any depth)			5
Note: (i) Reduce these values of SRF by 25 - 50% if the relevant shear zones only influence, but do not intersect the excavation				
Competent rock, rock stress problems		σ_1 / σ_3	σ_2 / σ_3	SRF
	Low stress, near surface, open joints	> 200	< 0.01	2.5
	Medium stress, favourable stress condition	200 - 10	0.01 - 0.3	1
	High stress, very tight structure. Usually favourable to stability, maybe except for walls	10 - 5	0.3 - 0.4	0.5 - 2
	Moderate slabbing after > 1 hour in massive rock	5 - 3	0.5 - 0.65	5 - 50
	Slabbing and rock burst after a few minutes in massive rock	3 - 2	0.65 - 1	50 - 200
	Heavy rock burst (strain burst) and immediate dynamic deformation in massive rock	< 2	> 1	200 - 400
Notes: (ii) For strongly anisotropic stress field (if measured): when $\sigma_1 / \sigma_3 < 10$, reduce σ_1 to $0.75 \sigma_1$. When $\sigma_2 / \sigma_3 > 10$, reduce σ_2 to $0.6 \sigma_2$.				
(iii) Few case records available where depth of crown below surface is less than span width. Suggest SRF increase from 2.5 to 5 for low stress cases				
Squeezing rock	Plastic flow of incompetent rock under the influence of high pressure			SRF
		σ_1 / σ_3		
	Mild squeezing rock pressure	1 - 5		5 - 10
	Heavy squeezing rock pressure	> 5		10 - 20
Swelling rock	Chemical swelling activity depending on presence of water			SRF
		σ_1 / σ_3		
	Mild swelling rock pressure			5 - 10
	Heavy swelling rock pressure			10 - 15

Figura 2.2: Q-system di Barton

2.2 Calcolo della resistenza a compressione semplice (UCS)

La resistenza a compressione delle rocce può essere valutata con metodi diretti o indiretti. I metodi diretti, come la prova di compressione uniassiale, permettono di ottenere direttamente il valore di UCS, i metodi indiretti invece si basano sul calcolo di un indice (R per il martello di Schmidt e I_{50} per il PLT) che è correlabile alla resistenza a compressione semplice attraverso relazioni empiriche.

Nel presente lavoro di tesi è stata valutata la resistenza a compressione a partire dall'indice R del martello di Schmidt misurato in affioramento, con il PLT su campioni irregolari e con la prova di compressione uniassiale.

2.2.1 Martello di Schmidt

Il martello di Schmidt consente di stimare la resistenza a compressione della roccia in modo non distruttivo e veloce, in laboratorio su campioni di dimensioni adeguate o in campagna direttamente sull'affioramento.

Esso è costituito da un corpo cilindrico, una massa battente di acciaio azionata da una molla, e una testa di percussione che fuoriesce da un'estremità dello strumento (Figura 2.3). Posizionando la testa di percussione a contatto con il materiale che si vuole indagare e perpendicolarmente ad esso, si spinge il corpo dello strumento

contro la roccia e la massa entra al suo interno caricando la molla. Quando la massa sarà totalmente entrata, una massa viene automaticamente liberata colpendo la massa stessa, la quale, essendo posta direttamente a contatto con il materiale, provocherà un contraccolpo sulla massa tanto maggiore quanto più alta è la resistenza del materiale con cui è a contatto; l'entità del rimbalzo di contraccolpo è misurata attraverso un indice leggibile su una scala graduata situata sul fianco dello strumento.

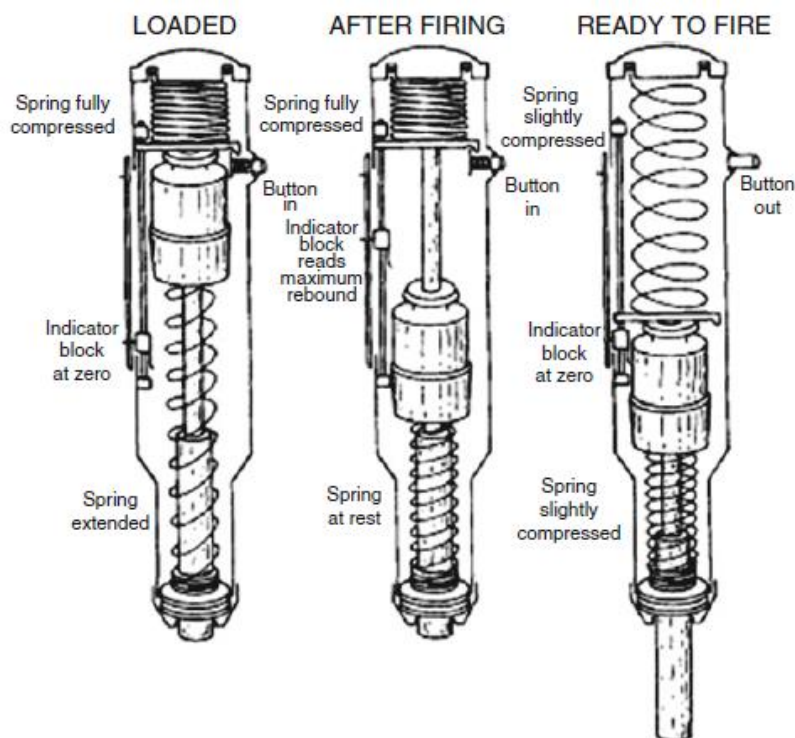


Figura 2.3 Funzionamento e componenti meccanici del martello di Schmidt (Aydin, 2009)

L'indice che compare sulla scala graduata si riferisce al massimo valore del rimbalzo della massa, e corrisponde all'indice σ_r se la misura è condotta su roccia allo stato naturale o all'indice σ_{R0} (*rebound number* o *rebound strength*) se è realizzata su una superficie pulita dall'alterazione superficiale con una pietra smeriglio (Figura 2.4).



Figura 2.4: confronto tra la superficie naturale e quella levigata con la pietra smeriglio, sulla quale è appoggiata la punta dell'asta del martello

In vendita si possono trovare due tipi di martello di Schmidt: il tipo L e il tipo N, i quali possiedono energia di impatto rispettivamente di 0.735 Nm e 2.207 Nm. ISRM suggerisce di utilizzare il martello tipo L per caratterizzare le rocce di resistenza a compressione compresa tra 20 e 150 MPa, mentre l'uso del martello tipo N non è considerato. ASTM invece non specifica il tipo di martello da utilizzare ma ne consiglia l'uso per rocce con UCS da 1 a 100 MPa. Nonostante ciò, entrambi i martelli vengono normalmente utilizzati per caratterizzare rocce con resistenza a compressione fino a 350 MPa, anche se il martello tipo L rimane comunque più adatto per rocce più tenere (Buyuksagis e Goktan, 2007). Inoltre, sebbene nelle norme ISRM sia suggerito l'uso del martello tipo L, il tipo N, possedendo un'energia d'impatto maggiore, riesce a coinvolgere un volume roccioso più grande ottenendo valori di rimbalzo più accurati e affidabili. (Buyuksagis e Goktan, 2007; Aydin, 2009).

Per determinare la resistenza a compressione semplice le norme ISRM (Aydin, 2009) suggeriscono di registrare 20 valori di R separati di almeno un diametro dell'asta, correggendoli per l'orientazione del martello di Schmidt con il diagramma di *Figura 2.5* nel caso la misura non sia stata fatta con martello orizzontale. UCS

viene calcolato utilizzando il valore medio dell'intera serie di valori di R, utilizzando le relazioni empiriche presenti in letteratura.

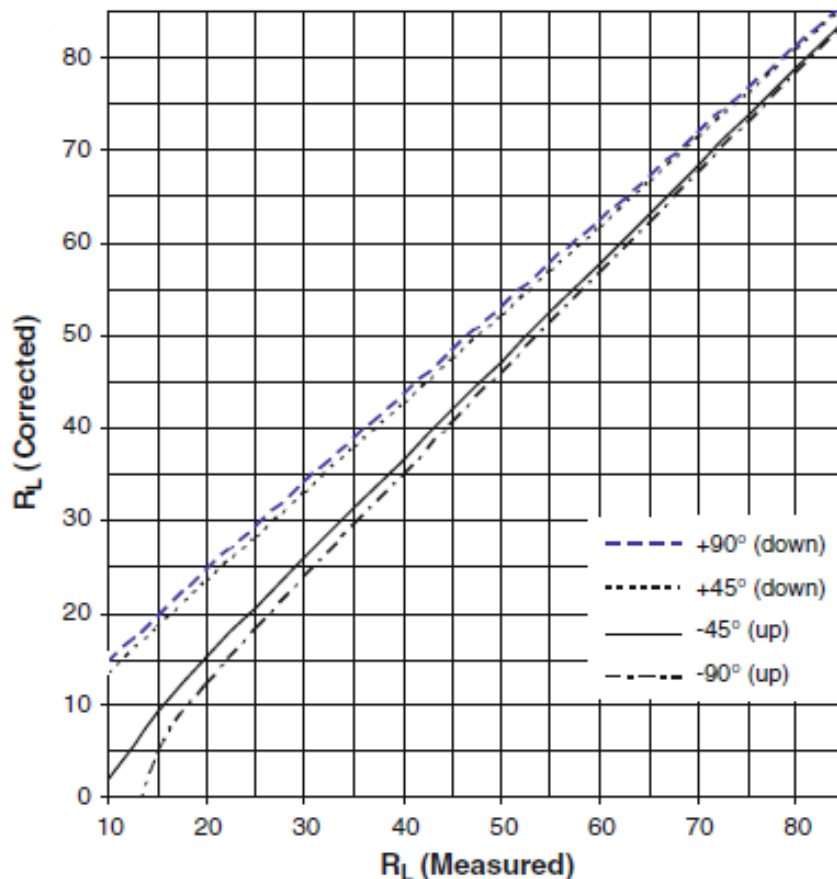


Figura 2.5: Diagramma per la correzione dell'indice R in funzione dell'orientazione del martello di Schmidt. Tratto da Basu e Aydin (2004)

Nel presente studio le misure sono state eseguite in affioramento con un martello di Schmidt tipo L. Sono state effettuate almeno due serie da 20 misure di σ_{R} e σ_{R} e corretti i valori per l'orientazione del martello con il diagramma di Figura 2.5. Per ogni serie di valori di R corretti sono stati calcolati: la media di tutti i valori, la media dei 10 valori più alti, la deviazione standard, il massimo e il minimo R aggiungendo e sottraendo la deviazione standard al valore medio.

La resistenza a compressione semplice è stata calcolata con le seguenti equazioni (da Aydin e Basu, 2005):

- 1) *Deere and Miller (1966)* $\sigma_{10} = 9.97 \sigma_{10}^{(0.002 \cdot \sigma_{10}^* \cdot \sigma_{10}^*)}$ tutte le litologie
- 2) *Yasar and Erdogan (2004)* $\sigma_{10} = 0.000004 \sigma_{10}^{(0.002)}$ carbonati, arenarie, basalti
- 3) *Aufmuth (1973)* $\sigma_{10} = 0.33 (\sigma_{10} * \sigma_{10})^{0.002}$ tutte le litologie
- 4) *Beverly et al. (1979: in Xu et al., 1990)* $\sigma_{10} = 12.74 \sigma_{10}^{(0.002 \cdot \sigma_{10}^* \cdot \sigma_{10}^*)}$ tutte le litologie
- 5) *Cargill and Shakoor (1990)* $\sigma_{10} = 3.32 \sigma_{10}^{(0.002 \cdot \sigma_{10}^* \cdot \sigma_{10}^*)}$ arenarie
- 6) *Cargill and Shakoor (1990)* $\sigma_{10} = 18.17 \sigma_{10}^{(0.002 \cdot \sigma_{10}^* \cdot \sigma_{10}^*)}$ carbonati
- 7) *O' Rourke (1989)* $\sigma_{10} = 4.45 * \sigma_{10} - 76.18$ arenarie, siltiti, calcari, anidrite

R_L è l'indice di rimbalzo ottenuto su roccia pulita dalla patina di alterazione e il peso specifico della roccia. Vicino ad ogni equazione sono riportate le rocce sulla quale è stata ricavata sperimentalmente.

Nel nostro caso UCS è stata calcolata inserendo nelle equazioni quattro valori di R_L : R_L ottenuto dalla media delle medie di ciascuna serie di misure, come indicato nelle norme ISRM più recenti, R_L come media delle medie dei 10 valori più alti di ogni serie, come suggerito dalla vecchia norma ISRM (ISRM, 1981), R_L uguale alla media dei massimi e minimi R di ciascuna serie. Il peso specifico della roccia è stato ricavato dalla media dei pesi specifici dei tre provini utilizzati per le prove di resistenza a compressione.

Le equazioni non applicabili a tutte le litologie sono state usate per il calcolo della resistenza a compressione delle sole rocce indicate a fianco dell'equazione stessa.

2.2.2 Point Load Test (PLT)

Il PLT consente una stima della resistenza a compressione semplice della roccia attraverso la determinazione di un indice, chiamato I_{50} (*point load strength index*), il quale viene ricavato da un altro indice, detto I_s (*point load strength*).

La prova viene condotta posizionando i campioni di roccia tra due punte coniche di acciaio e comprimendoli fino a rottura. Un manometro permette di leggere il

valore del carico applicato quando avviene la rottura del campione, mentre una scala graduata consente la lettura dello spessore del campione prima che avvenga la compressione (Figura 2.6).



Figura 2.6: macchinario utilizzato per le prove

Nel PLT si possono utilizzare campioni cilindrici, caricandoli assialmente o diametralmente, oppure campioni irregolari.

L'indice I_S (*point load strength*) nel caso di prove diametrali su provini circolari viene calcolato con la seguente formula:

$$I_S = \frac{F}{D^2} \quad \text{Equazione 2}$$

Dove: F = carico a rottura, D = diametro della carota.

Nel caso di prove assiali su carote o su campioni irregolari viene utilizzato il diametro della carota equivalente (D_e), ovvero il diametro che avrebbe la carota di area di rottura uguale a quella del campione:

$$I_S = \frac{F}{D_e^2} = \frac{F \cdot A}{A \cdot D_e^2} \quad \text{Equazione 3}$$

dal momento che l'area del campione (A):

$$A = W \cdot D = \frac{W \cdot D^2}{D} \quad \text{Equazione 4}$$

Dove W e D sono rispettivamente la larghezza e lo spessore del campione.

Oppure, usando la formulazione $I_S = \frac{F}{A} \cdot D$ (Thuro e Plinninger, 2001)

$$I_S = \frac{F \cdot D}{A} \quad \text{per le carote} \quad \text{Equazione 5}$$

$$I_S = \frac{F}{A} \cdot D \quad \text{per i campioni irregolari} \quad \text{Equazione 6}$$

Poiché i valori di I_s sono strettamente dipendenti dallo spessore del campione, per eliminare l'effetto scala si fa riferimento all' I_{50} (*point load strength index*), ovvero il *point load strength* riferito a campioni di spessore 50 mm. Per risalire dai valori di I_s a quelli di I_{50} si può procedere utilizzando il *size correction factor* (f) oppure rappresentando i dati in un diagramma semi-logaritmico, utilizzando il cosiddetto *logar method* (*logarithmic regression analysis*).

Nel primo caso:

$$I_{50} = I_s \frac{D}{50} = I_s \frac{D^2}{2500} \quad \text{Equazione 7}$$

Oppure, non usando il diametro equivalente:

$$I_{50} = I_s \frac{D_e}{50} \quad \text{Equazione 8}$$

Dove:

$$I_s = \frac{P}{D^2} = \frac{P}{D_e^2} \quad \text{Equazione 9}$$

Il *logar method* invece consiste nel plottare in un diagramma semi-logaritmico I_s ó D^2 oppure I_s ó D_e^2 , nel caso venga utilizzato il diametro equivalente, i valori di ogni singola prova. Una volta plottati i dati, dall'equazione della retta di regressione è possibile risalire al valore di I_{50} , I_s corrispondente ad un D^2 di 2500 mm² ($D=50$ mm).

In entrambi i casi le prove con il PLT dovranno essere realizzate su campioni di spessore compreso tra 15 e 85 mm secondo ISRM 1985 o tra 30 e 85 mm per ASTM 2003, il cui rapporto D/W sia compreso tra 0.3 e 1, preferendo comunque che esso sia il più possibile vicino a 1. Il calcolo di I_s deve essere fatto utilizzando il diametro della carota equivalente e, per ottenere un valore di I_{50} rappresentativo della roccia in esame nel caso siano utilizzati campioni irregolari, ISRM 1985 suggerisce di fare almeno 10 prove, ASTM 2003 indica 20 prove. La prova dovrà essere scartata se la superficie di rottura non passa per entrambe le punte della macchina. Utilizzando il *logar method* si perverrà ad un solo valore di I_{50} , nel caso si adottasse il *size correction factor* i valori di I_s calcolati dalle singole prove verranno trasformati in I_{50} e, per il calcolo di UCS, verrà considerato il valore di I_{50} corrispondente al valore

medio dell'intera serie a cui vengono sottratti i due valori più bassi e i due più alti (ISRM 1985 e ASTM 2003).

Il valore di I_{50} viene utilizzato per stimare la resistenza a compressione della roccia utilizzando la formula:

$$C = I_{50} \cdot K \quad \text{Equazione 10}$$

Il valore di C dipende dal diametro del *point load strength* a cui si fa riferimento, come indicato nella seguente tabella (Tabella 2.1):

Tabella 2.1: valore di C corrispondente ai diametri delle carote a cui si fa riferimento. Tratta da ASTM, 2003

TABLE 1 Generalized Value of "C" ^A	
Core Size, mm	Value of "C" (Generalized)
20	17.5
30	19
40	21
50	23
54	24
60	24.5

^A From ISRM Suggested Methods.⁵

Per quanto riguarda questo lavoro di tesi, la prova con il PLT è stata condotta su almeno 23 campioni irregolari prelevati sugli affioramenti di Figura 1.4.

È stato misurato lo spessore dei campioni prima della compressione e il carico a rottura.

I valori di I_{50} (*point load strength index*) da inserire nell'Equazione 10 sono stati calcolati sia con il *size correction factor* sia con il *logar method*, utilizzando sia il diametro della carota equivalente che lo spessore vero del campione.

Nel primo caso la procedura utilizzata è la seguente:

- dal momento che non è stata misurata la larghezza dei campioni, la superficie di rottura ($A=W \cdot D$) viene approssimata a D^2 ;
- il diametro equivalente (D_e) è stato ricavato dall'Equazione 4:

$$D_e = \frac{D^2}{D} \quad \text{Equazione 11}$$

- I_s (*point load strength*) risulta dalle Equazioni 3 e 6:

$$I_s = \frac{P}{D_e^2} = \frac{P}{D^2} \quad \text{Equazione 12 (utilizzando il diametro equivalente della carota)}$$

$$\sigma_c = \frac{P}{A_e} \quad \text{Equazione 13 (usando il diametro effettivo del campione)}$$

- f (*size correction factor*) è stato calcolato con l'Equazione 9 inserendo D e D_e in millimetri;
- I_{50} viene ricavato dalle Equazioni 7 e 8;
- La resistenza a compressione della roccia è stata calcolata dal prodotto del valore medio dell'insieme dei valori di I_{50} , scartando i due valori più alti e i due più bassi, e 23, come suggerito dalla Tabella 2.1, utilizzando quindi l'equazione di Bieniawski (1975).

Come consigliato dalle norme ISRM e ASTM, I_{50} è stato calcolato anche con il *logar method*, costruendo i grafici semi-logaritmici I_s ó D^2 e I_s ó D_e^2 .

Una volta plottati i dati si calcola l'equazione della retta di regressione dei punti, che ha forma:

$$\log I_s = a + b \log(D^2) \quad \text{Equazione 14}$$

il *point load strength index* si ricava ponendo nell'equazione precedente $D=50\text{mm}$, e sostituendo ad a e b l'intercetta e il coefficiente angolare della retta di regressione:

$$\log I_{50} = a + b \log(2500) \quad \text{Equazione 15}$$

Quindi, dall'Equazione 10:

$$I_{50} = 10^{a + b \log(2500)} \quad \text{Equazione 16}$$

Come indicato da Thuro e Plinninger (2001), per analizzare statisticamente i dati sono stati calcolati:

- La deviazione standard (s) dei valori di I_s
- Il coefficiente di correlazione R e il quadrato del coefficiente di correlazione (R^2) tra D^2 e I_s e tra D_e^2 e I_s
- il minimo e il massimo statistico di I_{50} :

$$I_{50} = I_{50} - I_{50} \quad \text{Equazione 17}$$

$$I_{50} = I_{50} - I_{50} \quad \text{Equazione 18}$$

- Il massimo e il minimo UCS, moltiplicando I_{min} e I_{max} per 23.

Il coefficiente di correlazione di Pearson ha lo scopo di valutare il grado di correlazione delle variabili $I_s - D$ o $I_s - D_e$, e corrisponde al rapporto tra la covarianza e il prodotto delle deviazioni standard. Tale coefficiente assume valori compresi tra -1 e 1: valori positivi indicano una correlazione diretta tra le variabili, valori negativi indicano correlazione inversa. Inoltre, il grado di correlazione aumenta con l'aumentare del valore assoluto del coefficiente di correlazione: 1 corrisponde ad una correlazione lineare perfetta.

2.2.3 Prova di compressione uniassiale

La prova di compressione uniassiale consente una misura diretta della resistenza a compressione della roccia. Questa prova viene condotta posizionando un provino cilindrico di roccia all'interno di una pressa idraulica dove viene compresso a velocità costante fino a rottura. La resistenza a compressione della roccia viene calcolata dividendo il carico a rottura del campione (F [N]) per l'area della sezione trasversale iniziale dello stesso (A [mm^2]), calcolata a partire dal diametro medio:

$$\sigma_c = \frac{F}{A} \quad \text{Equazione 19}$$

Oltre alla resistenza a compressione, la prova uniassiale permette di calcolare due parametri elastici del materiale: il modulo di Young e il rapporto di Poisson. Per calcolarli, sui provini cilindrici vengono incollati due estensimetri elettrici a resistenza (*strain gauge*) perpendicolari tra loro, i quali permettono di calcolare la deformazione assiale e laterale. La deformazione assiale ϵ_a è uguale a:

$$\epsilon_a = \frac{\Delta L}{L} \quad \text{Equazione 20}$$

Dove L =lunghezza iniziale dello *strain gauge* assiale e ΔL =variazione in lunghezza dello *strain gauge* assiale; la deformazione laterale ϵ_l invece:

$$\epsilon_l = \frac{\Delta D}{D} \quad \text{Equazione 21}$$

D =diametro iniziale del provino e ΔD =variazione del diametro del provino.

Il fatto che lo estensimetro misuri in realtà la variazione della circonferenza del provino non cambia il risultato della deformazione laterale, poiché la deformazione diametrale $\epsilon_{\varnothing} = \frac{\Delta \varnothing}{\varnothing}$ è uguale alla deformazione circonferenziale $\epsilon_{\varnothing} = \frac{\Delta \varnothing}{\varnothing}$, dove C=lunghezza della circonferenza.

Conoscendo la deformazione assiale e laterale, si può ricavare la deformazione volumetrica del provino dalla seguente relazione:

$$\epsilon_v = \epsilon_a + 2\epsilon_{\varnothing} \quad \text{Equazione 22}$$

Il modulo di Young (E)

$$E = \frac{\sigma}{\epsilon_a} \quad \text{Equazione 23}$$

è calcolabile in tre modi diversi a partire dal grafico sforzo assiale ó deformazione assiale della prova. Il primo metodo, con il quale si calcola il modulo di Young tangenziale (E_t), consiste nel misurare la pendenza della curva nell'intorno del punto che corrisponde a metà del carico a rottura del campione (*Figura 2.7*), ed è quello più utilizzato.

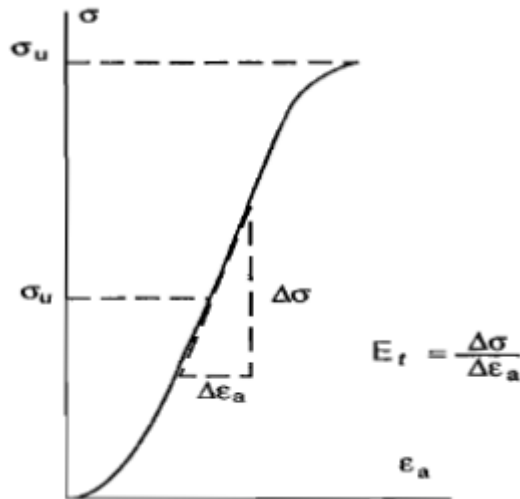


Figura 2.7: calcolo di E_t dalla curva sforzo ó deformazione. Tratto dalle raccomandazioni ISRM (1994)

Il secondo metodo permette di calcolare il modulo di Young definito medio (E_m), e si determina dalla pendenza della parte rettilinea della curva sforzo ó deformazione (*Figura 2.8*).

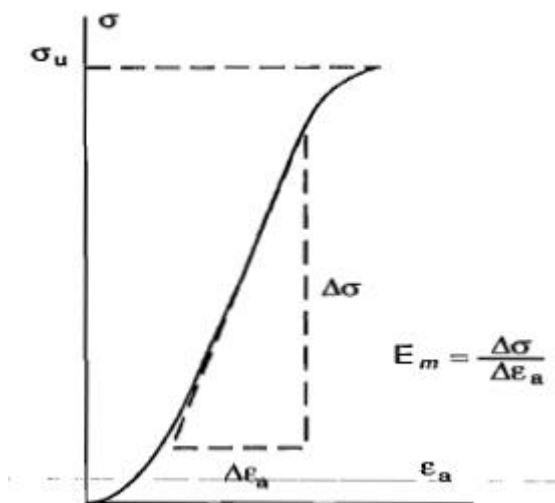


Figura 2.8: calcolo di E_m dalla curva sforzo ó deformazione. Tratto dalle raccomandazioni ISRM (1994)

Il terzo e ultimo metodo è relativo al calcolo del modulo di Young ósecanteó (E_s), la pendenza della linea che congiunge l'origine degli assi e il punto corrispondente a metà del carico a rottura del campione (Figura 2.9).

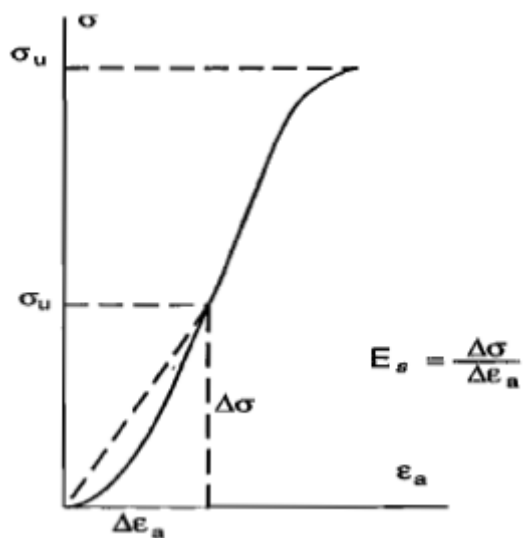


Figura 2.9: calcolo di E_s dalla curva sforzo ó deformazione. Tratto dalle norme ISRM

Il rapporto di Poisson (ν) è definito come:

$$\nu = - \frac{\epsilon_{\text{lat}}}{\epsilon_{\text{ax}}} \quad \text{Equazione 24}$$

Può essere calcolato dalla pendenza del grafico deformazione laterale ó deformazione assiale, nell'intervallo del punto corrispondente a metà del carico a rottura.

Le norme ISRM e ASTM impongono criteri molto rigidi per la preparazione dei campioni; è molto importante infatti che le facce del cilindro siano piane e che non si discostino dalla perpendicolare all'asse del cilindro. Inoltre, il diametro dei provini deve essere almeno 10 volte il diametro del granulo di dimensioni maggiori presente nella roccia (ISRM, 1994) oppure, secondo le norme ASTM (2014), il loro rapporto deve essere compreso tra 6, nel caso di rocce tenere, e 10. Il rapporto tra l'altezza e il diametro dei campioni deve essere compreso tra 2.5 e 3 per le norme ISRM (1994), tra 2 e 2.5 secondo ASTM (2014).

Per eseguire le prove di compressione uniassiale necessarie alla correlazione, utilizzando un carotiere diamantato con diametro interno di 38 mm sono stati estratti, per ogni litotipo, tre provini cilindrici (*Figura 2.10*). Nel caso dei gessi del Bellerophon sono stati carotati 4 provini vista la difficoltà di eseguire la prova uniassiale su questo litotipo. Le carote sono state lisciate e le basi rese parallele. Infine, su ciascun provino sono stati incollati con l'Araldite due *strain gauge* perpendicolari tra loro per misurare le deformazioni orizzontali e verticali. Sono stati utilizzati estensimetri lunghi 20mm su tutti i campioni eccetto quelli di riolite, sui quali sono stati applicati estensimetri da 30mm. La lunghezza degli estensimetri infatti, dipende dalla granulometria o dalla dimensione dei cristalli del campione che si sta analizzando; in particolare, volendo analizzare la deformazione complessiva del provino di roccia, sarà necessario includere nella lunghezza dell'estensimetro un numero elevato di grani o minerali affinché la deformazione registrata sia rappresentativa di ogni porzione della roccia indagata. Per tale motivo, data la grana plurimillimetrica dei cristalli che compongono la riolite, si è deciso di applicarvi estensimetri da 30mm piuttosto che da 20mm.

Prima di procedere alla prova di compressione (*Figura 2.11*), i provini sono stati pesati e misurati in altezza e diametro con il calibro, calcolando l'area di base, il volume dei cilindri e la densità della roccia.

Il rapporto altezza/diametro dei provini sui quali sono state eseguite le prove varia tra 1.86 e 2.24; cinque campioni hanno tale rapporto minore di 2.



Figura 2.10: alcuni dei provini utilizzati per la prova di compressione semplice. Su ogni provino è scritta la propria sigla identificativa e il peso in grammi.

La velocità di carico applicata è stata di di 0.2 MPa/s, registrando lo sforzo e la deformazione ogni 0.2 secondi fino a rottura del campione.

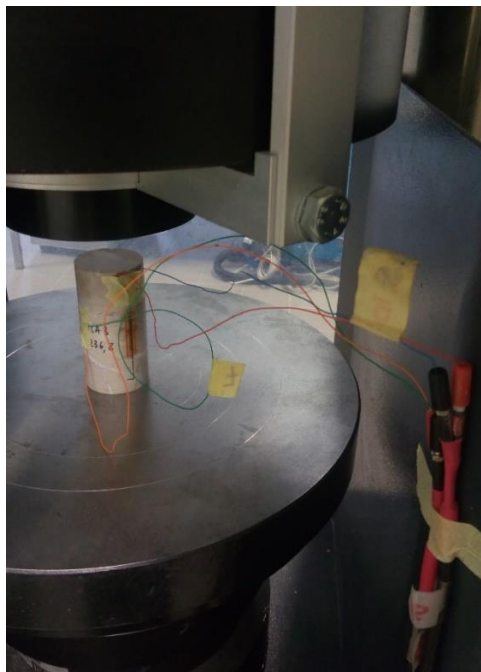


Figura 2.11: una volta collegati gli estensimetri alla macchina, il provino viene sistemato al centro della piastra, la quale, avvicinandosi a quella sovrastante, provocherà la compressione del provino

Per ciascun provino è stata calcolata la resistenza a compressione con l'Equazione 19, il modulo di Young tangenziale e il rapporto di Poisson utilizzando i 50 valori a metà del carico; inoltre sono stati realizzati i grafici sforzo-deformazione assiale, sforzo-deformazione laterale e sforzo-deformazione volumetrica, con lo scopo di comprendere il comportamento meccanico della roccia.

Avendo effettuato la prova su tre provini per ciascuna formazione, è stato preso come valore di UCS della roccia la media dei carichi specifici a rottura delle tre prove effettuate (tranne per la Pietra Verde, dove la media è stata calcolata su due provini come specificato nel capitolo seguente, e per la Formazione a Bellerophon, dove la media è stata calcolata sui quattro provini carotati).

2.3 Il criterio di rottura di Hoek-Brown

Il criterio di rottura di Hoek-Brown permette di stimare la resistenza degli ammassi rocciosi fratturati. Esso è applicabile solo agli ammassi molto fratturati, il cui comportamento è approssimabile ad isotropo poiché non è influenzato dalla singola discontinuità. Il criterio di rottura non è applicabile dove le dimensioni dei blocchi siano dello stesso ordine di grandezza della struttura analizzata o dove una famiglia di discontinuità prevalga sulle altre in termini di predisposizione all'instabilità; in tal caso la stabilità della struttura dovrà essere studiata prendendo in considerazione lo scivolamento e la rotazione dei blocchi o dei cunei, analizzando le singole discontinuità e non l'ammasso nella sua totalità (Hoek, 2006).

Il criterio di rottura di Hoek-Brown generalizzato è definito come:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3'}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad \text{Equazione 25}$$

σ_1' e σ_3' sono rispettivamente lo sforzo efficace principale massimo e minimo;






σ_{ci} è la resistenza a compressione semplice della roccia (UCS);

m_b , s e a sono tre costanti calcolabili dalle caratteristiche dell'ammasso roccioso con seguenti equazioni (26,28,29):

$$m_b = m_i \exp \left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D} \right) \quad \text{Equazione 26}$$

D è un fattore che dipende dal grado di disturbo indotto dallo scavo con esplosivo; è compreso tra 0 (roccia indisturbata) e 1 (roccia molto disturbata) e viene determinato con la *Tabella 2.2*.

Tabella 2.2: tabella per la determinazione del fattore di disturbo D. Tratta da Practical Rock Engineering (Hoek, 2006)

Appearance of rock mass	Description of rock mass	Suggested value of D
	Excellent quality controlled blasting or excavation by Tunnel Boring Machine results in minimal disturbance to the confined rock mass surrounding a tunnel.	D = 0
	Mechanical or hand excavation in poor quality rock masses (no blasting) results in minimal disturbance to the surrounding rock mass. Where squeezing problems result in significant floor heave, disturbance can be severe unless a temporary invert, as shown in the photograph, is placed.	D = 0 D = 0.5 No invert
	Very poor quality blasting in a hard rock tunnel results in severe local damage, extending 2 or 3 m, in the surrounding rock mass.	D = 0.8
	Small scale blasting in civil engineering slopes results in modest rock mass damage, particularly if controlled blasting is used as shown on the left hand side of the photograph. However, stress relief results in some disturbance.	D = 0.7 Good blasting D = 1.0 Poor blasting
	Very large open pit mine slopes suffer significant disturbance due to heavy production blasting and also due to stress relief from overburden removal. In some softer rocks excavation can be carried out by ripping and dozing and the degree of damage to the slopes is less.	D = 1.0 Production blasting D = 0.7 Mechanical excavation

Il GSI, *geological strength index*, è stato già descritto al paragrafo 2.1;

m_i è una costante calcolabile a partire dai risultati delle prove di compressione triassiali:

$$m_i = \frac{1}{\sigma_{ci}} \left[\frac{\sum xy - (\sum x \sum y/n)}{\sum x^2 - ((\sum x)^2/n)} \right] \quad \text{Equazione 27}$$

dove: $x = \sigma$ e $y = (\sigma' - \sigma)^2$.

Se non sono state condotte prove triassiali, il valore di m_i si può ricavare dalla *Tabella 2.3*:

Tabella 2.3: tabella per la determinazione della costante m_i . Tratta da δ Practical Rock Engineering δ (Hoek, 2006).

Rock type	Class	Group	Texture			
			Coarse	Medium	Fine	Very fine
SEDIMENTARY	Clastic		Conglomerates* (21 ± 3)	Sandstones 17 ± 4	Siltstones 7 ± 2	Claystones 4 ± 2
			Breccias (19 ± 5)		Greywackes (18 ± 3)	Shales (6 ± 2)
	Non-Clastic	Carbonates	Crystalline Limestone (12 ± 3)	Sparitic Limestones (10 ± 2)	Micritic Limestones (9 ± 2)	Dolomites (9 ± 3)
		Evaporites		Gypsum 8 ± 2	Anhydrite 12 ± 2	
	Organic				Chalk 7 ± 2	
METAMORPHIC	Non Foliated		Marble 9 ± 3	Hornfels (19 ± 4)	Quartzites 20 ± 3	
	Slightly foliated		Migmatite (29 ± 3)	Amphibolites 26 ± 6		
	Foliated**		Gneiss 28 ± 5	Schists 12 ± 3	Phyllites (7 ± 3)	Slates 7 ± 4
IGNEOUS	Plutonic	Light	Granite 32 ± 3	Diorite 25 ± 5		
		Dark	Gabbro 27 ± 3	Dolerite (16 ± 5)		
	Hypabyssal		Porphyries (20 ± 5)		Diabase (15 ± 5)	Peridotite (25 ± 5)
	Volcanic	Lava		Rhyolite (25 ± 5)	Dacite (25 ± 3)	Obsidian (19 ± 3)
		Pyroclastic	Agglomerate (19 ± 3)	Breccia (19 ± 5)	Andesite 25 ± 5	Basalt (25 ± 5)
				Tuff (13 ± 5)		

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right) \quad \text{Equazione 28}$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right) \quad \text{Equazione 29}$$

Una volta determinate le costanti del criterio di rottura di Hoek-Brown, le seguenti relazioni permettono di ricavare la coesione e l'angolo di attrito del criterio di rottura di Mohr-Coulomb:

$$\phi' = \sin^{-1} \left[\frac{6am_b (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}}{2(1+a)(2+a) + 6am_b (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}} \right] \quad \text{Equazione 30}$$

$$c' = \frac{\sigma_{ci} \left[(1+2a)s + (1-a)m_b \sigma'_{3n} \right] (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}}{(1+a)(2+a) \sqrt{1 + \left(6am_b (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1} \right) / ((1+a)(2+a))}} \quad \text{Equazione 31}$$

Dove: $\sigma'_{3n} = \sigma'_{3\max} / \sigma_{ci}$.

$\sigma'_{3\max}$ rappresenta il massimo sforzo di confinamento fino al quale è valida la relazione tra i due criteri di rottura, e viene determinato a seconda dell'applicazione che si intende farne (gallerie o versanti).

A questo punto, entrambi i criteri di rottura possono essere plottati nello stesso grafico $\sigma'_1 - \sigma'_3$:

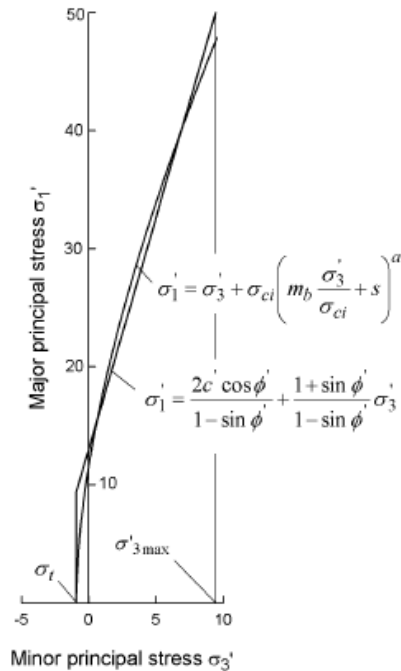


Figura 2.12: relazione tra il criterio di rottura di Hoek-Brown e di Mohr-Coulomb nel diagramma degli assi principali di stress

La resistenza dell'ammasso roccioso (σ'_{cm}) e il suo modulo di elasticità sono calcolabili dalle equazioni:

$$\sigma'_{cm} = \sigma_{ci} \cdot \frac{(m_b + 4s - a(m_b - 8s))(m_b/4 + s)^{a-1}}{2(1+a)(2+a)} \quad \text{Equazione 32}$$

$$E_{rm} (MPa) = 100000 \left(\frac{1 - D/2}{1 + e^{((75+25D-GSI)/11)}} \right) \quad \text{Equazione 33}$$

Come ultimo passo del lavoro di tesi si è calcolata, per ogni formazione considerata, la variazione dei parametri del criterio di rottura di Hoek-Brown (m_b , a e s), della resistenza dell'ammasso roccioso σ'_{cm} e del suo modulo di elasticità, e di coesione ed angolo di attrito, mantenendo invariati il GSI e il coefficiente di disturbo e inserendo i valori di resistenza a compressione ottenuti con i tre metodi sperimentati.

Per il calcolo di tali parametri è stato utilizzato il software *RocData* di *Rocscience* inserendo il GSI stimato in campagna, le resistenze a compressione calcolate con i tre metodi, $D=0$ e m_i dalla *Tabella 2.3*.

3 RISULTATI

Nella *Tabella 3.1* sono riportate le caratteristiche degli ammassi rocciosi studiati in termini di RMR, indice Q, GSI e grado di alterazione espresso come rapporto tra la media dei valori di r e di R.

Dal momento che le classificazioni geomeccaniche non sono state condotte a fini pratici, RMR è stato calcolato prendendo in considerazione i parametri medi di tutte le famiglie di discontinuità, tralasciando quindi la loro importanza in funzione dell'opera da realizzare. I valori di GSI sono stati ottenuti sia dallo RMR sia da Q utilizzando le relazioni presenti in letteratura, sia stimati in campagna dalle tabelle di Marinos e Hoek (2000,2001). In quest'ultimo caso, come suggerito dagli stessi autori, è stato definito un intervallo di valori all'interno del quale si può collocare l'ammasso roccioso in questione.

Negli allegati da 1 a 12 sono riportate le foto degli affioramenti, le schede di ogni classificazione geomeccanica e gli stereogrammi delle discontinuità misurate.

Tabella 3.1: caratteristiche geomeccaniche degli ammassi rocciosi studiati. RIO=Ignimbrite riolitica, AVG=Arenarie di Val Gardena, BEL=Formazione a Bellerophon, SIU=Membro di Siusi, CMP=Membro di Campil, SCI=Dolomia dello Sciliar, PV=Pietra Verde, FRN=Formazione del Monte Fernazza, DOL=Dolomia Principale, CG=Calcari Grigi, MAI=Maiolica, SCA=Scaglia Rossa. In arancione sono evidenziati i valori del GSI.

		RIO	AVG	BEL	SIU	CMP	SCI	PV	FRN	DOL	CG	MAI	SCA
Bieniawski	RMR	84	53	34	65	57	80	65	78	81	57	65	57
	classe	I	III	IV	II	III	II	II	II	II	III	II	II
	GSI	79	53	34	65	57	80	60	73	81	57	60	57
Barton	Q	48	8.9	0.4	24	20	18	6.9	35.6	40	5.2	6.9	38
	GSI	69	55	30	65	63	66	56	70	76	49	56	67
GSI stimato in campagna		65+5	50+5	30+5	45+5	50+5	70+5	55+5	75+5	65+5	50+5	40+5	35+5
alterazione r/R		0.70	0.77	0.77	0.87	0.89	0.81	0.96	0.83	0.45	0.73	0.82	0.85

I valori di resistenza a compressione ottenuti con il martello di Schmidt, il PLT e la prova di compressione uniassiale sono riportati nelle *Tablelle 3.2, 3.3 e 3.4*.

Il procedimento per il calcolo di tali valori è quello indicato nel capitolo precedente; le foto dei provini, i grafici e le tabelle prodotte per ottenerli sono riportate negli allegati da 1 a 12. Nella *Tabella 3.4* la cella corrispondente al Membro di Siusi della Formazione di Werfen è priva di valore poiché, a causa delle microfratture, non è stato possibile realizzare carote di dimensioni accettabili per le prove di laboratorio.

Tabella 3.2: valori di UCS calcolati a partire dall'indice di rimbalzo R del martello di Schmidt. Ogni equazione è stata utilizzata sulla media dei 10 valori di R più alti e sulla media di tutti i valori. Le celle nere corrispondono alle litologie per le quali non era possibile utilizzare l'equazione empirica. I valori di UCS calcolati con i massimi e minimi di R sono riportati negli allegati relativi a ciascuna formazione.

ROCCIA	MARTELLINO DI SCHMIDT [MPa]											
	Deere and Miller (1966)		Aufmuth (1973)		Beverly et al. (1979; in Xu et al., 1990)		O' Rourke (1989)		Cargill and Shakoor (1990)		Yasar and Erdogan (2004)	
	10 più alti	tutti i valori	10 più alti	tutti i valori	10 più alti	tutti i valori	10 più alti	tutti i valori	10 più alti	tutti i valori	10 più alti	tutti i valori
Dolomia Principale	285	223	332	300	364	284	212	191	520	406	163	117
Dolomia dello Sciliar	153	120	252	222	195	154	164	143	279	219	74	50
Maiolica	102	88	203	186	131	113	140	126	186	161	47	36
Calcarei Grigi	88	77	186	171	113	99	129	117	161	141	38	29
Scaglia Rossa	112	101	214	202	143	129	145	135	204	184	52	43
Siusi	130	117	231	219	166	149	154	145	236	213	62	52
Campil	136	117	237	219	173	149	161	148	613	456	71	55
Fernazza	152	135	251	237	194	173	173	163	767	611	88	73
Arenarie di Val Gardena	83	67	178	155	105	86	123	103	227	150	33	21
Pietra Verde	169	154	265	253	216	197	188	179	958	793	113	97
Riolite	131	110	233	212	168	141	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D
Bellerophon	30	26	74	62	38	34	43	29	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D

Tabella 3.3: valori di UCS calcolati utilizzando il δ size correction factor e la regressione logaritmica

ROCCIA	PLT [MPa]			
	size correction factor		regressione	
	D	De	D	De
Dolomia Principale	262	217	270	235
Dolomia dello Sciliar	225	186	224	203
Maiolica	151	125	157	144
Calcarei Grigi	172	143	170	149
Scaglia Rossa	197	163	175	162
Siusi	168	139	162	160
Campil	187	155	173	133
Fernazza	203	168	216	196
Arenarie di Val Gardena	59	49	58	55
Pietra Verde	427	354	387	356
Riolite	113	94	111	100
Bellerophon	56	47	50	46

Tabella 3.4: valori di UCS corrispondenti al valore medio dei carichi a rottura dei tre (o quattro nel caso della Formazione a Bellerophon) provini sui quali è stata eseguita la prova di compressione uniassiale, tranne per la Pietra Verde, il cui valore di UCS è stato calcolato come media sui due provini rotti a carichi più alti. La cella relativa alla al Membro di Siusi non contiene valori poiché non è stato possibile carotare i provini.

ROCCIA	COMPRESSIONE UNIASSIALE [MPa]
Dolomia Principale	336.4
Dolomia dello Sciliar	225.4
Maiolica	247.2
Calcarei Grigi	64.4
Scaglia Rossa	102.5
Siusi	0.0
Campil	139.3
Fernazza	207.2
Arenarie di Val Gardena	96.7
Pietra Verde	240.2
Riolite	128.3
Bellerophon	23.8

Per quanto riguarda la prova di compressione uniassiale (Tabella 3.4), i valori di UCS si riferiscono alla media dei carichi a rottura dei tre o quattro provini utilizzati

per ogni formazione (tranne per la Pietra Verde dove è stato scartato il risultato del campione PV3). In *Tabella 3.5* sono riportati i carichi a rottura di ciascun provino e i corrispondenti parametri elastici. Poiché la media calcolata su un campione composto da tre elementi è poco significativa, è stato realizzato il grafico di *Figura 3.1*, nel quale è direttamente osservabile lo scostamento dei risultati di ogni provino dal valore medio di UCS. Dal grafico si può osservare come il valore di UCS corrispondente al provino PV3 sia sensibilmente più basso rispetto agli altri due provini, per tale motivo non è stato considerato nel calcolo della media di UCS e dei parametri elastici relativi alla Pietra Verde.

Tabella 3.5: valori di resistenza a compressione uniassiale, modulo di Young e di Poisson tangenziali calcolati utilizzando i 50 valori nell'intervallo di metà del carico a rottura, e rapporto altezza/diametro. Le celle nere corrispondono ai parametri di cui non è stato possibile calcolare il valore a causa della scarsa qualità del diagramma sforzo-deformazione (BEL), o per la perdita dei dati relativi alla prova di carico (AVG). DOL=Dolomia Principale, CG=Calcari Grigi, SCA=Scaglia Rossa, RIO=ignimbrite riolitica, CMP=Membro di Campil, MAI=Maiolica, FRN=Formazione del monte Fernazza, AVG=Arenarie di Val Gardena, PV=Pietra Verde, SCI=Dolomia dello Sciliar, BEL=Formazione a Bellerophon

prova di compressione uniassiale												
	PESO [g]	ALTEZZA [mm]	AREA [mm ²]	VOLUME [cm ³]	DENSITÀ [g/cm ³]	CARICO SPECIFICO A ROTTURA [MPa]	MEDIA [MPa]	Etan [GPa]	MEDIA Etan [GPa]	modulo di Poisson	MEDIA modulo di Poisson	altezza/diametro
DOL1	2385	74.25	1140.09	84.652	2.817	353.38		68.5		0.27		1.95
DOL2	2457	76.5	1133.94	86.716	2.833	268.34	336.42	88.3	80.0		0.36	2.01
DOL3	2572	80.3	1139.51	91.503	2.811	387.53		83.1		0.37		2.11
CG1	243	82.1	1146.08	94.039	2.583	73.74		46.7		0.12		2.15
CG2	2327	79.85	1145.5	91.468	2.544	60.83	64.36	41.6	40.9	0.16	0.13	2.09
CG3	2345	79.2	1140.09	90.295	2.597	58.51		34.5		0.12		2.08
SCA1	2239	75.9	1145.5	86.943	2.644	117.42		58.1		0.24		1.99
SCA2	2452	81	1134.1	91.862	2.669	75.42	102.46	55.6	58.6	0.39	0.31	2.13
SCA3	2368	78.3	1140.1	89.270	2.653	114.53		62.0		0.30		2.06
RIO1	2407	81	1137.1	92.105	2.613	136.88		30.8		0.16		2.13
RIO2	2422	81.5	1134.1	92.429	2.620	134.58	128.27	32.6	30.4	0.25	0.15	2.14
RIO3	2475	83.6	1137.1	95.062	2.604	113.35		27.7		0.04		2.20
CMP1	2486	81.8	1137.1	93.015	2.673	124.96		24.3		0.19		2.15
CMP2	2466	81.2	1134.11	92.090	2.678	140.65	139.26	22.9	24.6	0.30	0.26	2.14
CMP3	2484	82.1	1140.1	93.602	2.654	152.16		26.5		0.29		2.15
MAI1	2118	71.6	1134.11	81.202	2.608	254.92		52.7		0.30		1.88
MAI2	2418	81.2	1134.11	92.090	2.626	234.54	247.19	57.9	54.4	0.34	0.32	2.14
MAI3	2152	72.5	1134.11	82.223	2.617	252.10		52.7		0.31		1.91
FRN1	2381	79.6	1137.1	90.513	2.631	201.47		36.1		0.31		2.09
FRN2	2375	79.1	1134.11	89.708	2.647	214.47	207.22	43.1	39.8		0.30	2.08
FRN3	2374	78.8	1134.11	89.368	2.656	205.71		40.1		0.24		2.07
AVG1	2387	81.7	1134.12	92.658	2.576	91.71						2.15
AVG2	2428	82.9	1134.12	94.019	2.582	105.98	96.72	20.6	20.6	0.28	0.30	2.18
AVG3	2453	84.35	1134.12	95.663	2.564	92.48		20.5		0.32		2.22
PV1	2363	80.25	1137.1	91.252	2.590	276.03		46.6		0.25		2.11
PV2	2508	85	1134.12	96.400	2.602	204.32	240.18	43.9	45.3	0.49	0.37	2.24
PV3	2368	80.15	1134.12	90.900	2.605	116.66		59.8		0.99		2.11
SCI1	256	81.5	1140.09	92.917	2.755	214.16		78.4		0.34		2.14
SCI2	2618	83.25	1140.09	94.912	2.758	175.23	225.42	69.1	77.7	0.38	0.35	2.19
SCI3	2625	83.4	1140.09	95.084	2.761	286.87		85.5		0.34		2.19
BEL1	2109	83.3	1140.09	94.969	2.221	26.41						2.19
BEL2	1917	76.45	1134.12	86.703	2.211	35.92	23.81	21.5	21.5			2.01
BEL3	2022	81.45	1134.12	92.374	2.189	15.31						2.14
BEL4	187	70.6	1134.12	80.069	2.335	17.60						1.86

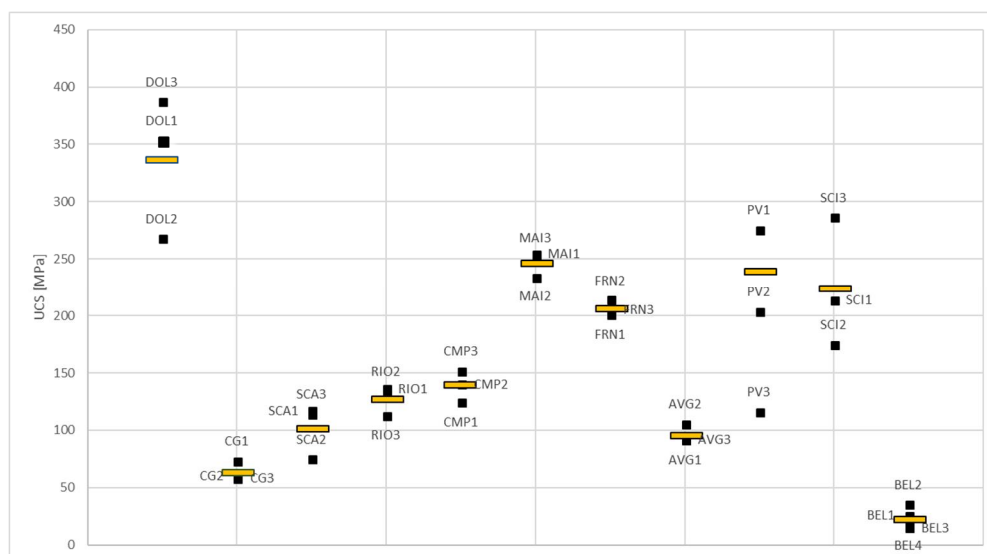


Figura 3.1: diagramma per rappresentare la variabilità dei risultati della prova di compressione uniassiale. Le linee orizzontali corrispondono alle resistenze a compressione medie, calcolate come media delle resistenze dei tre provini rappresentati dai quadrati neri. Per la Pietra Verde la resistenza a compressione è stata calcolata come media dei provini PVI e PV2

Per confrontare i risultati delle Tabelle 3.2, 3.3 e 3.4 sono stati realizzati, per ogni formazione studiata, gli istogrammi da Figura 3.2 a Figura 3.13. In ogni grafico la linea rossa rappresenta il valore di resistenza a compressione ricavato dalla prova uniassiale, le colonne verdi i valori di UCS calcolati dal *point load strength* con il metodo indicato nell'etichetta, e le colonne blu l'UCS calcolata dall'indice di rimbalzo dello sclerometro con l'equazione corrispondente alla propria etichetta.

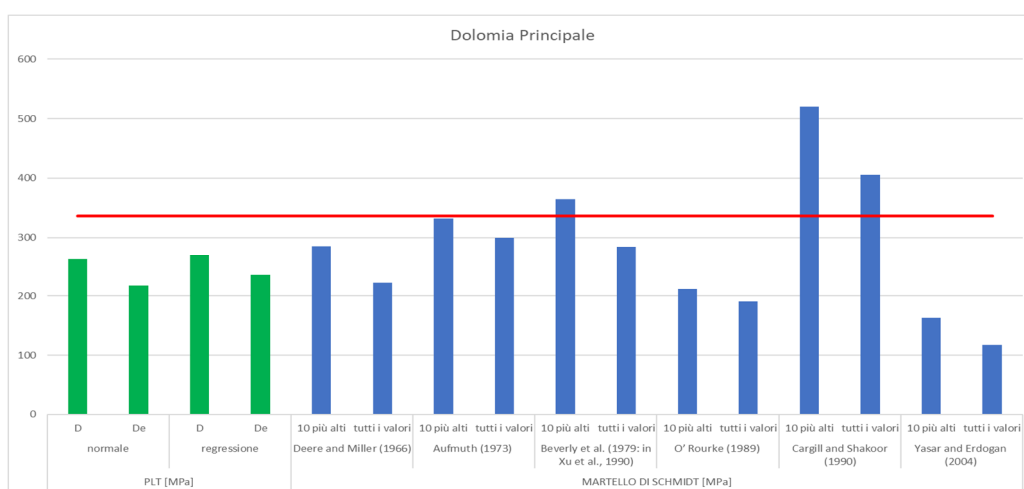


Figura 3.2

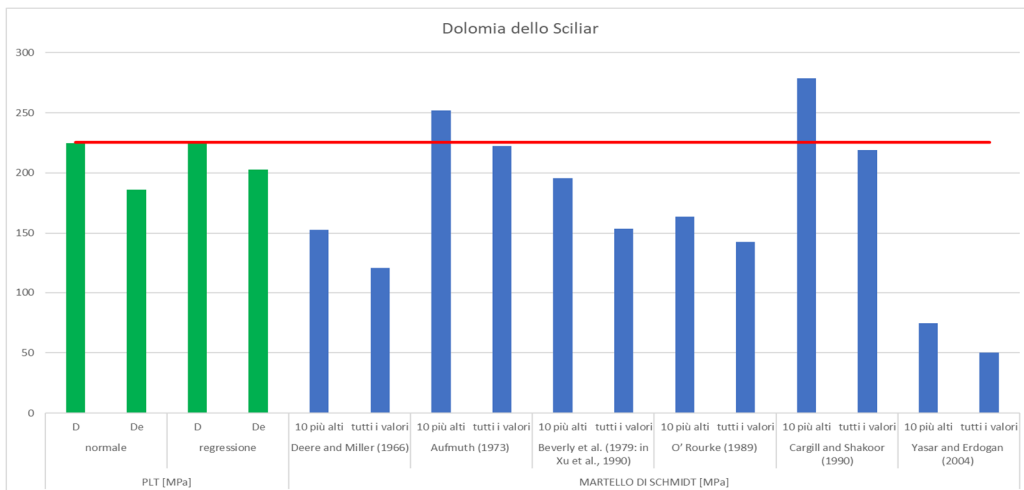


Figura 3.3

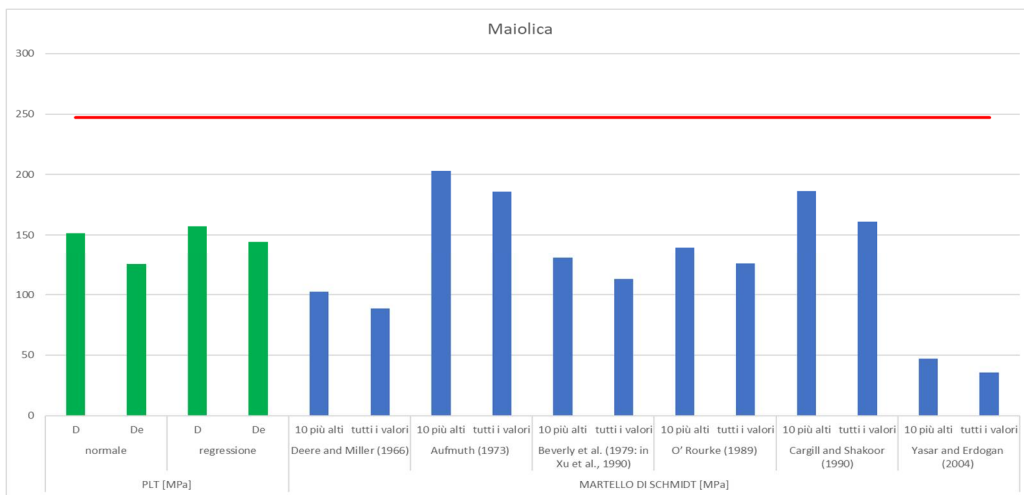


Figura 3.4

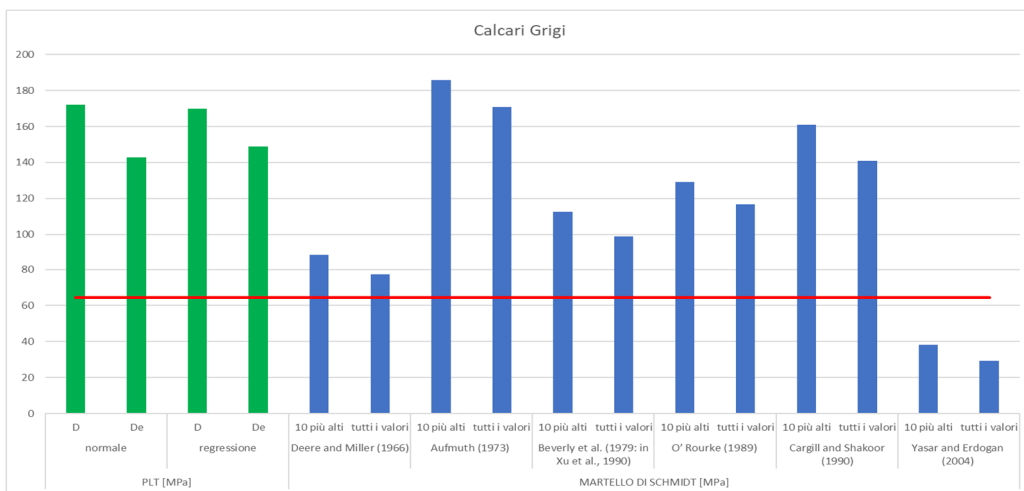


Figura 3.5

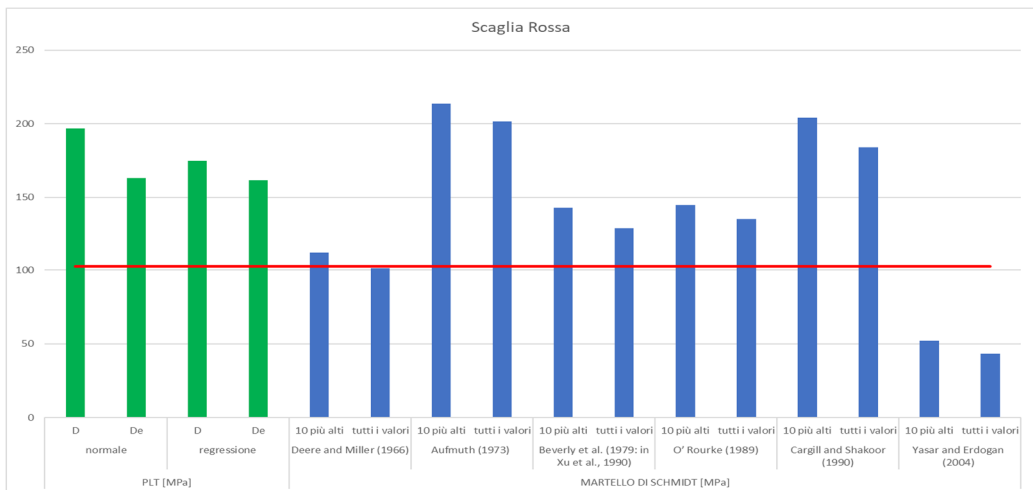


Figura 3.6

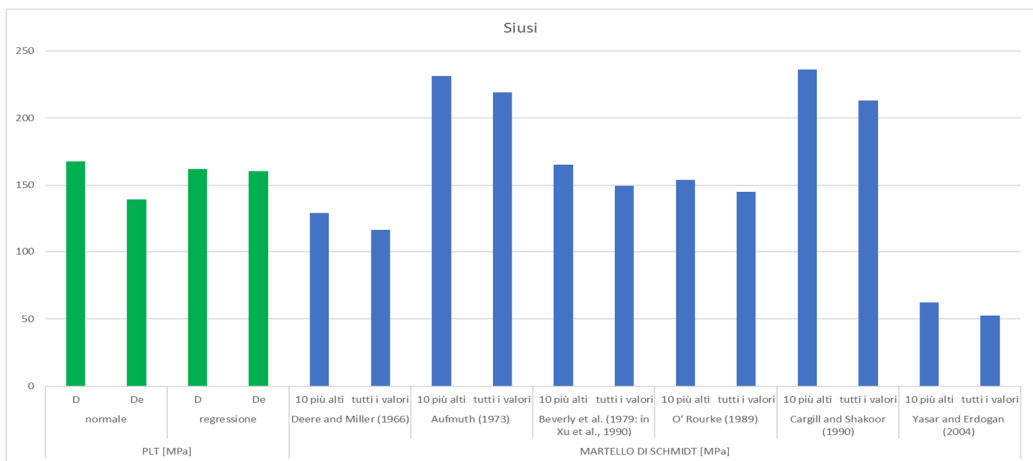


Figura 3.7

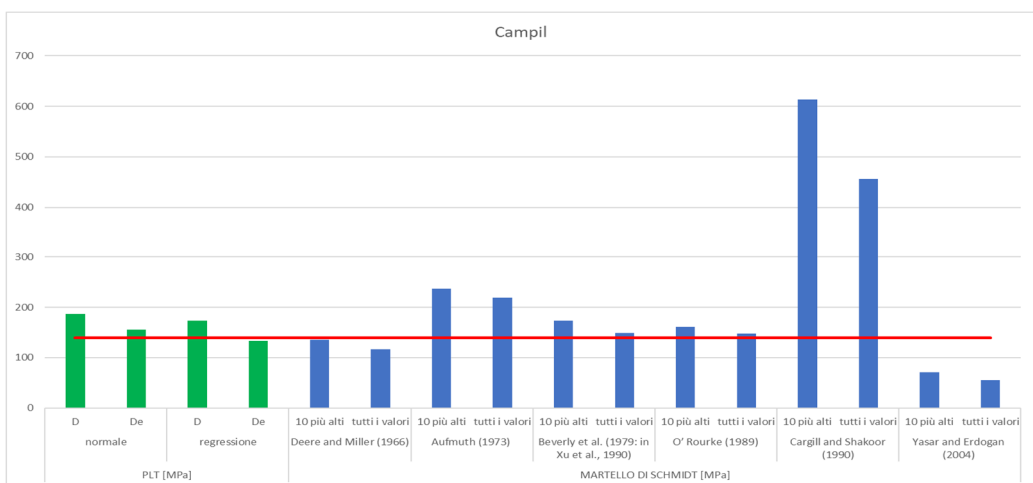


Figura 3.8

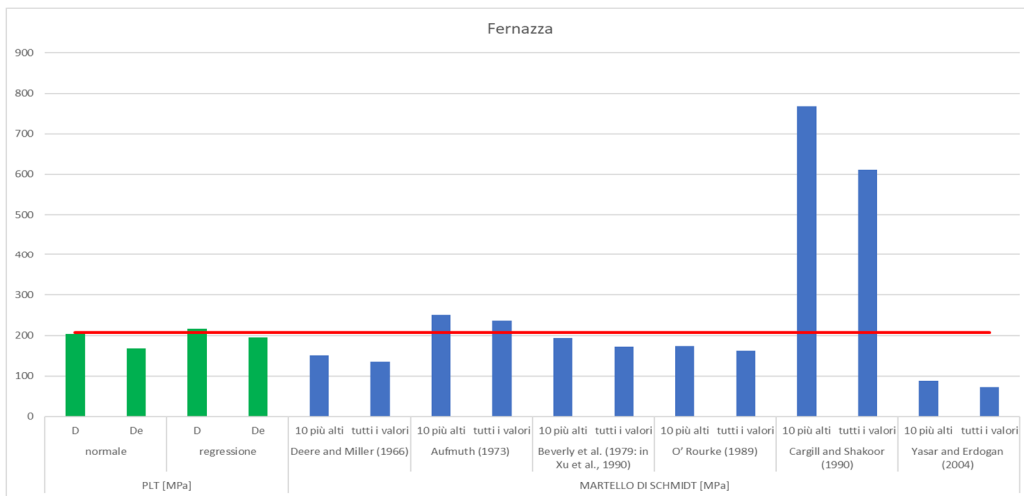


Figura 3.9

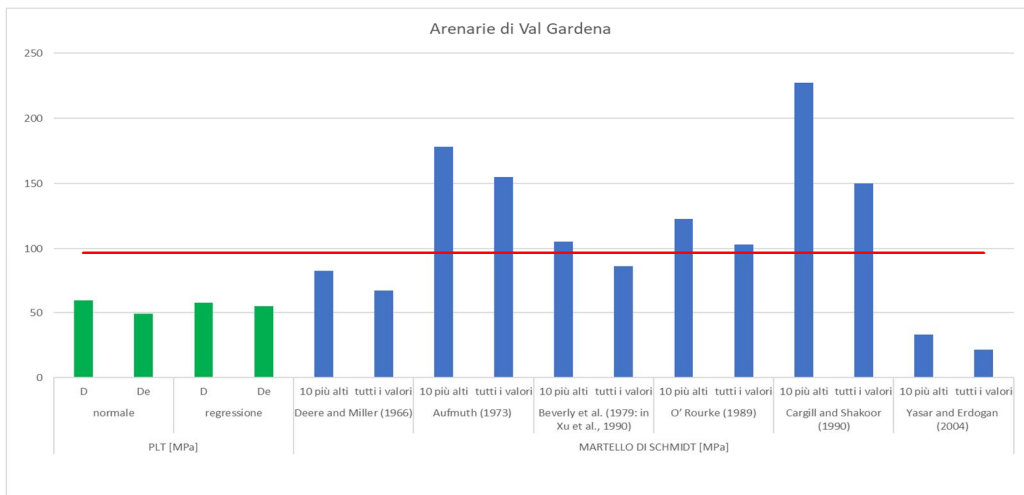


Figura 3.10

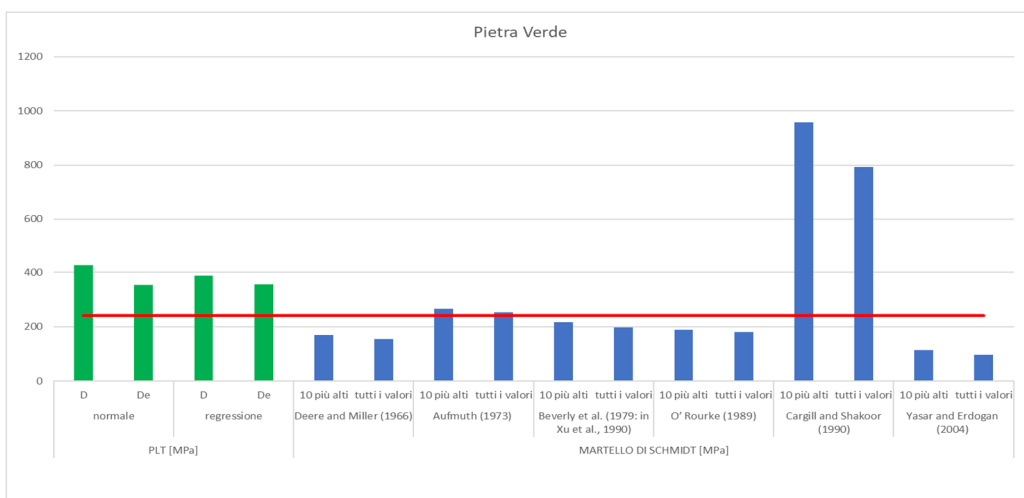


Figura 3.11

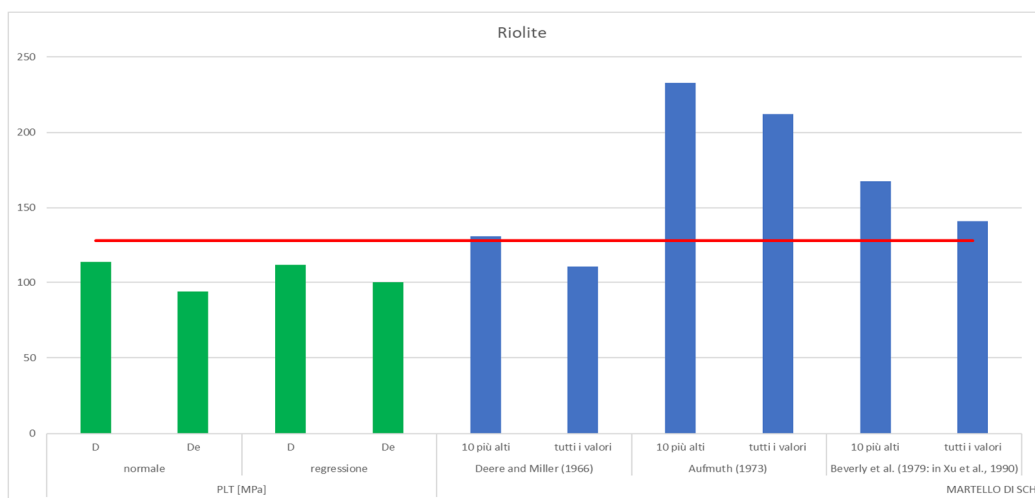


Figura 3.12

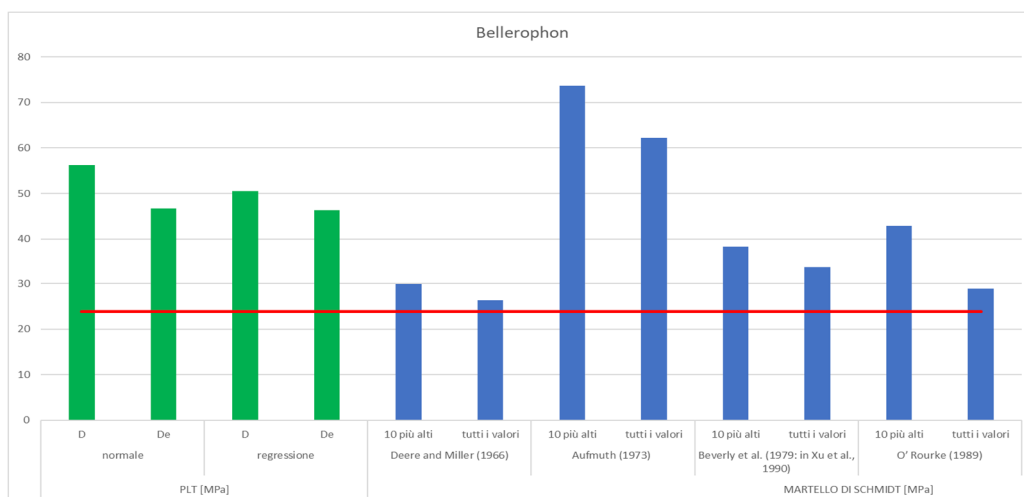


Figura 3.13

Dalle colonne verdi, corrispondenti ai risultati del PLT, si può osservare come i valori di UCS calcolati utilizzando lo spessore vero del campione siano più alti di quelli calcolati con il diametro equivalente, mentre risultano sostanzialmente uguali se ottenuti con la *size correction factor* o con la regressione logaritmica.

Nella elaborazione dei dati ottenuti con il martello di Schmidt, a parità di indice di rimbalzo \bar{R}_0 , si perviene a resistenze a compressione molto diverse utilizzando le 6 equazioni proposte al paragrafo 2.2.1. La corrispondenza migliore con le resistenze ottenute dalla prova di compressione uniassiale si ottiene utilizzando le equazioni di Deere e Miller (1966) e Beverly *et al.* (1979; in Xu *et al.*, 1990).

Nei grafici relativi ai Calcari Grigi, Scaglia Rossa e Maiolica, la linea della prova di compressione uniassiale si trova spostata più in alto o più in basso rispetto alle resistenze calcolate con gli altri metodi. Questa bassa convergenza dei risultati è dovuta soprattutto ai limiti delle singole prove, che saranno descritti nel dettaglio al paragrafo successivo.

I valori di UCS sono stati successivamente inseriti nel software *Rocdata* insieme al GSI stimato in campagna, m_i e D (posto uguale a zero), per ottenere i parametri del criterio di rottura di Hoek-Brown, la coesione e l'angolo di attrito del criterio di Mohr-Coulomb, e la resistenza e il modulo di elasticità dell'ammasso roccioso; i risultati e i dati di input sono riportati in *Tabella 3.6*.

Tabella 3.6: dati di input e parametri degli ammassi rocciosi ottenuti utilizzando il software Rocdata. L'ultima colonna della tabella si riferisce all'errore commesso nella determinazione di σ_{cm} , considerando come valore vero quello ottenuto inserendo σ_{ci} misurato con la prova di compressione uniassiale.

		σ_{ci} [MPa]	GSI	m_i	m_b	s	a	c [MPa]	ϕ [deg]	σ_{cm} [MPa]	E_m [MPa]	errore σ_{cm} [MPa]
RIO	UNIASSIALE	128.3	65	20	5.73	0.020	0.50	10	41	43	23714	-
	PLT	100	65	20	5.73	0.020	0.50	8	41	33	23714	-9
	Deere & Miller	131	65	20	5.73	0.020	0.50	10	41	44	23714	1
	Beverly et al.	168	65	20	5.73	0.020	0.50	13	41	56	23714	13
AVG	UNIASSIALE	96.7	50	17	2.85	0.004	0.51	6	35	6	22	-
	PLT	55	50	17	2.85	0.004	0.51	3	35	3	12	-3
	Deere & Miller	83	50	17	2.85	0.004	0.51	5	35	5	19	-1
	Beverly et al.	105	50	17	2.85	0.004	0.51	6	35	6	24	0
BEL	UNIASSIALE	23.8	30	10	0.82	0.0004	0.52	1	25	3	1543	-
	PLT	46	30	10	0.82	0.0004	0.52	2	25	5	2145	2
	Deere & Miller	26	30	10	0.82	0.0004	0.52	1	25	3	1612	0
	Beverly et al.	34	30	10	0.82	0.0004	0.52	1	25	4	1844	1
SIU	UNIASSIALE	160	45	8	1.12	0.002	0.51	7	27	22	7499	-
	PLT	130	45	8	1.12	0.002	0.51	6	27	18	7499	-
	Deere & Miller	166	45	8	1.12	0.002	0.51	7	27	23	7499	-
	Beverly et al.	166	45	8	1.12	0.002	0.51	7	27	23	7499	-
CMP	UNIASSIALE	139.3	50	12	2.01	0.004	0.51	7	32	26	10000	-
	PLT	133	50	12	2.01	0.004	0.51	7	32	25	10000	-1
	Deere & Miller	136	50	12	2.01	0.004	0.51	7	32	26	10000	-1
	Beverly et al.	173	50	12	2.01	0.004	0.51	9	32	33	10000	6
SCI	UNIASSIALE	225.4	70	9	3.08	0.036	0.50	16	35	61	31623	-
	PLT	203	70	9	3.08	0.036	0.50	14	35	55	31623	-6
	Deere & Miller	153	70	9	3.08	0.036	0.50	11	35	41	31623	-20
	Beverly et al.	195	70	9	3.08	0.036	0.50	14	35	53	31623	-8
PV	UNIASSIALE	240.2	55	17	3.41	0.007	0.50	15	37	60	13335	-
	PLT	356	55	17	3.41	0.007	0.50	22	37	89	13335	29
	Deere & Miller	179	55	17	3.41	0.007	0.50	11	37	42	13335	-18
	Beverly et al.	216	55	17	3.41	0.007	0.50	14	37	54	13335	-6
FRN	UNIASSIALE	207.2	75	17	6.96	0.062	0.50	18	42	82	42170	-
	PLT	196	75	17	6.96	0.062	0.50	17	42	77	42170	-4
	Deere & Miller	152	75	17	6.96	0.062	0.50	13	42	60	42170	-22
	Beverly et al.	194	75	17	6.96	0.062	0.50	17	42	76	42170	-5
DOL	UNIASSIALE	336.4	65	9	2.58	0.020	0.50	21	34	79	23714	-
	PLT	235	65	9	2.58	0.020	0.50	15	34	55	23714	-24
	Deere & Miller	285	65	9	2.58	0.020	0.50	18	34	67	23714	-12
	Beverly et al.	364	65	9	2.58	0.020	0.50	23	34	86	23714	7
CG	UNIASSIALE	64.4	50	8	1.34	0.004	0.51	3	29	10	8025	-
	PLT	149	50	8	1.34	0.004	0.51	7	29	23	10000	13
	Deere & Miller	88	50	8	1.34	0.004	0.51	4	29	14	9381	4
	Beverly et al.	113	50	8	1.34	0.004	0.51	5	29	18	10000	8
MAI	UNIASSIALE	247.2	40	8	0.94	0.001	0.51	10	26	31	5623	-
	PLT	144	40	8	0.94	0.001	0.51	6	26	18	5623	-13
	Deere & Miller	102	40	8	0.94	0.001	0.51	4	26	13	5623	-18
	Beverly et al.	131	40	8	0.94	0.001	0.51	6	26	18	5623	-13
SCA	UNIASSIALE	102.5	35	8	0.79	0.001	0.52	4	24	11	4216.97	-
	PLT	162	35	8	0.79	0.001	0.52	6	24	18	4216.97	7
	Deere & Miller	112	35	8	0.79	0.001	0.52	4	24	12	4216.97	1
	Beverly et al.	143	35	8	0.79	0.001	0.52	5	24	16	4216.97	4

Dalla tabella si può osservare come il valore dell'angolo d'attrito sia costante per ciascun ammasso roccioso, mentre la coesione sia diversa a seconda del metodo. Questa differenza è dovuta al fatto che l'angolo d'attrito dipende dai parametri a , m_b e s , indipendenti da c_i poiché m_i è stato scelto dalla *Tabella 2.3*; al contrario la coesione, oltre a dipendere da GSI, D e m_i , è direttamente proporzionale a c_i .

4 DISCUSSIONE DEI RISULTATI

Un confronto tra i risultati ottenuti con la prova di compressione uniassiale, il Point Load Test e il martello di Schmidt può essere fatto soltanto se siamo consapevoli dei limiti di ciascuna prova e delle loro differenze.

4.1 Limiti delle prove

Tutti e tre i metodi sono volti alla determinazione della resistenza a compressione uniassiale (UCS) della roccia, ma la metodologia per calcolare tale parametro e i volumi di roccia indagati sono diversi.

La prova di compressione uniassiale misura tale proprietà in maniera diretta, producendo la rottura per compressione dei campioni, invece il PLT e il martello di Schmidt sfruttano equazioni empiriche per stimare UCS dalla rottura per trazione del materiale, nel caso del PLT, e dal rimbalzo di una massa battente contro una asta posta a contatto con la roccia, nel caso del martello di Schmidt.

Inoltre, le tre prove testano volumi diversi di roccia: nella prova uniassiale viene valutata la resistenza a compressione di un volume cilindrico di circa 100 cm^3 ($\frac{\pi}{4} \times 8 \text{ [cm]}$), nel PLT la resistenza a trazione di un volume stimato di 150 cm^3 ($5 \times 5 \times 5 \text{ [cm]}$), il martello di Schmidt trasmette la propria energia di impatto a un volume di 1000 cm^3 ($10 \times 10 \times 10 \text{ [cm]}$).

La prova di compressione uniassiale, misurando direttamente la resistenza a compressione, fornisce risultati più attendibili rispetto agli altri metodi; purtroppo però, essendo solitamente effettuata su pochi provini e di volume limitato, è fortemente condizionata dalle loro caratteristiche strutturali. Infatti, provini microfratturati o disomogenei si rompono a carichi minori, a seconda anche dell'orientazione delle zone di debolezza rispetto agli assi principali di stress, portando ad una sottostima dei valori di resistenza a compressione (come nel caso dei provini di Calcari Grigi, Bellerophon e Pietra Verde di *Figura 4.1, 4.2 e 4.3*). Inoltre, la prova uniassiale non è eseguibile su tutte le litologie, poiché la presenza di fratture poco spaziate impedisce il carotaggio di cilindri di dimensioni adeguate.

Infine, tale prova necessita di una preparazione accurata dei provini; le facce dei cilindri infatti devono essere parallele e lisce al fine di garantire l'appoggio su tutta l'area di base durante il carico. Quindi, presupponendo di avere a che fare con una litologia sulla quale sia possibile carotare i cilindri, per ottenere valori di resistenza esatti la prova di compressione uniassiale dovrebbe essere condotta su un numero statisticamente elevato di provini prelevati da campioni diversi e preparati seguendo fedelmente le procedure suggerite dalle norme.



Figura 4.1: provino di Calcari Grigi disomogeneo



Figura 4.2: provino di Formazione a Bellerophon microfratturato

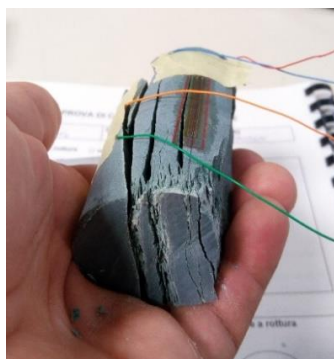


Figura 4.3: provino di Pietra Verde dopo la prova di compressione uniassiale. La rottura del campione è avvenuta su fratture verticali preesistenti

Per quanto riguarda la stima della resistenza a compressione tramite il martello di Schmidt, l'indice di rimbalzo è condizionato principalmente dalla presenza di fratture all'interno del volume sul quale si trasmette l'energia di impatto. Il volume si estende dalla superficie di impatto fino a 10 centimetri di profondità. Inoltre, l'indice δR_0 è influenzato dalla presenza di asperità superficiali sul punto di misura (che frantumandosi creano una diminuzione dell'energia di impatto del martello), dal grado di alterazione della roccia, dal suo contenuto d'acqua e dalla non perpendicolarità del martello rispetto alla superficie.

Nell'utilizzo in campagna questi fattori sono difficilmente controllabili: ci si limita a cercare di effettuare le misure su porzioni di roccia prive di discontinuità, e ad eliminare le asperità e la patina di alterazione levigando la superficie con una pietra smeriglio.

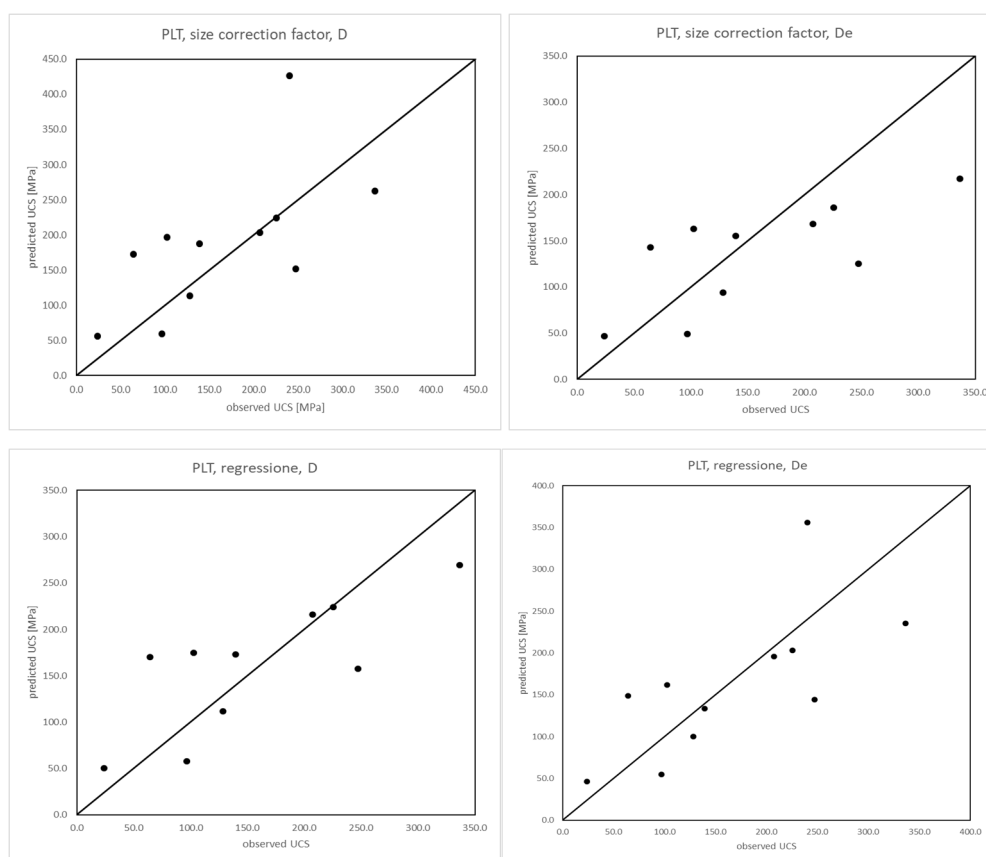
La dipendenza di R dalle condizioni sopra elencate limita l'affidabilità dei risultati ottenuti, tuttavia tale mancanza è sopperita dalla grande quantità di prove che si possono effettuare. Un numero statisticamente elevato di misure garantisce infatti valori di R , e quindi di resistenza a compressione, generalmente rappresentativi della roccia indagata.

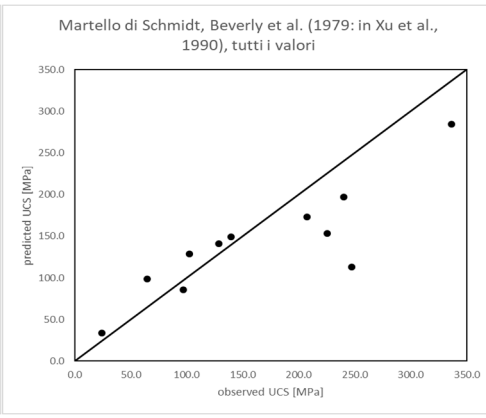
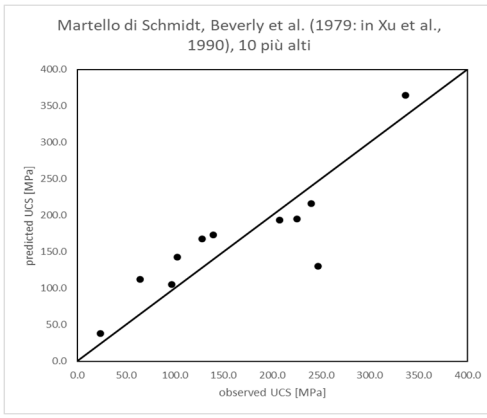
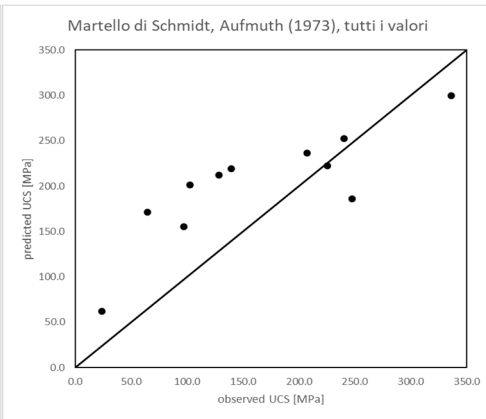
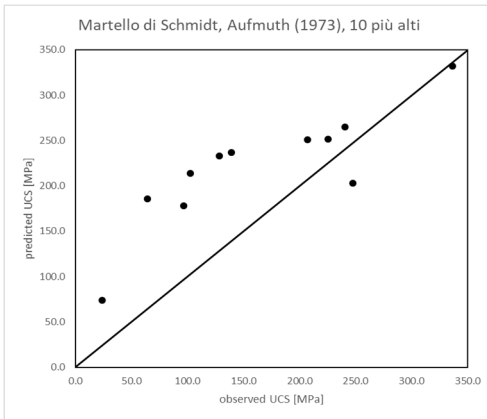
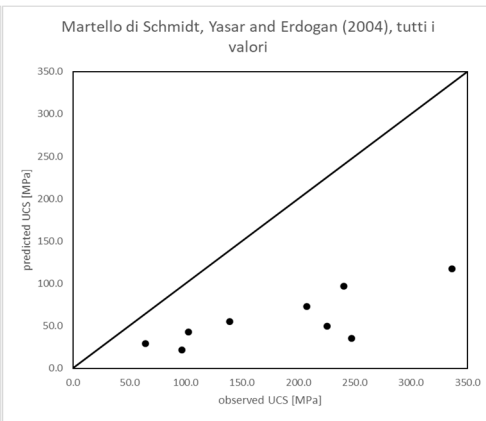
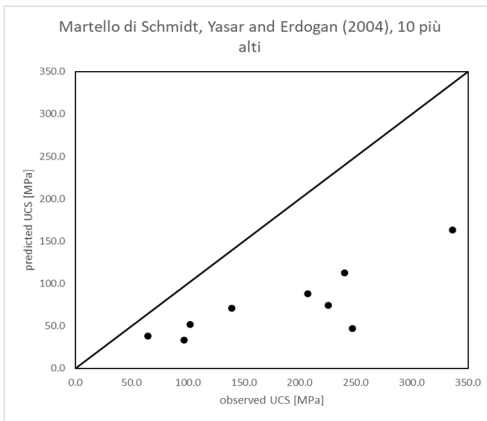
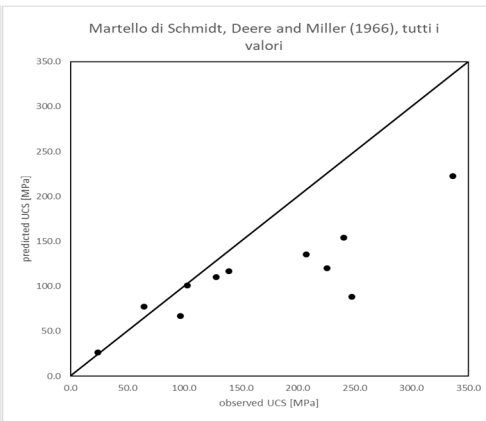
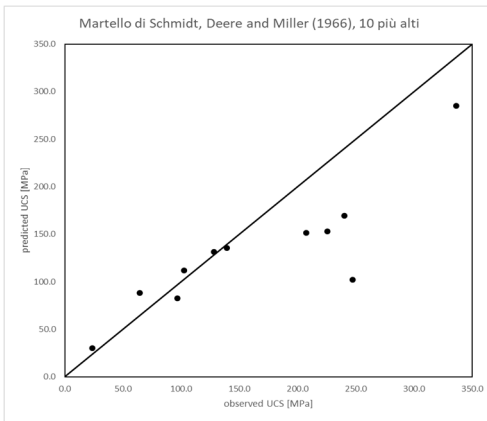
Il PLT consente una stima indiretta della resistenza a compressione della roccia a partire dai valori di carico a rottura per trazione di almeno 20 campioni irregolari (ASTM, 2003). La resistenza a trazione è fortemente condizionata dalla presenza di microfratture o livelli deboli all'interno dei campioni e dalla loro orientazione rispetto all'asse di carico. Come per il martello di Schmidt tuttavia, il punto forte di questo metodo è l'elevato numero di campioni utilizzati per stimare la resistenza della roccia, il che compensa l'errore sistematico derivato dall'utilizzo delle relazioni empiriche.

4.2 *Analisi dei risultati*

Gli istogrammi da *Figura 3.2* a *Figura 3.13* permettono di confrontare i valori di resistenza a compressione ottenuti con i tre metodi (martello di Schmidt, PLT e prova di compressione uniassiale) per ogni formazione studiata.

Per valutare invece il grado di correlazione dei risultati, sono stati plottati i valori di UCS predetti dal martello di Schmidt e dal PLT (*predicted*) versus i valori di UCS misurati dalla prova di compressione uniassiale (*observed*), ritenuti i più attendibili, inserendo nel grafico come riferimento una linea di pendenza 1:1 che rappresenta la corrispondenza perfetta. L'area di grafico sotto la linea 1:1 rappresenta il campo della sottostima del valore di UCS da parte dei metodi indiretti, l'area sopra la linea è il campo della sovrastima. I valori di UCS sono stati presi dalle *Tabelle 3.2, 3.3 e 3.4*. Di seguito sono riportati i grafici prodotti (*Figura 4.4*); nel titolo del grafico è indicato il metodo (PLT o martello di Schmidt) e la procedura per il calcolo di UCS:





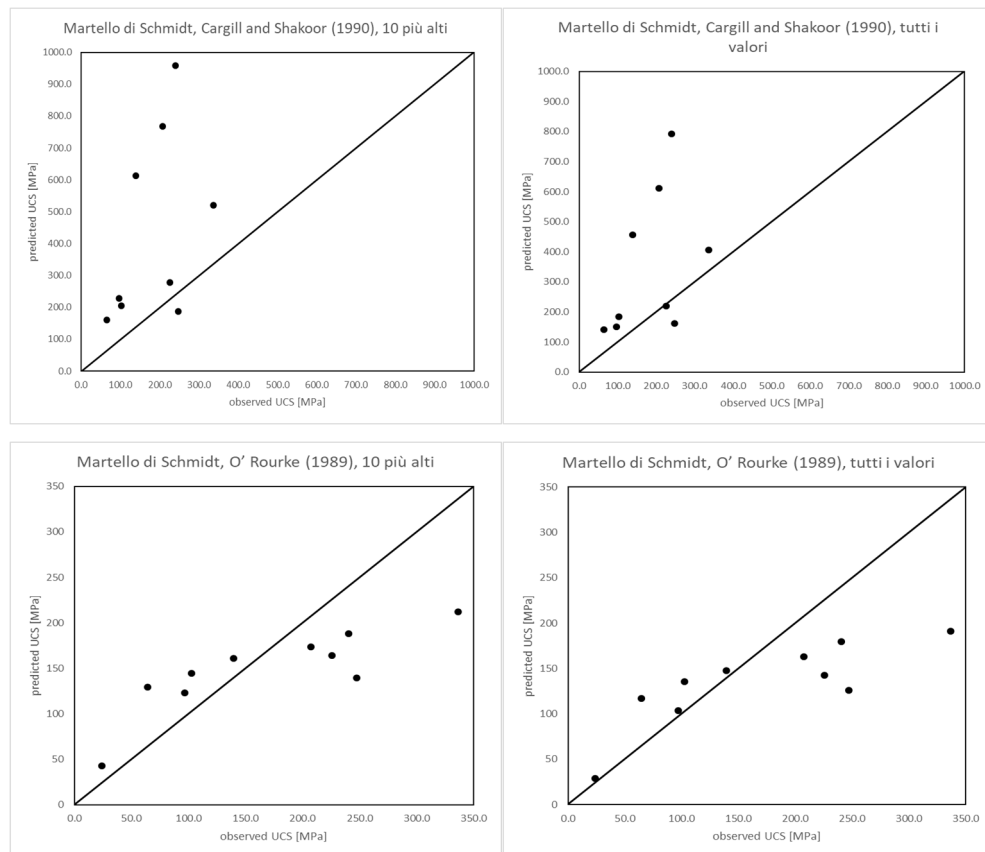


Figure 4.4: plot dei punti con coordinate: y = valori di UCS stimati tramite il martello di Schmidt o il PLT (predicted), presi da Tabella 3.2 e 3.3; x= valori di UCS misurati dalla prova di compressione uniassiale (observed), da Tabella 3.4. Il titolo del grafico contiene la metodologia utilizzata per il calcolo dei valori predicted di UCS

Infine, per misurare il grado di correlazione tra i risultati del PLT e dello sclerometro rispetto alla prova uniassiale, sono stati calcolati due coefficienti statistici: VAF e RMSE (root mean square error):

$$VAF = \left[1 - \frac{\text{var}(y - y')}{\text{var}(y)} \right] \times 100 \quad \text{Equazione 34}$$

$$RMSE = \sqrt{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^N (y - y')^2} \quad \text{Equazione 35}$$

VAF e RMSE vengono solitamente utilizzati per controllare l'attendibilità di un modello predittivo inserendo all'interno delle Equazioni 34 e 35 i valori di una certa grandezza misurati (y) e predetti dal modello (y'), con N=numero di campioni e var=varianza. Il modello è tanto migliore quanto più VAF (%) si avvicina a 100 e RMSE tende a 0; un modello predittivo con VAF=100 e RMSE=0 è detto modello

predittivo perfetto. Nel nostro caso sono stati considerati come valori veri (misurati) di UCS quelli ottenuti dalla prova di compressione uniassiale (*Tabella 3.4*), valutando la capacità del martello di Schmidt e del PLT di avvicinarsi a tali valori, ovvero di predire la resistenza a compressione della roccia. Nella *Tabella 4.1* sono riportati i valori di VAF e RMSE ottenuti per ogni metodo sperimentato; in arancione le metodologie per il PLT e il martello di Schmidt che hanno prodotto la miglior correlazione con i risultati della prova uniassiale.

Tabella 4.1: valori di VAF e RMSE calcolati per ogni metodologia sperimentata. In arancione i metodi che hanno prodotto una migliore corrispondenza con i risultati della prova uniassiale

parametro stimato (metodo)	parametro indipendente	RMSE	VAF%
UCS (size correction factor, D)	I _s 50	83	21
UCS (size correction factor, De)	I _s 50	73	34
UCS (logar method, D)	I _s 50	70	42
UCS (logar method, De)	I _s 50	66	45
UCS (Deere and Miller (1966)), 10 valori più alti	R	59	71
UCS (Deere and Miller (1966)), tutti i valori	R	77	64
UCS (Yasar and Erdogan (2004))	R	123	46
UCS (Yasar and Erdogan (2004))	R	141	43
UCS (Aufmuth (1973))	R	75	68
UCS (Aufmuth (1973))	R	64	65
UCS (Beverly et al. (1979: in Xu et al., 1990))	R	46	74
UCS (Beverly et al. (1979: in Xu et al., 1990))	R	53	71
UCS (Cargill and Shakoor (1990))	R	355	0
UCS (Cargill and Shakoor (1990))	R	244	0
UCS (O' Rourke (1989))	R	65	56
UCS (O' Rourke (1989))	R	72	54

Dalla *Tabella 4.1* risulta che i valori di UCS calcolati con le equazioni di Beverly *et al.* (1979) e di Deere and Miller (1966) hanno una buona corrispondenza con quelli ricavati dalla prova di compressione uniassiale, soprattutto se si utilizza nelle equazioni la media dei dieci valori più alti di R. L'elevato grado di correlazione è confermato anche dai grafici di *Figura 4.4* relativi a questi metodi, i quali sono stati riportati nuovamente per essere discussi nel dettaglio (*Figura 4.5, 4.6, 4.7, 4.8*).

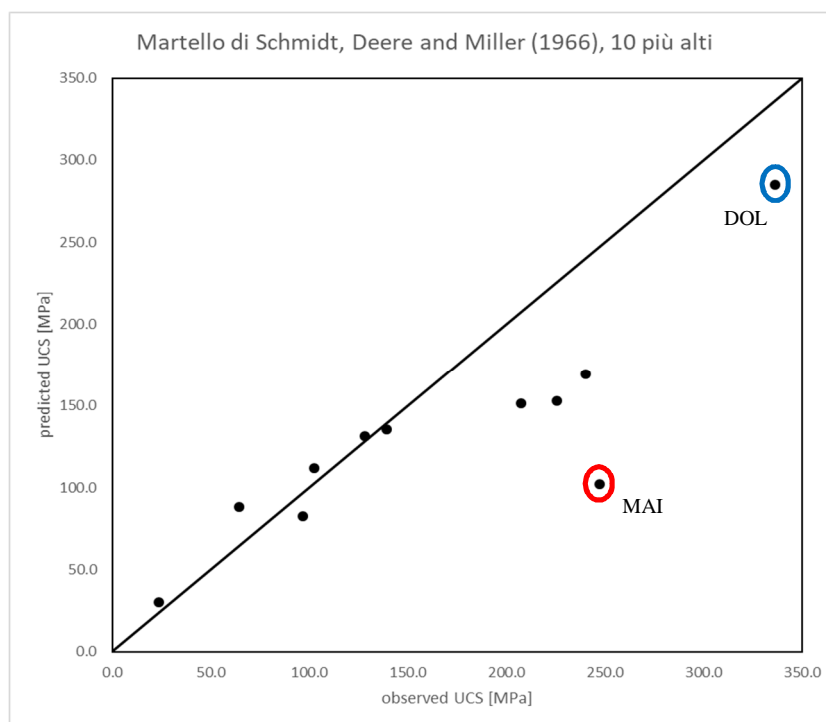


Figura 4.5: plot dei valori di UCS predetti tramite il martello di Schmidt utilizzando l'equazione di Deere and Miller (1966) sulla media dei 10 valori più alti di R. MAI=Maiolica, DOL= Dolomia Principale

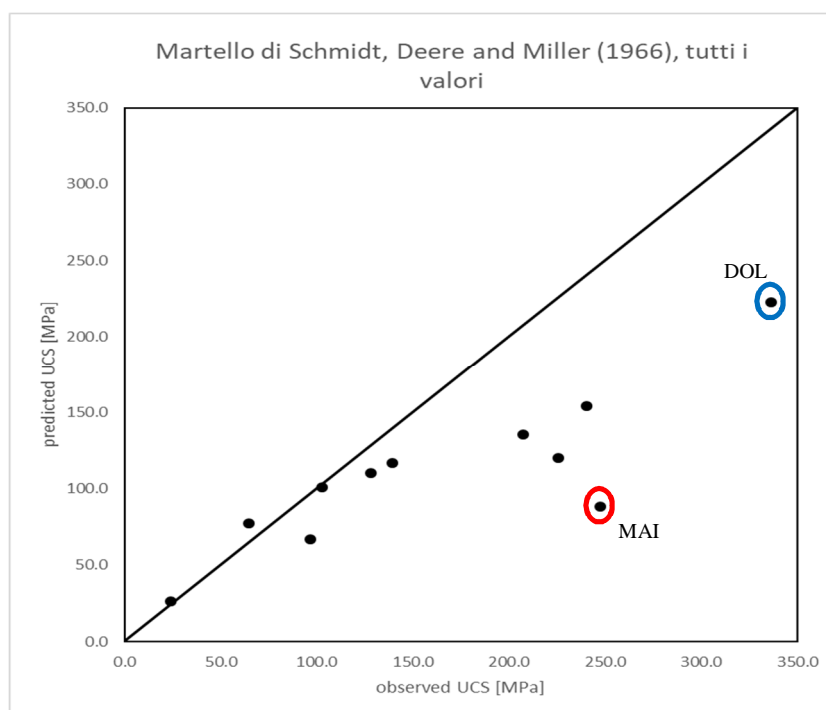


Figura 4.6: plot dei valori di UCS predetti tramite il martello di Schmidt utilizzando l'equazione di Deere and Miller (1966) sulla media di tutti i valori di R. MAI=Maiolica, DOL= Dolomia Principale

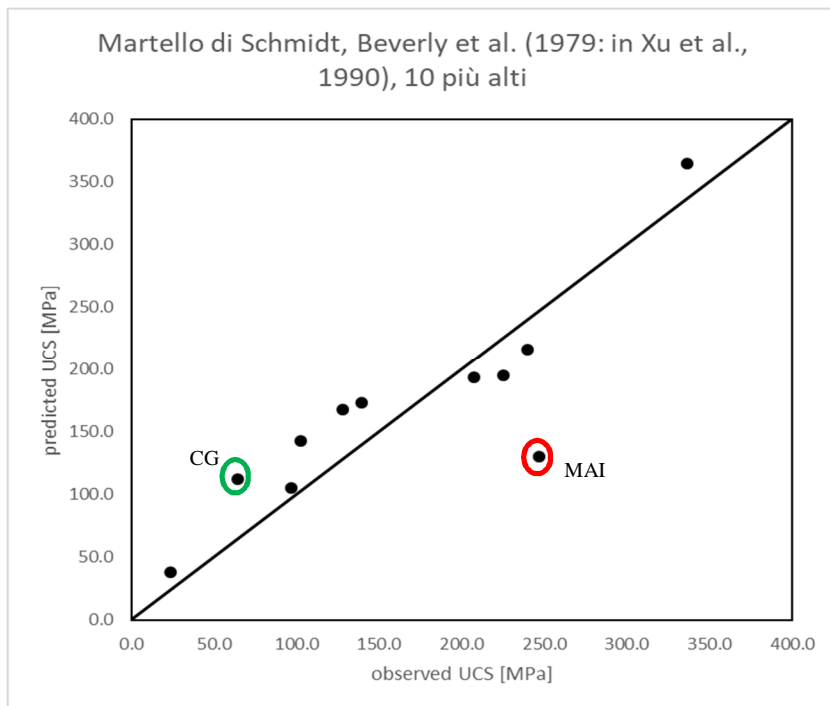


Figura 4.7: plot dei valori di UCS predetti tramite il martello di Schmidt utilizzando l'equazione di Beverly et al. (1979: in Xu et al., 1990) sulla media dei 10 valori più alti di R. MAI=Maiolica, CG=Calcari Grigi

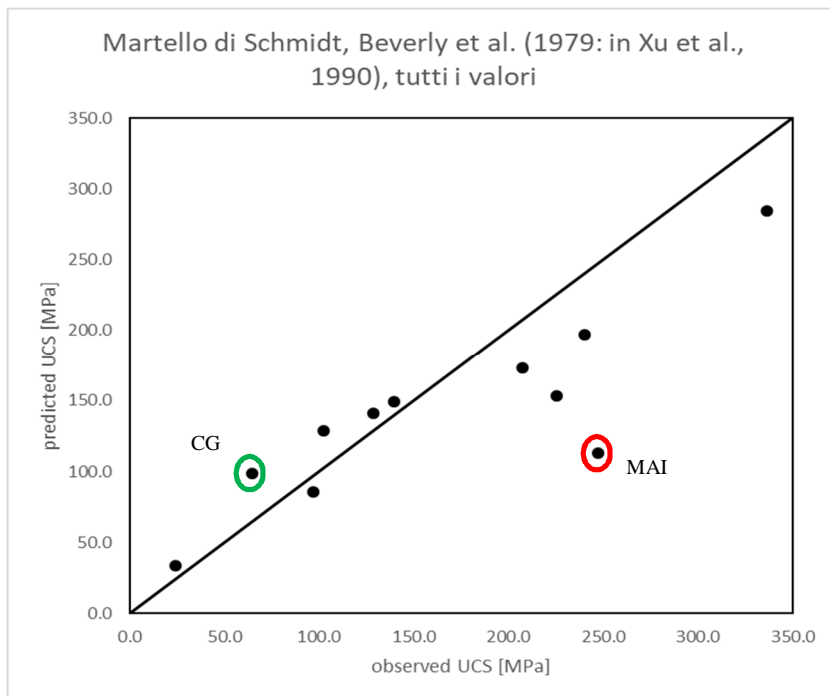


Figura 4.8: plot dei valori di UCS predetti tramite il martello di Schmidt utilizzando l'equazione di Beverly et al. (1979: in Xu et al., 1990) sulla media di tutti i valori di R. MAI=Maiolica, CG=Calcari Grigi

Dalla *Figura 4.5* e *4.6* emerge che la relazione di Deere and Miller (1966) porta a sottostimare la resistenza delle rocce con UCS maggiore di 150 MPa, soprattutto se si utilizza il valore medio di tutti i valori di R, mentre risulta essere molto affidabile per rocce con UCS < 150 MPa. I valori più lontani dalla retta di regressione si riferiscono alla Dolomia Principale e alla Maiolica, affetti dalle limitazioni del martello di Schmidt. Nel primo caso la sottostima della resistenza è dovuta al forte grado di alterazione della roccia (infatti $r/R=0.45$), il quale ha prodotto valori di R più bassi rispetto a quelli che si sarebbero registrati su roccia sana; nel caso della Maiolica invece, la presenza di discontinuità a bassa spaziatura (vedi foto dell'affioramento nell'Allegato 11) isola volumi di roccia troppo piccoli per l'energia di impatto del martello. In *Figura 4.5*, tralasciando la Maiolica, l'errore massimo è di 72 MPa per la Dolomia dello Sciliar, mentre l'errore medio e massimo per le sei rocce con UCS *observed* minore di 150 MPa sono rispettivamente di 10 MPa e 24 MPa, quest'ultimo valore corrisponde ai Calcari Grigi, la cui resistenza è stata sottostimata nella prova di compressione uniassiale a causa della disomogeneità composizionale dei provini (*Figura 4.1*).

Utilizzando invece la relazione di Beverly *et al.* (1979; in Xu *et al.*, 1990) il discostamento dalla retta del modello predittivo perfetto è complessivamente piuttosto limitato per tutti i valori di UCS soprattutto se si utilizzano i 10 valori più alti di R, tranne per la Maiolica dove sussiste il problema indicato in precedenza. Tralasciando la Maiolica, l'errore massimo del martello è di 48 MPa nei Calcari Grigi, mentre l'errore medio è di 28 MPa. Nei Calcari Grigi tuttavia, l'errore non è dovuto ad una sovrastima del valore di UCS da parte del martello di Schmidt, ma ad una sottostima dovuta ai limiti intrinseci della prova uniassiale come accennato in precedenza.

L'analisi con VAF e RMSE suggerisce che il *Logar method* (*logarithmic regression analysis*) con il diametro della carota equivalente, come consigliato dalle norme ASTM e ISRM, è la metodologia migliore per calcolare UCS a partire dall'indice I_s (*point load strength*). Il plot relativo a questo metodo di *Figura 4.4* è riportato in seguito per essere commentato singolarmente.

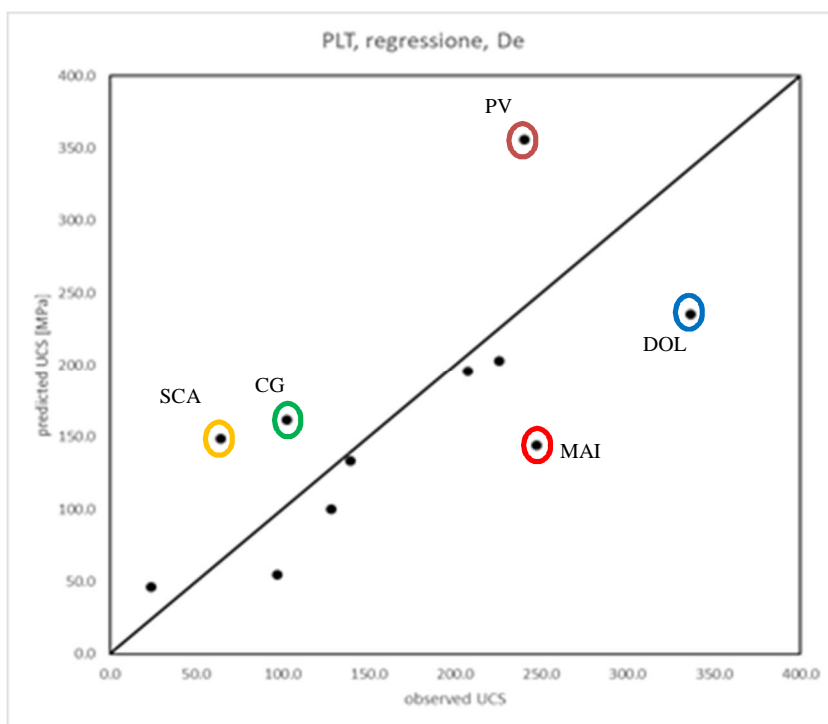


Figura 4.9: plot dei valori di UCS ricavati dal Point Load Strength con la regressione logaritmica e il diametro della carota equivalente. MAI=Maiolica, DOL= Dolomia Principale, PV=Pietra Verde, SCA=Scaglia Rossa, CG=Calcari Grigi

La sovrastima dei valori di UCS da parte del PLT riguarda soprattutto Calcari Grigi, Scaglia Rossa e Pietra Verde. Per i Calcari Grigi valgono le considerazioni fatte in precedenza, per la Pietra Verde è probabile una sottostima del valore di UCS da parte della prova uniassiale a causa della fratturazione verticale del provino (Figura 4.3), per la Scaglia Rossa è possibile che i provini utilizzati per la prova uniassiale siano stati carotati su una parte più argillosa della roccia rispetto a quella sulla quale è stato condotto il PLT.

La sottostima di UCS per la Maiolica e la Dolomia non ha trovato spiegazioni, se non nella microfratturazione di alcuni campioni di Maiolica utilizzati nel PLT che si sono rotti a carichi bassi.

5 CONCLUSIONI

Nel presente lavoro di tesi sono stati confrontati i valori di resistenza a compressione semplice (UCS) misurati con il martello di Schmidt, il Point Load Test (PLT) e la prova di compressione uniassiale su 11 formazioni appartenenti alla sequenza dolomitica, allo scopo di verificare l'affidabilità dei metodi indiretti, soprattutto del martello di Schmidt, rispetto alla prova di compressione uniassiale.

Tale confronto è stato sviluppato sia attraverso metodi grafici, sia calcolando gli indici VAF e *root mean square error* (RMSE) per valutare la predittività dei due metodi indiretti rispetto a quello diretto.

Dall'analisi è emerso che i valori di UCS stimati con il martello di Schmidt si avvicinano molto a quelli determinati con la prova di compressione uniassiale se si utilizzano, per calcolare UCS a partire dall'indice di rimbalzo R, le equazioni di Beverly *et al.* (1979: in Xu *et al.*, 1990) o di Deere e Miller (1966).

L'equazione di Beverly *et al.* risulta essere la più precisa per tutte le litologie analizzate soprattutto se vengono considerati soltanto i 10 valori più alti di R per il calcolo di UCS; rispetto ai risultati della prova uniassiale infatti, l'errore medio, tralasciando la Maiolica, è stato di 28 MPa e l'errore massimo di 48 MPa. Anche l'equazione di Deere and Miller (1966) ha dato buoni risultati, anche in questo caso scartando i 10 valori più bassi di R, specialmente su rocce con UCS < 150 MPa (dove l'errore medio e massimo sono stati di 10 e 24 MPa), mentre sembra sottostimare la resistenza delle rocce con UCS > 150 MPa. Per tutte le equazioni analizzate, diversamente da quanto consigliato dalle norme ISRM più recenti (Aydin, 2009), i risultati migliori sono stati ottenuti scartando la metà delle misure di R con i valori più bassi.

Per quanto riguarda il PLT, UCS è stato calcolato sia attraverso il size correction factor, utilizzando il diametro effettivo del campione (D) e il diametro equivalente della carota (D_e), sia con la regressione logaritmica, sia con D che con D_e ; la regressione logaritmica con il diametro equivalente della carota (metodo suggerito dalle norme ISRM e ASTM) ha dimostrato una miglior corrispondenza con i

risultati della prova uniassiale. Tuttavia, rispetto al martello di Schmidt, l'errore commesso nella stima della resistenza a compressione è maggiore.

Questa tesi inoltre, grazie a 34 prove di compressione uniassiale, circa 300 misure con il PLT e oltre 450 con il martello di Schmidt su 11 formazioni diverse, ha contribuito a creare una banca dati delle resistenze a compressione delle rocce dolomitiche più importanti.

Per concludere, l'utilizzo diffuso del martello di Schmidt per determinare la resistenza a compressione delle rocce può considerarsi giustificato dai risultati del presente studio. È comunque importante un'attenta valutazione del tipo di prova da utilizzare in funzione della litologia da indagare e dell'opera da realizzare, tenendo conto dei limiti di ognuna di esse. Per esempio, nel caso la roccia in esame abbia discontinuità con spaziature comprese tra 3 e 8 centimetri, il martello di Schmidt tenderà a sottostimare la UCS e non potranno essere carotati campioni di dimensioni adeguate per effettuare la prova uniassiale; pertanto il metodo migliore è il PLT. Per le rocce con discontinuità spaziate tra 8 e 15 centimetri può essere utilizzato sia il PLT sia la prova di compressione uniassiale, mentre l'utilizzo del martello di Schmidt è consigliato per spaziature superiori ai 15 cm.

RINGRAZIAMENTI

Ringrazio Prof. Floris per la grande disponibilità, i preziosi consigli e l'affetto che ha per i suoi studenti. Un grazie speciale a Dott. Geol. Chiesurin per la tenacia che mi ha trasmesso nel perseguire l'obiettivo, le correzioni e gli insegnamenti che è sempre pronto a dare.

Ringrazio inoltre Prof. Rigo per la correzione della parte stratigrafica, Dott. Ferri per avermi spiegato come elaborare i dati della prova di compressione uniassiale e Dott. Raccagni per la preparazione dei provini e l'esecuzione delle prove uniassiali.

Infine, come non ringraziare coloro che si sono sacrificati nell'accompagnarmi tra le dolomiti (Lisa, Ivan, David, Marianna e papà Igino), il più delle volte ignari dei pesi indicibili che avrebbero dovuto portare fino alla macchina e della mia lentezza nell'eseguire i rilievi geomeccanici, GRAZIE.

Bibliografia

- ASTM D5731-02, Standard Test Method for Determination of the Point Load Strength Index of Rock, ASTM International, West Conshohocken, PA, 2002.
- ASTM D7012-14, Standard Test Method for Compressive Strength and Elastic Moduli of Intact Rock Core Specimens under Varying States of Stress and Temperatures, ASTM International, West Conshohocken, PA, 2014.
- AVANZINI, M., BARGOSSO, M., G., BORSATO, A., SELLI, L., 2010. Note Illustrative della Carta Geologica d'Italia, Foglio 60 Trento.
- AYDIN, A., 2009. ISRM Suggested Method for Determination of the Schmidt Hammer Rebound Hardness: Revised Version. *Int. J. Rock Mech. & Min. Sci.*, 46, 627-634.
- AYDIN, A., BASU, A., 2005. The Schmidt hammer in rock material characterization, *Engineering geology*, 81, 1-14.
- AZIMIAN, A., AJALLOEIAN, R., FATEHI, L., 2014. An empirical correlation of uniaxial compressive strength with p-wave velocity and point load test index on marly rocks using statistical method. *Geotech Geol Eng*, 32, 205-214.
- BARBIERI, G., GRANDESSO, P., 2007. Note Illustrative della Carta Geologica d'Italia, Foglio 82 Asiago.
- BASU, A., AYDIN, A., 2004. A method for normalization of Schmidt hammer rebound values. *Int J Rock Mech Min Sci*, 41, 1211-1214.
- BEVERLY, B., E., SCHOENWOLF, D., A., ANDBRIERLY, G., S., 1979. Correlations of rocks index values with engineering properties and the classification of intact rocks. FHWA, Washington, D.C.
- BIENIAWSKI, Z., T., 1975. Point load test in geotechnical practice. *Engineering Geology*, 9, 1-11.

- BIENIAWSKI, Z., T., 1989. Engineering rock mass classifications. John Wiley & Sons, New York, 251 p.
- BROCH, E., FRANKLIN, J., A., 1972. The point load strength test. *Int. J. Rock Mech. & Min. Sci.*, 9, 669-697.
- BOSELLINI, A., 1996. *Geologia delle Dolomiti*, Athesia, 192 p.
- BOSELLINI, A., GIANOLLA, P., STEFANI, M., 2003. Geology of Dolomites. *Episodes*, 26, 181-185.
- BUYUKSAGIS, I., S., GOKTAN, R., M., 2007. The effect of Schmidt hammer type on uniaxial compressive strength prediction of rock. *Int. J. Rock Mech. & Min. Sci.*, 44, 299-307.
- CAPUTO R., POLI M., ZANFERRARI A., 2010. Neogene-Quaternary tectonic stratigraphy of the eastern Southern Alps, NE Italy, *Journal of Structural Geology* 32, pp. 1009-1027.
- CARGILL, J.S., SHAKOOR, A., 1990. Evaluation of empirical methods for measuring the uniaxial compressive strength. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 27, 495-503.
- CITA, M., B., ABBATE, E., ALDIGHERI, B., BALINI, M., CONTI, M., A., FALORNI, P., GERMANI, D., GROPELLI, G., MANETTI, P., PETTI, F., M., 2005. *Catalogo delle formazioni. Unità tradizionali*, Carta Geologica d'Italia 1:50.000, Quaderni serie III, Volume 7, Fascicolo VI, 318 p.
- DEERE, D.U., MILLER, R.P., 1966. Engineering classification and index properties for intact rocks. Tech Report. Air Force Weapons Lab., New Mexico, No. AFNL-TR, pp. 65-116. Kirtland.
- DOGLIONI, C., 1987. Tectonics of the Dolomites (Southern Alps, Northern Italy). *Journal of structural Geology*, 9, 181-193.

- DOGLIONI, C., CARMINATI, E., 2008. Structural styles and Dolomites field trip. *Mem. Descr. Carta Geol. It.*, 82, 1 299.
- DAL PIAZ, G., BISTACCHI, A., MASSIRONI, M., 2003. Geological outline of the Alps. *Episodes*, 26, 175-180.
- HAWKINS, A., B., 1998. Aspects of rock strength. *Bull Eng Geol Env.*, 57, 17630.
- HOEK, E., 2006. Practical rock engineering. www.rocscience.com
- HOEK, E., BROWN, E., T., 1980. Empirical strength criterion for rock masses. *J. Geotech. Engng Div.*, 106, 1013-1035.
- International Society for Rock Mechanics Commission (ISRM) on Standardisation of Laboratory and Field Tests. 1978. Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.*, 15, 319-368.
- ISRM, 1985. Suggested Method for Determining Point Load Strength. ISRM Commission in Testing Methods, Working Group on Revision of the Point Load Test Method. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.*, 22, 51-60.
- Raccomandazioni I.S.R.M., 1994. Raccomandazioni per la determinazione della resistenza a compressione monoassiale e della deformabilità dei materiali rocciosi. *Rivista Italiana di Geotecnica* 3/94, 247-251.
- LUIS I. GONZÁLEZ DE VALLEJO, 2004. *Geoingegneria*, Pearson, 816 p.
- MARINOS, P., HOEK, E., 2000. GSI: a geologically friendly tool for rock mass strength estimation. In: *Proceedings of GeoEng 2000 at the International Conference on Geotechnical and Geological Engineering* (Melbourne, Victoria, Australia). Lancaster, PA: Technomic Publishers, 142261446.
- MARINOS, P., HOEK, E., [2001]. Estimating the geotechnical properties of heterogeneous rock masses such as flysch. *Bull Eng Geol Env*, 60, 82692.

- MINAEIAN, B., AHANGARI, K., 2011. Estimation of uniaxial compressive strength based on P-wave and Schmidt hammer rebound using statistical method. *Arabian Journal of Geosciences*. 6, 1925-1931 0460-y.
- NERI, C., GIANOLLA, P., FURLANIS, S., CAPUTO, R., BOSELLINI, A., 2007. Note Illustrative della Carta Geologica d'Italia, Foglio 29 Cortina D'Ampezzo.
- OØROURKE, J.E., 1989. Rock index properties for geoengineering in underground development. *Min. Eng.*, 106ó 110.
- PALMSTROM, A., 1995. A rock mass characterization system for rock engineering purposes. *J. of Rock Mech. & Tunnelling Tech*, Vol. I No 2, 1-40.
- ROMANA, M., 1985. New adjustment ratings for application of Bieniawski classification to slopes. *Int. Symp. On the role of rockmechanics ISRM. Zacatecas*, 49-53 p.
- THURO, K., PLINNINGER, R., 2001. Scale effects in rock strength properties. Part 2: Point load test and point load strength index. *ISRM Regional Symposium EUROCK 2001*.
- XU, S., GRASSO, P., MAHTAB, A., 1990. Use of Schmidt hammer for estimating mechanical properties of weak rock. *Proc. 6th International IAEG Congress, vol. 1. Balkema, Rotterdam*, 511 ó519.
- YASAR, E., ERDOGAN, Y., 2004. Estimation of rock physiomechanica properties using hardness methods. *Engineerin Geology*, 71, 281ó 288.
- ZORZI, F., BOSCARDIN, M., 2014. *Minerali del Veneto*, Cierre Edizioni, 336 p.

ALLEGATO 1:

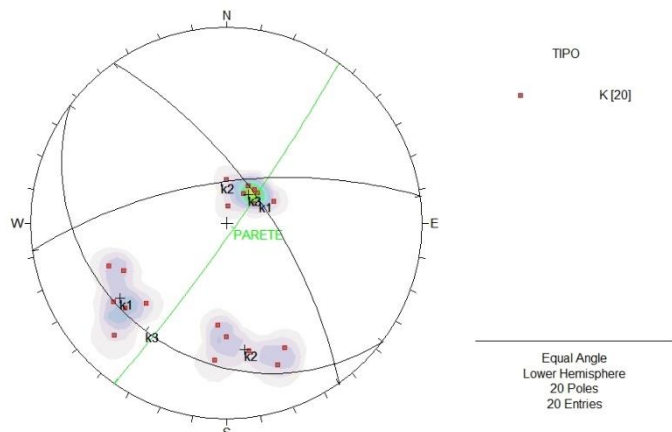
VULCANITI DELLA PIATTAFORMA PORFIRICA ATESINA



Allegato 1.1: affioramento di ignimbriti riolitiche del gruppo vulcanico atesino a Passo Valles sul quale è stata eseguita la stazione geomeccanica e il prelievo di campioni. GSI stimato in campagna 65+-5



Allegato 1.2: particolare dell'ignimbrite di composizione riolitica. Sono presenti fenocristalli millimetrici di quarzo e biotite



Allegato 1.3: contour dei poli dei piani delle discontinuità, poli medi e orientazione dei piani principali di discontinuità. Realizzato con il software Dips di Rocscience

Tipo di roccia:									
ignimbrite riolitica della piattaforma porfirica atesina									
A. parametri di classificazione e loro indici									
Parametri		Range dei valori							
Resistenza della roccia	Indice Is (Mpa)	>10	4-10	2-4	1-2				
	compressione uniaassiale (Mpa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1	
indice		15	12	7	4	2	1	0	12
RQD		90-100 %	75-90%	50-75%	25-50%	<25			
indice		20	17	13	8	3			
spaziatura delle discontinuità (m)		>2	0,6-2	0,2-0,6	0,2-0,06	<0,06			
Indice		20	15	10	8	5			
Condizioni delle discontinuità									
Persistenza (m) / indice		<1 / 6	1-3 / 4	3-10 / 2	10-20 / 1	>20 / 0			
Apertura (mm) / indice		no / 6	<0,1 / 5	0,1-1 / 4	1-5 / 1	>5 / 0			
Rugosità / indice		molto. rugoso / 6	rugoso / 5	poco rugoso / 3	liscio / 1	levigato / 0			
Riempimento (mm) / indice		no / 6	duro<5 / 4	duro>5 / 2	soft<5 / 2	soft>5 / 0			
Alterazione / indice		no / 6	poco / 5	moderata / 3	elevata / 1	decomposta/0			
Condizioni idrauliche previste									
Indice		secco	umido	bagnato	stillicidio	flusso			
		15	10	7	4	0			
									15
B. correzione in funzione dell'orientazione									
		molto favorevole	favorevole	discreto	sfavorevole	molto sfavorevole			
Gallerie		0	-2	-5	-10	-12			
Fondazioni		0	-2	-7	-15	-25			
Versanti		0	-2	-25	-50				
									0
Valore di RMR									84
C. classi di ammasso roccioso									
Indice	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<20				
classe	I	II	III	IV	V				
descrizione	molto buona	buona	discreta	scadente	molto scadente				
CLASSE DI AMMASSO ROCCIOSO									
DESCRIZIONE									I
GSI									molto buona
79 BRMR-lw+15-5									

Allegato 1.4: RMR di Bieniawski (1989) sull'affioramento di Allegato 1.1

Q - SYSTEM (Barton)	
Tipo di roccia:	Stazione: Passo Valles
ignimbrite riolitica della piattaforma porfirica atesina	
DATI	
RQD (Rock Quality Designation)	100
Jn (Joint set number)	9
Jr (Joint roughness number)	1.5
Ja (Joint alteration number)	1
Jw (Joint water reduction number)	1
SRF (Stress Reduction Factor)	2
RISULTATI	
Taglia media dei blocchi di roccia (RQD/Jn)	11
Resistenza al taglio tra i blocchi (Jn/Ja)	9
Sforzi attivi e condizioni idrogeologiche (Jw/SRF)	0
Indice Q	48

Allegato 1.5: Q-system di Barton (1974) sull'affioramento di Allegato 1.1

Calcolo della resistenza a compressione tramite martello di Schmidt

	r	R
	36	48
	34	46
	34	46
	32	44
	32	44
	30	44
	28	44
	26	44
	26	42
	26	42
	26	42
	24	40
	24	40
	24	40
	24	40
	24	40
	22	40
	22	36
	22	36
	18	36
media 10 più alti	30	44
media tutti i valori	27	42
dev. Standard (tutti)		3
max R (rispetto alla media di tutti i valori)		45
min R (rispetto alla media di tutti i valori)		38

	r	r corretto	R	R corretto
	49	52	61	63
	48	51	58	60
	44	47	57	59
	44	47	56	58
	44	47	56	58
	42	44	55	57
	42	44	55	57
	40	43	55	57
	39	42	55	57
	36	38	54	56
	36	38	53	55
	34	36	53	55
	34	36	52	54
	34	36	52	54
	34	36	52	54
	32	35	51	53
	32	35	51	53
	31	34	50	52
	27	30	48	51
	26	29	44	47
media 10 più alti		46		58
media tutti i valori		40		56
dev. Standard (tutti)				4
max R (rispetto alla media di tutti i valori)				59
min R (rispetto alla media di tutti i valori)				52

media R (su 10 più alti)	49
media R (tutti)	46
media R max (tutti)	51
media R min (tutti)	41

	UCS [MPa]			
	su 10 più alti	su tutti	max	min
Kahraman (2001)	46	36	51	26
Deere and Miller (1966)	131	110	142	86
Aufmuth (1973)	233	212	243	183

Allegato 1.6: procedimento per il calcolo di UCS. Sono state utilizzate le equazioni compatibili con la litologia analizzata

Calcolo della resistenza a compressione con il PLT

- metodo del *size correction factor* δ

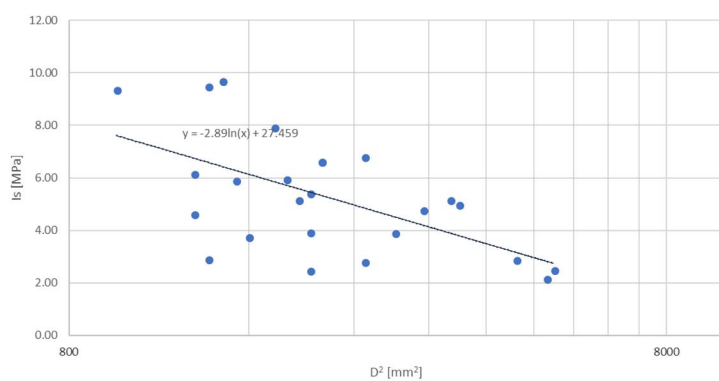
ignimbrite riolitica			con D					con D _e				
CAMPIONE	D (cm)	P (KN)	D ² [mm ²]	I ₅₀ [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	I ₅₀ [MPa]	I ₅₀ [MPa] in ordine	D _e ² [mm ²]	I ₅₀ [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	I ₅₀ [MPa]	I ₅₀ [MPa] in ordine
1	5	17	2500.00	6.80	1.00	6.80	2.35	3183.10	5.34	1.06	5.64	1.95
2	4.6	14	2116.00	6.62	0.96	6.37	2.55	2694.17	5.20	1.02	5.28	2.12
3	3.7	13	1369.00	9.50	0.87	8.29	2.56	1743.06	7.46	0.92	6.88	2.12
4	4.3	11	1849.00	5.95	0.93	5.56	2.80	2354.22	4.67	0.99	4.61	2.32
5	4.5	5	2025.00	2.47	0.95	2.35	2.95	2578.31	1.94	1.01	1.95	2.45
6	3.7	4	1369.00	2.92	0.87	2.55	3.30	1743.06	2.29	0.92	2.12	2.74
7	5.3	11	2809.00	3.92	1.03	4.02	3.39	3576.53	3.08	1.08	3.33	2.81
8	4	6	1600.00	3.75	0.90	3.39	3.77	2037.18	2.95	0.95	2.81	3.12
9	4.5	8	2025.00	3.95	0.95	3.77	3.99	2578.31	3.10	1.01	3.12	3.31
10	5.6	15	3136.00	4.78	1.05	5.03	4.02	3992.88	3.76	1.11	4.17	3.33
11	3.6	8	1296.00	6.17	0.86	5.32	4.88	1650.12	4.85	0.91	4.42	4.04
12	4.2	14	1764.00	7.94	0.92	7.34	5.03	2245.99	6.23	0.98	6.08	4.17
13	4.6	14	2116.00	6.62	0.96	6.37	5.18	2694.17	5.20	1.02	5.28	4.30
14	4.4	10	1936.00	5.17	0.94	4.88	5.29	2464.99	4.06	1.00	4.04	4.39
15	3.9	9	1521.00	5.92	0.89	5.29	5.32	1936.60	4.65	0.94	4.39	4.42
16	5	7	2500.00	2.80	1.00	2.80	5.43	3183.10	2.20	1.06	2.32	4.50
17	6	18	3600.00	5.00	1.09	5.43	5.56	4583.66	3.93	1.15	4.50	4.61
18	4.5	11	2025.00	5.43	0.95	5.18	5.57	2578.31	4.27	1.01	4.30	4.62
19	5.9	18	3481.00	5.17	1.08	5.57	6.37	4432.15	4.06	1.14	4.62	5.28
20	6.7	13	4489.00	2.90	1.14	3.30	6.37	5715.57	2.27	1.20	2.74	5.28
21	7.2	13	5184.00	2.51	1.18	2.95	6.80	6600.47	1.97	1.24	2.45	5.64
22	7.1	11	5041.00	2.18	1.17	2.56	7.34	6418.40	1.71	1.24	2.12	6.08
23	3.6	6	1296.00	4.63	0.86	3.99	7.55	1650.12	3.64	0.91	3.31	6.26
24	3.1	9	961.00	9.37	0.81	7.55	8.29	1223.58	7.36	0.85	6.26	6.88
25	3.8	14	1444.00	9.70	0.88	8.57	8.57	1838.56	7.61	0.93	7.11	7.11

Allegato 1.7: risultati del PLT

	D	De
media I ₅₀	4.93	4.09
UCS [MPa]	113	94

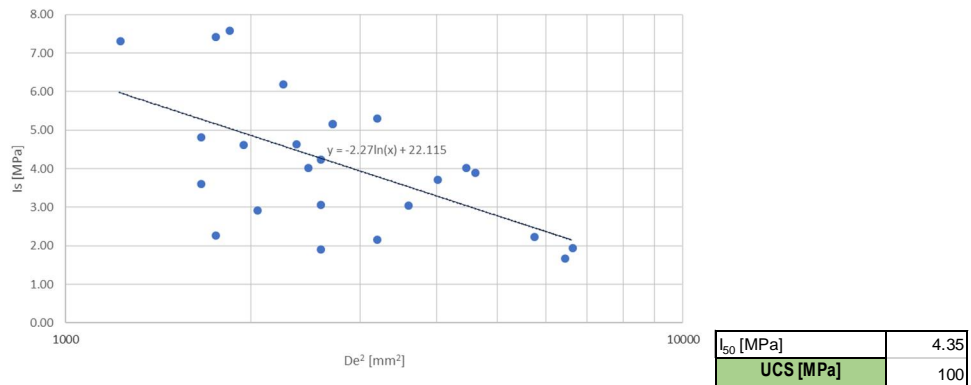
Allegato 1.8: il valore medio di I₅₀ è stato calcolato su tutti i valori eccetto i due più alti e i due più bassi. Per il calcolo di UCS l'equazione 10 con C=23 (Bieniawski, 1975)

- *logar method* δ :



I ₅₀ [MPa]	4.85
UCS [MPa]	111

Allegato 1.9: UCS calcolato con il logar method utilizzando lo spessore vero del campione

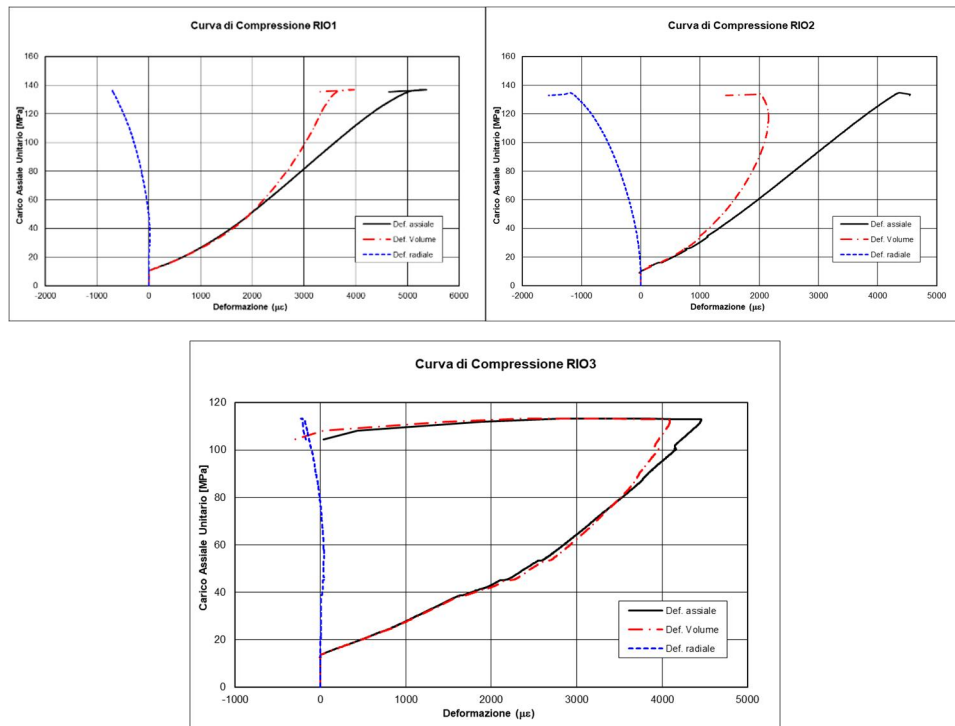


Allegato 1.10: UCS calcolato con il logar method utilizzando il diametro equivalente

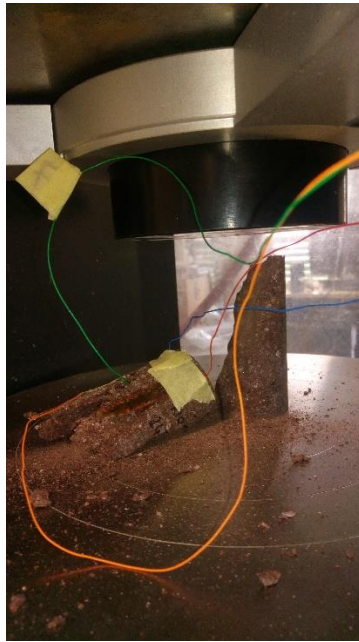
	D	De
standard deviation [MPa]	2.22	1.74
max I_{50}	7.06	6.10
min I_{50}	2.63	2.61
max UCS [MPa]	162	140
min UCS [MPa]	61	60
correlation coefficient	-0.57	-0.57
correlation coefficient square	0.32	0.32

Allegato 1.11: analisi statistica dei dati di Allegato 1.7

Prova di compressione uniassiale



Allegato 1.12: curve di compressione dei tre provini analizzati



Allegato 1.13: foto dei provini dopo la prova di compressione uniassiale

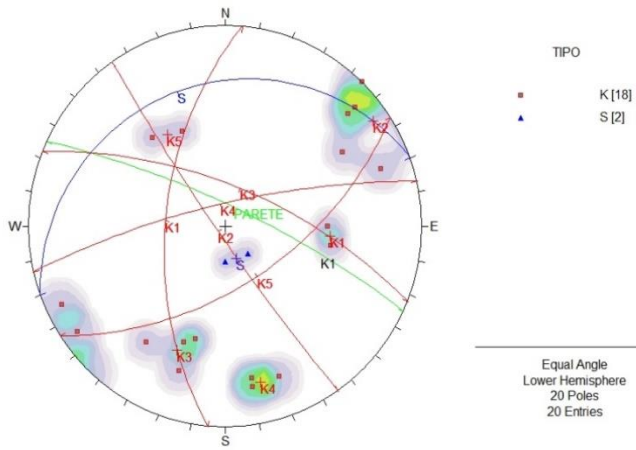
ALLEGATO 2: ARENARIE DI VAL GARDENA



Allegato 2.1: affioramento di Arenarie di Val Gardena sulla strada per Passo Rolle sul quale è stata eseguita la stazione geomeccanica e il prelievo di campioni. GSI stimato in campagna 50+-5



Allegato 2.2: Arenarie grossolane costituite prevalentemente da granuli di quarzo



ROCK MASS RATING SYSTEM (RMR) di BIENIAWSKI, 1989									
Tipo di roccia:									
Arenarie di Val Gardena									
A. parametri di classificazione e loro indici									
Parametri		Range dei valori							
Resistenza della roccia	Indice Is (Mpa)	>10	4-10	2-4	1-2				
	compressione uniaassiale (Mpa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25		1-5	<1
Indice		15	12	7	4	2		1	0
RQD		90-100 %	75-90%	50-75%	25-50%	<25			
indice		20	17	13	8	3			
Spaziatura delle discontinuità (m)		>2	0,6-2	0,2-0,6	0,2-0,06	<0,06			
Indice		20	15	10	8	5			
Condizioni delle discontinuità									
Persistenza (m) / indice		<1 / 6	1-3 / 4	3-10 / 2	10-20 / 1	>20 / 0			
Apertura (mm) / indice		no / 6	<0,1 / 5	0,1-1 / 4	1-5 / 1	>5 / 0			
Rugosità / indice		molto rugoso / 6	rugoso / 5	poco rugoso / 3	liscio / 1	levigato / 0			
Riempimento (mm) / indice		no / 6	duro <5 / 4	duro >5 / 2	soft <5 / 2	soft >5 / 0			
Alterazione / indice		no / 6	poco / 5	moderata / 3	elevata / 1	decomposta / 0			
Condizioni idrauliche previste		secco	umido	bagnato	stillicidio	flusso			
Indice		15	10	7	4	0			
B. correzione in funzione dell'orientazione									
	molto favorevole	favorevole	discreto	sfavorevole	molto sfavorevole				
Gallerie	0	-2	-5	-10	-12				
Fondazioni	0	-2	-7	-15	-25				
Versanti	0	-2	-25	-50					
Valore di RMR									
53									
C. classi di ammasso roccioso									
Indice	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<20				
classe	I	II	III	IV	V				
descrizione	molto buona	buona	discreta	scadente	molto scadente				
CLASSE DI AMMASSO ROCCIOSO									
III									
DESCRIZIONE									
discreta									
GSI									
53 BRMR-Iw+15-5									

Q - SYSTEM (Barton)	
Tipo di roccia:	Stazione:
Arenaria della Val Gardena	
DATI	
RQD (Rock Quality Designation)	67
Jn (Joint set umber)	20
Jr (Joint roughness number)	3.0
Ja (Joint alteration number)	3
Jw (Joint water reduction number)	1
SRF (Stress Reduction Factor)	2.5
RISULTATI	
Taglia media dei blocchi di roccia (RQD/Jn)	3.4
Resistenza al taglio tra i blocchi (Jr/Ja)	6.7
Sforzi attivi e condizioni idrogeologiche (Jw/SRF)	0.4
Indice Q	8.93333
Q' (RQD/Jn)*(Jr/Ja)	3
GSI da RQD $(52*(Jr/Ja)/(1+Jr/Ja))+RQD/2$	60
GSI $44+9*\ln(Q')$	55

Calcolo della resistenza a compressione tramite martello di Schmidt

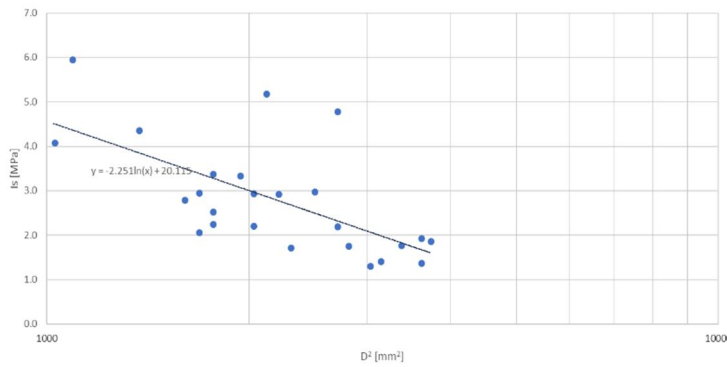
<--		r	R	<--	r	R	
		22	29		21	30	
		22	30		22	32	
		22	32		22	32	
		24	32		23	33	
		24	32		24	34	
		25	34		24	34	
		26	34		24	34	
		30	34		25	34	
		30	36		26	34	
		30	36		27	34	
		30	36		28	35	
		32	38		28	40	
		32	38		29	42	
		32	38		30	42	
		33	38		30	42	
		33	40		30	43	
		34	41		32	43	
		34	42		33	44	
		36	42		34	46	
		37	44		34	47	
media 10 più alti		33	40	media 10 più alti		31	42
media tutti i valori		29	36	media tutti i valori		27	38
dev. Standard (tutti)			4	dev. Standard (tutti)			5
max R (rispetto alla media di tutti i valori)			41	max R (rispetto alla media di tutti i valori)			43
min R (rispetto alla media di tutti i valori)			32	min R (rispetto alla media di tutti i valori)			32
media R (su 10 più alti)				media R (tutti)			
			41			37	
media R max (tutti)				media R min (tutti)			
			42			32	

	UCS [MPa]			
	su 10 più alti	su tutti	max	min
Deere and Miller (1966)	83	67	86	52
Yasar and Erdogan (2004)	33	21	36	12
Aufmuth (1973)	178	155	183	129
Beverly et al. (1979; in Xu et al., 1990)	105	86	110	67
Cargill and Shakoore (1990)	227	150	246	92
O' Rourke (1989)	123	103	127	80

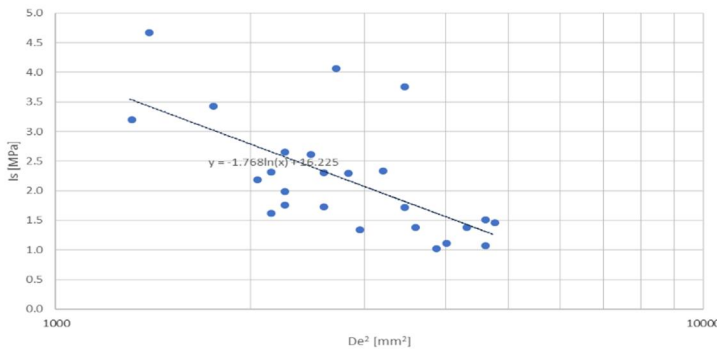
Calcolo della resistenza a compressione tramite PLT

CAMPIONE	D (cm)	P (kN)	con D					con D _e				
			D ² [mm ²]	I _s [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	I ₅₀ [MPa]	I ₅₀ [MPa] ordinati	D _e ² [mm ²]	I _s [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	I ₅₀ [MPa]	I ₅₀ [MPa] ordinati
1	6.1	7	3721.0	1.9	1.1	2.1	1.4	4737.7	1.5	1.2	1.7	1.1
2	4.1	5	1681.0	3.0	0.9	2.7	1.5	2140.3	2.3	1.0	2.3	1.3
3	5.3	5	2809.0	1.8	1.0	1.8	1.5	3576.5	1.4	1.1	1.5	1.3
4	4.5	4.5	2025.0	2.2	1.0	2.1	1.7	2578.3	1.7	1.0	1.8	1.4
5	4.5	6	2025.0	3.0	1.0	2.8	1.8	2578.3	2.3	1.0	2.3	1.5
6	4.4	6.5	1936.0	3.4	0.9	3.2	1.9	2465.0	2.6	1.0	2.6	1.6
7	5	7.5	2500.0	3.0	1.0	3.0	1.9	3183.1	2.4	1.1	2.5	1.6
8	4.7	6.5	2209.0	2.9	1.0	2.9	2.1	2812.6	2.3	1.0	2.4	1.7
9	4.8	4	2304.0	1.7	1.0	1.7	2.1	2933.5	1.4	1.0	1.4	1.7
10	4.2	4	1764.0	2.3	0.9	2.1	2.1	2246.0	1.8	1.0	1.7	1.8
11	5.2	6	2704.0	2.2	1.0	2.3	2.1	3442.8	1.7	1.1	1.9	1.8
12	4.1	3.5	1681.0	2.1	0.9	1.9	2.3	2140.3	1.6	1.0	1.6	1.9
13	5.5	4	3025.0	1.3	1.0	1.4	2.4	3851.5	1.0	1.1	1.1	2.0
14	4.2	6	1764.0	3.4	0.9	3.1	2.5	2246.0	2.7	1.0	2.6	2.1
15	4.2	4.5	1764.0	2.6	0.9	2.4	2.7	2246.0	2.0	1.0	2.0	2.3
16	5.2	13	2704.0	4.8	1.0	4.9	2.8	3442.8	3.8	1.1	4.1	2.3
17	4.6	11	2116.0	5.2	1.0	5.0	2.9	2694.2	4.1	1.0	4.2	2.4
18	3.7	6	1369.0	4.4	0.9	3.8	3.0	1743.1	3.4	0.9	3.2	2.5
19	6	7	3600.0	1.9	1.1	2.1	3.1	4583.7	1.5	1.1	1.8	2.6
20	6	5	3600.0	1.4	1.1	1.5	3.2	4583.7	1.1	1.1	1.3	2.6
21	5.6	4.5	3136.0	1.4	1.1	1.5	3.4	3992.9	1.1	1.1	1.3	2.8
22	5.8	6	3364.0	1.8	1.1	1.9	3.8	4283.2	1.4	1.1	1.6	3.2
23	4	4.5	1600.0	2.8	0.9	2.5	4.9	2037.2	2.2	1.0	2.1	4.1
24	3.3	6.5	1089.0	6.0	0.8	5.0	5.0	1386.6	4.7	0.9	4.1	4.1
25	3.2	4.2	1024.0	4.1	0.8	3.4	5.0	1303.8	3.2	0.9	2.8	4.2

	D	De
media I₅₀	2.58	2.14
UCS [MPa]	59	49



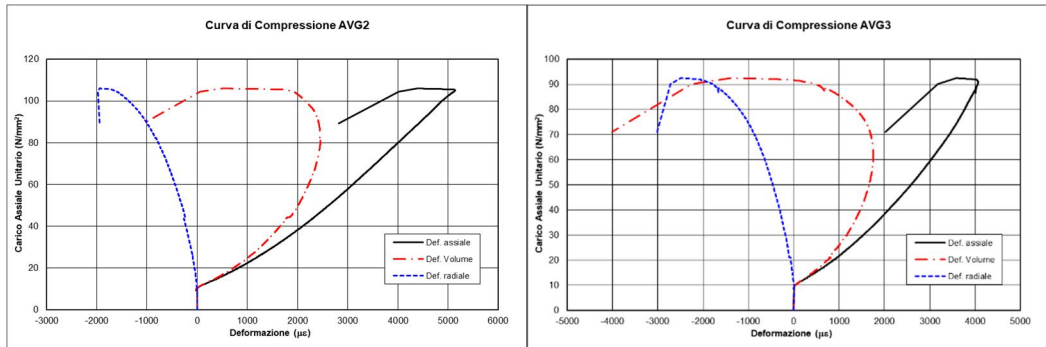
I ₅₀ [MPa]	2.51
UCS [MPa]	58



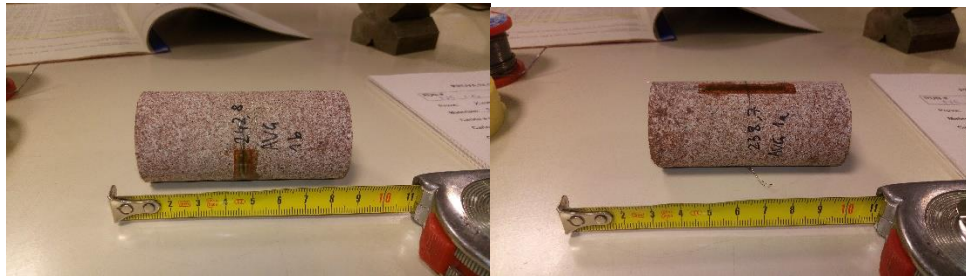
I ₅₀ [MPa]	2.39
UCS [MPa]	55

	D	De
deviazione standard I _s [MPa]	1.2	1.0
max I ₅₀	3.8	3.4
min I ₅₀	1.3	1.4
max UCS [MPa]	86.4	77.5
min UCS [MPa]	29.1	32.5
correlation coefficient (D ² -I _s)	-0.62	-0.62
correlation coefficient square (D ² -I _s)	0.39	0.39

Prova di compressione uniassiale



Allegato 2.3: i dati relativi alla prova di compressione uniassiale del provino AVG1 sono stati accidentalmente cancellati



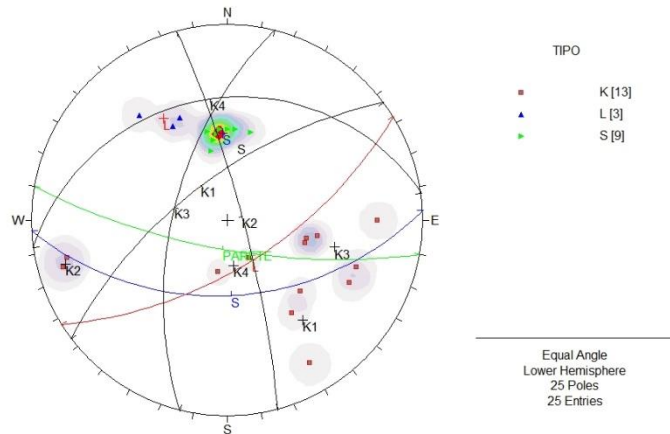
ALLEGATO 3: FORMAZIONE A BELLEROPHON



Allegato 3.1: affioramento di Formazione a Bellerophon nei pressi di Passo Valles sul quale è stata effettuata la stazione geomeccanica e il prelievo di campioni. GSI stimato 30+-5



Allegato 3.2: gessi fittamente laminati intercalati a sottili livelli argillosi



ROCK MASS RATING SYSTEM (RMR) di BIENIAWSKI, 1989									
Tipo di roccia:									
Arenarie di Val Gardena									
A. parametri di classificazione e loro indici									
Parametri		Range dei valori							
Resistenza della roccia	Indice Is (Mpa)	>10	4-10	2-4	1-2				
	compressione uniaxiale (Mpa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1	
Indice		15	12	7	4	2	1	0	2
RQD		90-100 %	75-90%	50-75%	25-50%	<25			
indice		20	17	13	8	3			
Spaziatura delle discontinuità (m)		>2	0,6-2	0,2-0,6	0,2-0,06	<0,06			
Indice		20	15	10	8	5			
Condizioni delle discontinuità									
Persistenza (m) / indice		<1 / 6	1-3 / 4	3-10 / 2	10-20 / 1	>20 / 0			2
Apertura (mm) / indice		no / 6	<0,1 / 5	0,1-1 / 4	1-5 / 1	>5 / 0			1
Rugosità / indice		molto rugoso / 6	rugoso / 5	poco rugoso / 3	liscio / 1	levigato / 0			5
Riempimento (mm) / indice		no / 6	duro <5 / 4	duro >5 / 2	soft <5 / 2	soft >5 / 0			0
Alterazione / indice		no / 6	poco / 5	moderata / 3	elevata / 1	decomposta / 0			3
Condizioni idrauliche previste		secco	umido	bagnato	stillicidio	flusso			
Indice		15	10	7	4	0			10
B. correzione in funzione dell'orientazione									
	molto favorevole	favorevole	discreto	sfavorevole	molto sfavorevole				
Gallerie	0	-2	-5	-10					
Fondazioni	0	-2	-7	-15					
Versanti	0	-2	-25	-50					
Valore di RMR									34
C. classi di ammasso roccioso									
Indice	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<20				
classe	I	II	III	IV	V				
descrizione	molto buona	buona	discreta	scadente	molto scadente				
CLASSE DI AMMASSO ROCCIOSO									
DESCRIZIONE									scadente
GSI	34								BRMR-lw+15-5

Q - SYSTEM (Barton)	
Tipo di roccia:	Stazione:
Arenaria della Val Gardena	
DATI	
RQD (Rock Quality Designation)	10
Jn (Joint set number)	15
Jr (Joint roughness number)	3.0
Ja (Joint alteration number)	10
Jw (Joint water reduction number)	1
SRF (Stress Reduction Factor)	2.5
RISULTATI	
Taglia media dei blocchi di roccia (RQD/Jn)	0.7
Resistenza al taglio tra i blocchi (Jr/Ja)	1.5
Sforzi attivi e condizioni idrogeologiche (Jw/SRF)	0.4
Indice Q	0.4
Q' (RQD/Jn)*(Jr/Ja)	0
GSI da RQD $(52*(Jr/Ja)/(1+Jr/Ja))+RQD/2$	17
GSI $44+9*\ln(Q)$	30

Calcolo della resistenza a compressione tramite martello di Schmidt

r	R		r	r corretto	R	R corretto
20	29		27	30	32	35
20	25		26	29	30	33
18	24		26	29	30	33
18	24		26	29	30	33
18	24		26	29	28	30
18	24		24	27	28	30
18	24		23	26	28	30
18	23		22	25	26	29
18	23		21	24	26	29
16	22		20	23	26	29
16	22		20	23	24	27
16	22		18	22	23	26
15	22		18	22	22	25
14	21		18	22	22	25
14	20		18	22	20	23
14	20		18	22	20	23
13	20		16	20	20	23
12	20		14	17	20	23
11	19		14	17	20	23
10	18		14	17	18	22
media 10 più alti	18	24	media 10	27	31	
media tutti i valori	16	22	media tut	24	28	
dev. Standard (tutti)		3	dev. Standard (tutti)		4	
max R (rispetto alla media di tutti i valori)		25	max R (rispetto alla media di tutti i valori)		32	
min R (rispetto alla media di tutti i valori)		20	min R (rispetto alla media di tutti i valori)		23	

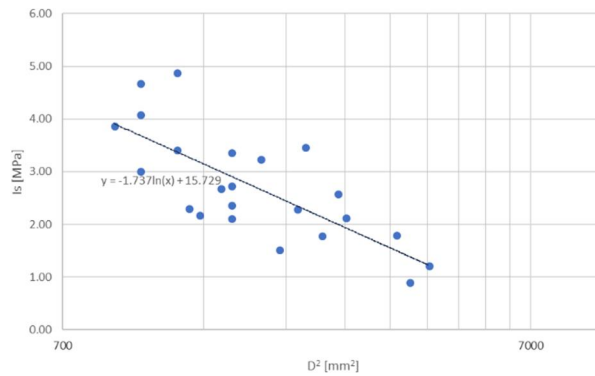
media R (su 10 più alti)	media R (tutti)	media R max (tutti)	media R min (tutti)
25	22	25	18

	UCS [MPa]			
	su 10 più alti	su tutti	max	min
Deere and Miller (1966)	30	26	31	22
Aufmuth (1973)	74	62	76	49
Beverly et al. (1979: in Xu et al., 1990)	38	34	39	29
O' Rourke (1989)	43	29	46	12

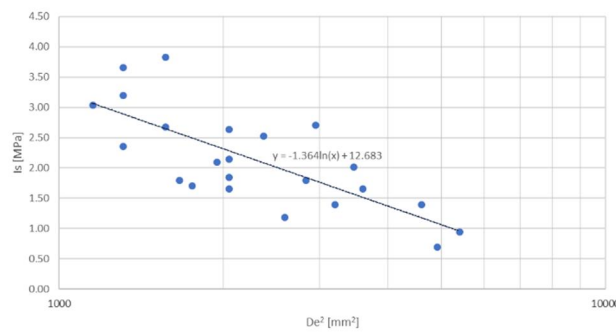
Calcolo della resistenza a compressione tramite PLT

CAMPIONE	D (cm)	P (kN)	D ² [mm ²]	con D				con D _e				
				I _s [MPa]	f [(mm) ^{0.465}]	I ₅₀ [MPa]	I ₅₀ [MPa] in ordine	D _e ² [mm ²]	I _s [MPa]	f [(mm) ^{0.465}]	I ₅₀ [MPa]	I ₅₀ [MPa] in ordine
1	4.9	17.5	2401.00	7.29	0.99	7.22	3.18	3057.05	5.72	1.05	5.99	2.64
2	4.7	15	2209.00	6.79	0.97	6.60	4.39	2812.59	5.33	1.03	5.48	3.64
3	5.3	12	2809.00	4.27	1.03	4.39	4.40	3576.53	3.36	1.08	3.64	3.65
4	5.8	10	3364.00	2.97	1.07	3.18	4.79	4283.18	2.33	1.13	2.64	3.98
5	5	11	2500.00	4.40	1.00	4.40	4.82	3183.10	3.46	1.06	3.65	4.00
6	4	17	1600.00	10.63	0.90	9.61	4.83	2037.18	8.34	0.95	7.97	4.01
7	4.4	22	1936.00	11.36	0.94	10.73	5.92	2464.99	8.92	1.00	8.90	4.91
8	4.2	18	1764.00	10.20	0.92	9.43	5.97	2245.99	8.01	0.98	7.82	4.95
9	4.5	18	2025.00	8.89	0.95	8.48	6.22	2578.31	6.98	1.01	7.03	5.16
10	4.8	18	2304.00	7.81	0.98	7.67	6.38	2933.54	6.14	1.04	6.36	5.29
11	4.8	14	2304.00	6.08	0.98	5.97	6.60	2933.54	4.77	1.04	4.95	5.48
12	4.7	14.5	2209.00	6.56	0.97	6.38	6.63	2812.59	5.16	1.03	5.29	5.50
13	4.6	13	2116.00	6.14	0.96	5.92	7.22	2694.17	4.83	1.02	4.91	5.99
14	4.3	23	1849.00	12.44	0.93	11.62	7.67	2354.22	9.77	0.99	9.64	6.36
15	4.3	22	1849.00	11.90	0.93	11.12	7.94	2354.22	9.34	0.99	9.22	6.58
16	4	11	1600.00	6.88	0.90	6.22	8.01	2037.18	5.40	0.95	5.16	6.64
17	4.5	17	2025.00	8.40	0.95	8.01	8.09	2578.31	6.59	1.01	6.64	6.71
18	6	22	3600.00	6.11	1.09	6.63	8.48	4583.66	4.80	1.15	5.50	7.03
19	4.3	16	1849.00	8.65	0.93	8.09	8.48	2354.22	6.80	0.99	6.71	7.03
20	4.5	18	2025.00	8.89	0.95	8.48	9.43	2578.31	6.98	1.01	7.03	7.82
21	4.5	25	2025.00	12.35	0.95	11.77	9.61	2578.31	9.70	1.01	9.76	7.97
22	5.5	23	3025.00	7.60	1.04	7.94	10.73	3851.55	5.97	1.10	6.58	8.90
23	6.5	18	4225.00	4.26	1.13	4.79	11.12	5379.44	3.35	1.19	3.98	9.22
24	5.5	14	3025.00	4.63	1.04	4.83	11.62	3851.55	3.63	1.10	4.01	9.64
25	6	16	3600.00	4.44	1.09	4.82	11.77	4583.66	3.49	1.15	4.00	9.76

	D	De
media I ₅₀	2.45	2.03
UCS [MPa]	56	47



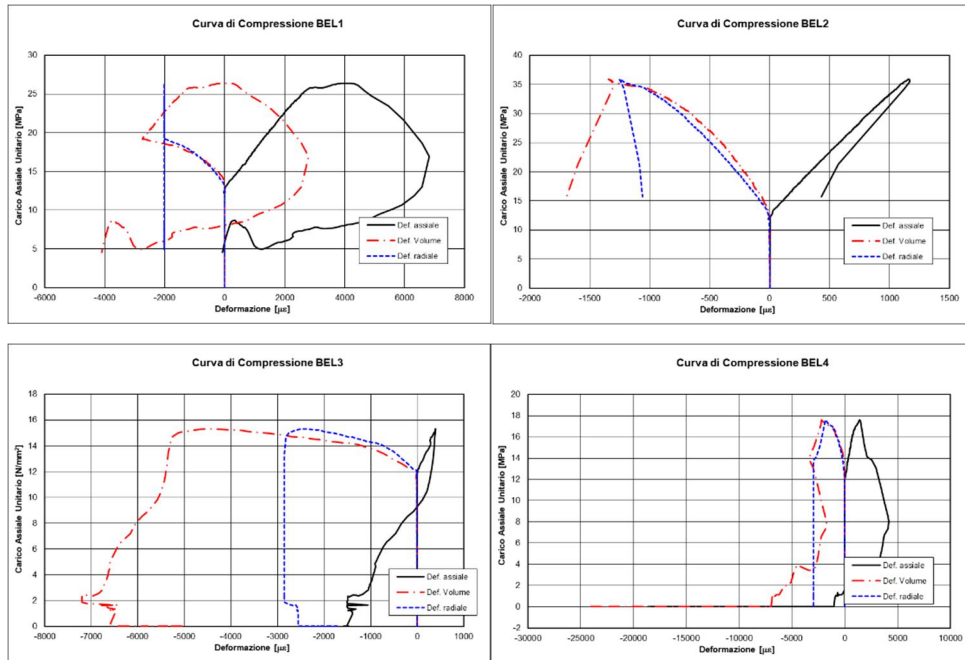
I ₅₀ [MPa]	2.19
UCS [MPa]	50



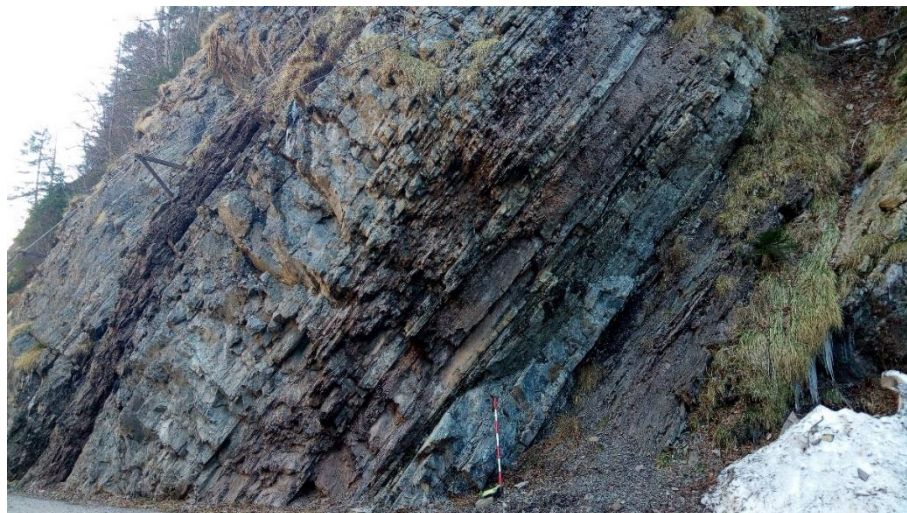
I ₅₀ [MPa]	2.01
UCS [MPa]	46

	D	De
standard deviation [MPa]	1.04	0.82
max I ₅₀	3.23	2.83
min I ₅₀	1.15	1.19
max UCS [MPa]	74	65
min UCS [MPa]	27	27
correlation coefficient	-0.72	-0.72
correlation coefficient square	0.52	0.52

Prova di compressione uniassiale



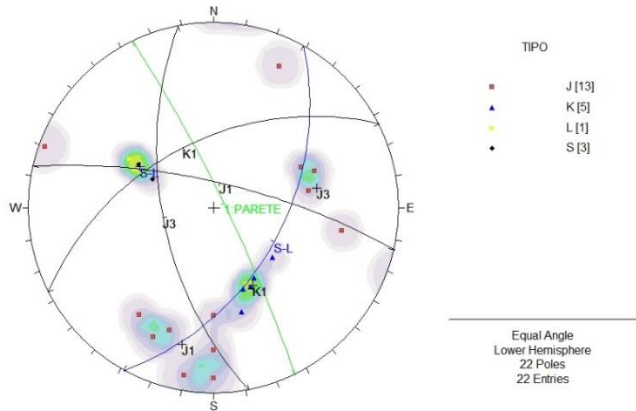
ALLEGATO 4: FORMAZIONE DI WERFEN 6 MEMBRO DI SIUSI



Allegato 4.1: affioramento del Membro di Siusi della Formazione di Werfen a San Tomaso Agordino sul quale è stata realizzata la stazione geomeccanica e il prelievo di campioni. È formato da un'alternanza di calcari micritici scuri e calcareniti/calcsiltiti. GSI stimato in campagna 45+-5



Allegato 4.2: ripple



ROCK MASS RATING SYSTEM (RMR) di BIENIAWSKI, 1989									
Tipo di roccia:									
Dolomia dello Sciliar, massiccia									
A. parametri di classificazione e loro indici									
Parametri		Range dei valori							
Resistenza della roccia	Indice Is (Mpa)	>10	4-10	2-4	1-2				
	compressione uniasiale (Mpa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1	
Indice		15	12	7	4	2	1	0	12
RQD		90-100 %	75-90%	50-75%	25-50%	<25			
indice		20	17	13	8	3			
Spaziatura delle discontinuità (m)		>2	0,6-2	0,2-0,6	0,2-0,06	<0,06			
Indice		20	15	10	8	5			
Condizioni delle discontinuità									
Persistenza (m) / indice		<1 / 6	1-3 / 4	3-10 / 2	10-20 / 1	>20 / 0			
Apertura (mm) / indice		no / 6	<0,1 / 5	0,1-1 / 4	1-5 / 1	>5 / 0			
Rugosità / indice		molto rugoso / 6	rugoso / 5	poco rugoso / 3	liscio / 1	levigato / 0			
Riempimento (mm) / indice		no / 6	duro <5 / 4	duro >5 / 2	soft <5 / 2	soft >5 / 0			
Alterazione / indice		no / 6	poco / 5	moderata / 3	elevata / 1	decomposta / 0			
Condizioni idrauliche previste									
Indice		secco	umido	bagnato	stillicidio	flusso			
Indice		15	10	7	4	0			
B. correzione in funzione dell'orientazione									
		molto favorevole	favorevole	discreto	sfavorevole	molto sfavorevole			
Gallerie		0	-2	-5	-10	-12			
Fondazioni		0	-2	-7	-15	-25			
Versanti		0	-2	-25	-50				
Valore di RMR									65
C. classi di ammasso roccioso									
Indice	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<20				
classe	I	II	III	IV	V				
descrizione	molto buona	buona	discreta	scadente	molto scadente				
CLASSE DI AMMASSO ROCCIOSO									II
DESCRIZIONE									buona
GSI	65								

Q - SYSTEM (Barton)			
Tipo di roccia:		Stazione:	
DATI			
RQD (Rock Quality Designation)			60
Jn (Joint set number)			12
Jr (Joint roughness number)			2.0
Ja (Joint alteration number)			1
Jw (Joint water reduction number)			1
SRF (Stress Reduction Factor)			2.5
RISULTATI			
Taglia media dei blocchi di roccia (RQD/Jn)			5.0
Resistenza al taglio tra i blocchi (Jr/Ja)			12.0
Sforzi attivi e condizioni idrogeologiche (Jw/SRF)			0.4
Indice Q			24
Q' (RQD/Jn)*(Jr/Ja)			10
GSI da RQD		$(52*(Jr/Ja)/(1+Jr/Ja))+RQD/2$	65
GSI		$44+9*\ln(Q')$	65

Calcolo della resistenza a compressione tramite martello di Schmidt

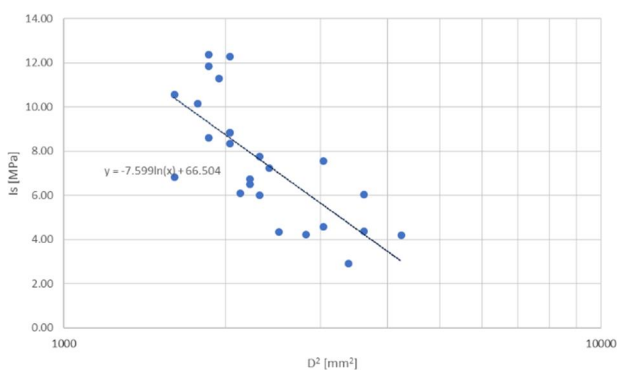
r	R	<--	r	r corretto	R	R corretto	<--
36	40		32	35	33	35	
36	40		32	35	40	43	
36	42		33	35	42	44	
36	42		34	36	42	44	
36	42		34	36	44	47	
37	42		36	38	44	47	
38	43		36	38	44	47	
38	43		36	38	45	48	
38	43		36	38	45	48	
38	44		38	41	45	48	
38	44		38	41	46	49	
39	44		40	43	46	49	
40	44		40	43	46	49	
40	44		40	43	47	50	
40	44		40	43	48	51	
41	45		40	43	48	51	
41	45		40	43	48	51	
42	45		44	47	48	51	
42	46		44	47	50	52	
44	46		44	47	50	52	
media 10 più alti	41	45	media 10 più alti	43	50		
media tutti i valori	39	43	media tutti i valori	41	48		
dev. Standard (tutti)		2	dev. Standard (tutti)		4		
max R (rispetto alla media di tutti i valori)		45	max R (rispetto alla media di tutti i valori)		52		
min R (rispetto alla media di tutti i valori)		42	min R (rispetto alla media di tutti i valori)		44		
media R (su 10 più alti)		47	media R (tutti)		46	media R max (media R min (tutti)
					48		43

	UCS [MPa]			
	su 10 più alti	su tutti	max	min
Deere and Miller (1966)	130	117	136	101
Yasar and Erdogan (2004)	62	52	67	40
Aufmuth (1973)	231	219	237	201
Beverly et al. (1979: in Xu et al., 1990)	166	149	174	129
Cargill and Shakoor (1990)	236	213	248	183
O' Rourke (1989)	154	145	158	132

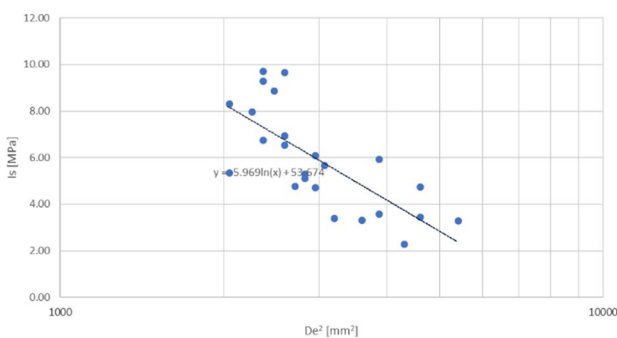
Calcolo della resistenza a compressione tramite PLT

CAMPIONE	D (cm)	P (kN)	D ² [mm ²]	Is [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	Is0 [MPa]	Is0 [MPa] in ordine	D _e ² [mm ²]	Is [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	Is0 [MPa]	Is0 [MPa] in ordine
1	4.9	17.5	2401.00	7.29	0.99	7.22	3.18	3057.05	5.72	1.05	5.99	2.64
2	4.7	15	2209.00	6.79	0.97	6.60	4.39	2812.59	5.33	1.03	5.48	3.64
3	5.3	12	2809.00	4.27	1.03	4.39	4.40	3576.53	3.36	1.08	3.64	3.65
4	5.8	10	3364.00	2.97	1.07	3.18	4.79	4283.18	2.33	1.13	2.64	3.98
5	5	11	2500.00	4.40	1.00	4.40	4.82	3183.10	3.46	1.06	3.65	4.00
6	4	17	1600.00	10.63	0.90	9.61	4.83	2037.18	8.34	0.95	7.97	4.01
7	4.4	22	1936.00	11.36	0.94	10.73	5.92	2464.99	8.92	1.00	8.90	4.91
8	4.2	18	1764.00	10.20	0.92	9.43	5.97	2245.99	8.01	0.98	7.82	4.95
9	4.5	18	2025.00	8.89	0.95	8.48	6.22	2578.31	6.98	1.01	7.03	5.16
10	4.8	18	2304.00	7.81	0.98	7.67	6.38	2933.54	6.14	1.04	6.36	5.29
11	4.8	14	2304.00	6.08	0.98	5.97	6.60	2933.54	4.77	1.04	4.95	5.48
12	4.7	14.5	2209.00	6.56	0.97	6.38	6.63	2812.59	5.16	1.03	5.29	5.50
13	4.6	13	2116.00	6.14	0.96	5.92	7.22	2694.17	4.83	1.02	4.91	5.99
14	4.3	23	1849.00	12.44	0.93	11.62	7.67	2354.22	9.77	0.99	9.64	6.36
15	4.3	22	1849.00	11.90	0.93	11.12	7.94	2354.22	9.34	0.99	9.22	6.58
16	4	11	1600.00	6.88	0.90	6.22	8.01	2037.18	5.40	0.95	5.16	6.64
17	4.5	17	2025.00	8.40	0.95	8.01	8.09	2578.31	6.59	1.01	6.64	6.71
18	6	22	3600.00	6.11	1.09	6.63	8.48	4583.66	4.80	1.15	5.50	7.03
19	4.3	16	1849.00	8.65	0.93	8.09	8.48	2354.22	6.80	0.99	6.71	7.03
20	4.5	18	2025.00	8.89	0.95	8.48	9.43	2578.31	6.98	1.01	7.03	7.82
21	4.5	25	2025.00	12.35	0.95	11.77	9.61	2578.31	9.70	1.01	9.76	7.97
22	5.5	23	3025.00	7.60	1.04	7.94	10.73	3851.55	5.97	1.10	6.58	8.90
23	6.5	18	4225.00	4.26	1.13	4.79	11.12	5379.44	3.35	1.19	3.98	9.22
24	5.5	14	3025.00	4.63	1.04	4.83	11.62	3851.55	3.63	1.10	4.01	9.64
25	6	16	3600.00	4.44	1.09	4.82	11.77	4583.66	3.49	1.15	4.00	9.76

	D	De
media I ₅₀	7.30	6.06
UCS [MPa]	168	139



I ₅₀ [MPa]	7.05
UCS [MPa]	162



I ₅₀ [MPa]	6.97
UCS [MPa]	160

	D	De
standard deviation [MPa]	2.75	2.16
max I ₅₀	9.80	9.13
min I ₅₀	4.30	4.81
max UCS [MPa]	225	210
min UCS [MPa]	99	111
correlation coefficient	-0.71	-0.71
correlation coefficient s	0.51	0.51

ALLEGATO 5:

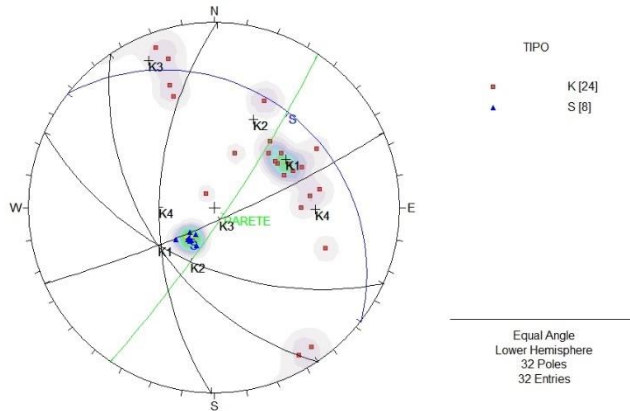
FORMAZIONE DI WERFEN 6 MEMBRO DI CAMPIL



Allegato 5.1: affioramento del Membro di Campil della Formazione di Werfen a San Tomaso Agordino sul quale è stata realizzata la stazione geomeccanica e il prelievo di campioni. È costituito da arenarie alternate a argilliti e siltiti. GSI stimato in campagna 50+-5



Allegato 5.2: ripple da onda su un livello arenaceo



ROCK MASS RATING SYSTEM (RMR) di BIENIAWSKI, 1989									
Tipo di roccia:									
Campil									
A. parametri di classificazione e loro indici									
Parametri		Range dei valori							
Resistenza della roccia	Indice Is (Mpa)	>10	4-10	2-4	1-2				
	compressione uniaassiale (Mpa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1	
Indice		15	12	7	4	2	1	0	7
RQD		90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	<25			
indice		20	17	13	8	3			
Spaziatura delle discontinuità (m)		>2	0,6-2	0,2-0,6	0,2-0,06	<0,06			
Indice		20	15	10	8	5			
Condizioni delle discontinuità									
Persistenza (m) / Indice		<1 / 6	1-3 / 4	3-10 / 2	10-20 / 1	>20 / 0			
Apertura (mm) / indice		no / 6	<0,1 / 5	0,1-1 / 4	1-5 / 1	>5 / 0			
Rugosità / indice		molto rugoso / 6	rugoso / 5	poco rugoso / 3	liscio / 1	levigato / 0			
Riempimento (mm) / indice		no / 6	duro<5 / 4	duro>5 / 2	soft<5 / 2	soft>5 / 0			
Alterazione / indice		no / 6	poco / 5	moderata / 3	elevata / 1	decomposta/0			
Condizioni idrauliche previste									
Indice		15	10	7	4	0			
B. correzione in funzione dell'orientazione									
		molto favorevole	favorevole	discreto	sfavorevole	molto sfavorevole			
Gallerie		0	-2	-5	-10	-12			
Fondazioni		0	-2	-7	-15	-25			
Versanti		0	-2	-25	-50				
Valore di RMR									57
C. classi di ammasso roccioso									
Indice		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<20			
classe		I	II	III	IV	V			
descrizione		molto buona	buona	discreta	scadente	molto scadente			
CLASSE DI AMMASSO ROCCIOSO									III
DESCRIZIONE									discreta
GSI			57						

Q - SYSTEM (Barton)	
Tipo di roccia:	Stazione:
DATI	
RQD (Rock Quality Designation)	50
Jn (Joint set umber)	12
Jr (Joint roughness number)	2.0
Ja (Joint alteration number)	1
Jw (Joint water reduction number)	1
SRF (Stress Reduction Factor)	2.5
RISULTATI	
Taglia media dei blocchi di roccia (RQD/Jn)	4.2
Resistenza al taglio tra i blocchi (Jn/Ja)	12.0
Sforzi attivi e condizioni idrogeologiche (Jw/SRF)	0.4
Indice Q	20
Q'	$(RQD/Jn) * (Jr/Ja)$ 8
GSI da RQD	$(52 * (Jr/Ja) / (1 + Jr/Ja)) + RQD / 2$ 60
GSI	$44 + 9 * \ln(Q)$ 63

Calcolo della resistenza a compressione tramite martello di Schmidt

r	R	<-	r	R	<-
28	39		34	39	
38	40		36	42	
39	40		36	43	
40	40		38	44	
40	42		38	45	
40	44		39	45	
40	44		39	46	
40	44		40	46	
42	45		40	46	
42	46		40	47	
42	46		41	48	
42	46		41	48	
44	47		42	48	
44	48		42	48	
44	48		42	49	
44	48		42	50	
45	50		42	50	
46	50		44	50	
48	50		44	51	
48	51		46	52	
media 10 più alti	45	48	media 10 più alti	43	49
media tutti i valori	42	45	media tutti i valori	40	47
dev. Standard (tutti)		4	dev. Standard (tutti)		3
max R (rispetto alla media di tutti i valori)		49	max R (rispetto alla media di tutti i valori)		50
min R (rispetto alla media di tutti i valori)		42	min R (rispetto alla media di tutti i valori)		44

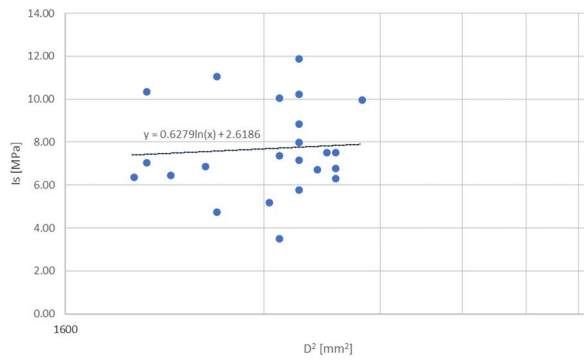
media R (su 10 più alti)	media R (tutti)	media R max (tutti)	media R min (tutti)
49	46	50	43

	UCS [MPa]			
	su 10 più alti	su tutti	max	min
Deere and Miller (1966)	136	117	141	97
Yasar and Erdogan (2004)	71	55	75	39
Aufmuth (1973)	237	219	242	197
Beverly et al. (1979: in Xu et al., 1990)	173	149	180	124
Cargill and Shakoor (1990)	613	456	662	314
O' Rourke (1989)	161	148	164	131

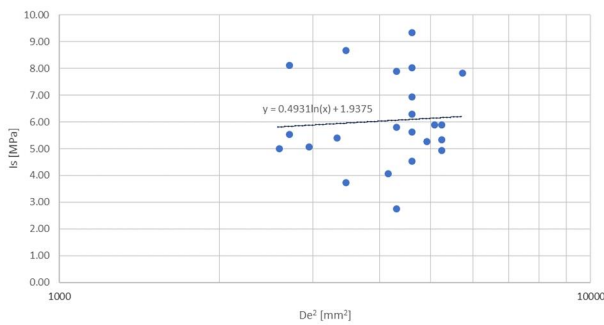
Calcolo della resistenza a compressione tramite martello di Schmidt

Fm di Werfen. Arenaria (membro di Campil)				con D				con D _e				
CAMPIONE	D (cm)	P (kN)	D ² [mm ²]	Is [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	Is ₅₀ [MPa]	Is ₅₀ [MPa] in ordine	D _e ² [mm ²]	Is [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	Is ₅₀ [MPa]	Is ₅₀ [MPa] in ordine
1	5.8	12	3364.00	3.57	1.07	3.81	3.81	4283.18	2.80	1.13	3.16	3.16
2	6.4	28	4096.00	6.84	1.12	7.64	4.89	5215.19	5.37	1.18	6.33	4.06
3	6.4	31	4096.00	7.57	1.12	8.46	5.55	5215.19	5.94	1.18	7.01	4.60
4	5.8	25	3364.00	7.43	1.07	7.94	6.12	4283.18	5.84	1.13	6.59	5.08
5	4.8	15	2304.00	6.51	0.98	6.39	6.33	2933.54	5.11	1.04	5.30	5.25
6	4.6	15	2116.00	7.09	0.96	6.83	6.39	2694.17	5.57	1.02	5.66	5.30
7	5.2	30	2704.00	11.09	1.02	11.29	6.83	3442.84	8.71	1.07	9.36	5.66
8	5.7	17	3249.00	5.23	1.06	5.55	6.98	4136.76	4.11	1.12	4.60	5.79
9	5.2	13	2704.00	4.81	1.02	4.89	7.09	3442.84	3.78	1.07	4.06	5.88
10	6	26	3600.00	7.22	1.09	7.84	7.45	4583.66	5.67	1.15	6.50	6.18
11	6.2	26	3844.00	6.76	1.10	7.45	7.64	4894.33	5.31	1.16	6.18	6.33
12	4.5	13	2025.00	6.42	0.95	6.12	7.84	2578.31	5.04	1.01	5.08	6.50
13	4.6	22	2116.00	10.40	0.96	10.01	7.94	2694.17	8.17	1.02	8.30	6.59
14	6	29	3600.00	8.06	1.09	8.74	8.39	4583.66	6.33	1.15	7.25	6.96
15	6.3	30	3969.00	7.56	1.11	8.39	8.46	5053.49	5.94	1.17	6.96	7.01
16	6	32	3600.00	8.89	1.09	9.65	8.74	4583.66	6.98	1.15	8.00	7.25
17	6	43	3600.00	11.94	1.09	12.97	9.65	4583.66	9.38	1.15	10.75	8.00
18	6	37	3600.00	10.28	1.09	11.16	10.01	4583.66	8.07	1.15	9.25	8.30
19	6.4	26	4096.00	6.35	1.12	7.09	10.81	5215.19	4.99	1.18	5.88	8.96
20	6.7	45	4489.00	10.02	1.14	11.44	11.16	5715.57	7.87	1.20	9.48	9.25
21	5.8	34	3364.00	10.11	1.07	10.81	11.29	4283.18	7.94	1.13	8.96	9.36
22	6	21	3600.00	5.83	1.09	6.33	11.44	4583.66	4.58	1.15	5.25	9.48
23	5.1	18	2601.00	6.92	1.01	6.98	12.97	3311.70	5.44	1.07	5.79	10.75

	D	De
media Is ₅₀	8.14	6.75
UCS [MPa]	187	155



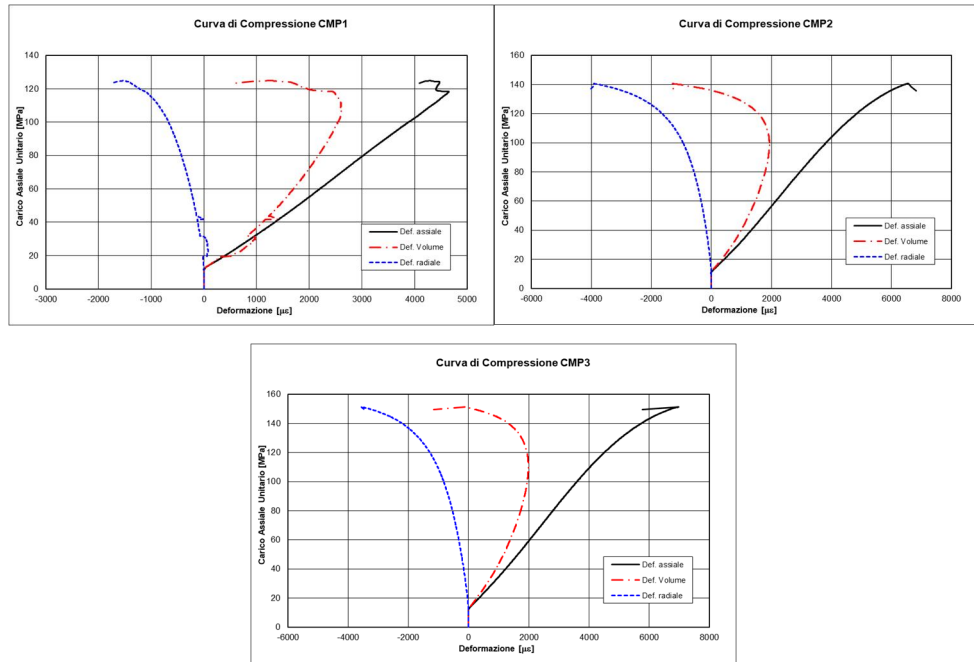
Is ₅₀ [MPa]	7.53
UCS [MPa]	173



Is ₅₀ [MPa]	5.80
UCS [MPa]	133

	D	De
standard deviation [MPa]	2.12	1.67
max Is ₅₀	9.65	7.46
min Is ₅₀	5.41	4.13
max UCS [MPa]	222	172
min UCS [MPa]	124	95
correlation coefficient	0.08	0.08
correlation coefficient square	0.01	0.01

Prova di compressione uniassiale



Allegato 5.3: provino CMP1 dopo la prova di compressione uniassiale

ALLEGATO 6:

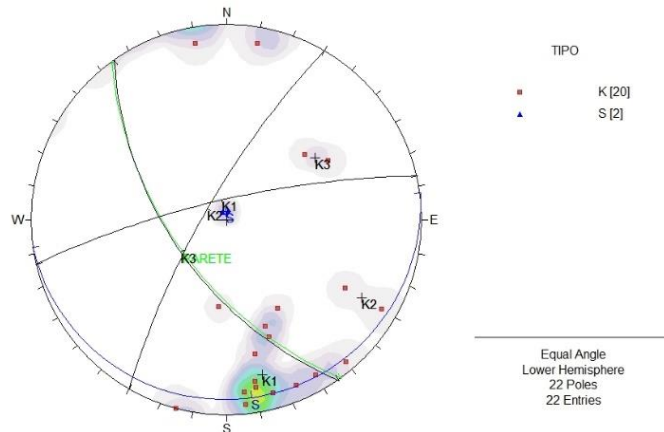
DOLOMIA DELLO SCILIAR



Allegato 6.1: affioramento di Dolomia dello Sciliar a Listolade sul quale è stata effettuata la stazione geomeccanica e la raccolta di campioni. GSI stimato in campagna 70+-5



Allegato 6.2: carbonato cristallino, tessitura deposizionale non riconoscibile



ROCK MASS RATING SYSTEM (RMR) di BIENIAWSKI, 1989									
Tipo di roccia:									
Arenarie di Val Gardena									
A. parametri di classificazione e loro indici									
Parametri		Range dei valori							
Resistenza della roccia	Indice Is (Mpa)	>10	4-10	2-4	1-2	5-25		1-5	<1
	compressione uniaxiale (Mpa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25		1-5	<1
Indice		15	12	7	4	2		1	0
RQD		90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	<25			
indice		20	17	13	8	3			12
Spaziatura delle discontinuità (m)		>2	0,6-2	0,2-0,6	0,2-0,06	<0,06			
Indice		20	15	10	8	5			15
Condizioni delle discontinuità									
Persistenza (m) / indice		<1 / 6	1-3 / 4	3-10 / 2	10-20 / 1	>20 / 0			4
Apertura (mm) / indice		no / 6	<0,1 / 5	0,1-1 / 4	1-5 / 1	>5 / 0			5
Rugosità / indice		molto. rugoso / 6	rugoso / 5	poco rugoso / 3	liscio / 1	levigato / 0			5
Riempimento (mm) / indice		no / 6	duro<5 / 4	duro>5 / 2	soft<5 / 2	soft>5 / 0			4
Alterazione / indice		no / 6	poco / 5	moderata / 3	elevata / 1	decomposta / 0			5
Condizioni idrauliche previste									
		secco	umido	bagnato	stillicidio	flusso			
Indice		15	10	7	4	0			10
B. correzione in funzione dell'orientazione									
		molto favorevole	favorevole	discreto	sfavorevole	molto sfavorevole			
Gallerie		0	-2	-5	-10	-12			
Fondazioni		0	-2	-7	-15	-25			
Versanti		0	-2	-25	-50				0
Valore di RMR									80
C. classi di ammasso roccioso									
Indice		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<20			
classe		I	II	III	IV	V			
descrizione		molto buona	buona	discreta	scadente	molto scadente			
CLASSE DI AMMASSO ROCCIOSO									
									II
DESCRIZIONE									
80 BRMR-Iw+15-5									BUONA
GSI									

Q - SYSTEM (Barton)	
Tipo di roccia:	Stazione:
Arenaria della Val Gardena	
DATI	
RQD (Rock Quality Designation)	90
Jn (Joint set number)	12
Jr (Joint roughness number)	3.0
Ja (Joint alteration number)	2
Jw (Joint water reduction number)	1
SRF (Stress Reduction Factor)	2.5
RISULTATI	
Taglia media dei blocchi di roccia (RQD/Jn)	7.5
Resistenza al taglio tra i blocchi (Jr/Ja)	6.0
Sforzi attivi e condizioni idrogeologiche (Jw/SRF)	0.4
Indice Q	18
Q' (RQD/Jn)*(Jr/Ja)	11
GSI da RQD $(52*(Jr/Ja)/(1+Jr/Ja))+RQD/2$	76
GSI $44+9*\ln(Q')$	66

Calcolo della resistenza a compressione tramite martello di Schmidt

	r	R	
	22	22	<--
	26	30	
	26	30	
	27	32	
	28	32	
	28	34	
	30	38	
	30	38	
	32	38	
	32	38	
	32	40	
	34	40	
	34	41	
	38	42	
	38	42	
	38	44	
	38	44	
	40	44	
	46	44	
	46	52	
media 10 più alti	38	43	
media tutti i valori	33	38	
dev. Standard (tutti)		7	
max R (rispetto alla media di tutti i valori)		45	
min R (rispetto alla media di tutti i valori)		32	

	r	R	
	29	42	<--
	30	45	
	32	46	
	32	48	
	35	49	
	36	50	
	36	50	
	38	50	
	40	51	
	40	52	
	40	52	
	40	52	
	40	55	
	41	55	
	42	55	
	43	56	
	46	56	
	47	57	
	48	59	
	48	60	
media 10 più alti	44	56	
media tutti i valori	39	52	
dev. Standard (tutti)		5	
max R (rispetto alla media di tutti i valori)		57	
min R (rispetto alla media di tutti i valori)		47	

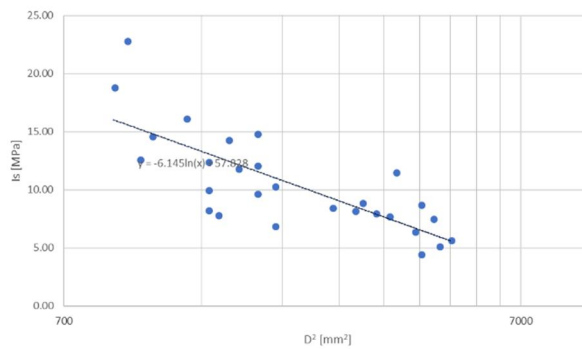
media R (su 10 più alti)	media R (tutti)	media R max (tutti)	media R min (tutti)
50	45	51	39

	UCS [MPa]			
	su 10 più alti	su tutti	max	min
Deere and Miller (1966)	153	120	165	88
Yasar and Erdogan (2004)	74	50	83	28
Aufmuth (1973)	252	222	261	185
Beverly et al. (1979; in Xu et al., 1990)	195	154	210	112
Cargill and Shakoob (1990)	279	219	300	160
O' Rourke (1989)	164	143	170	115

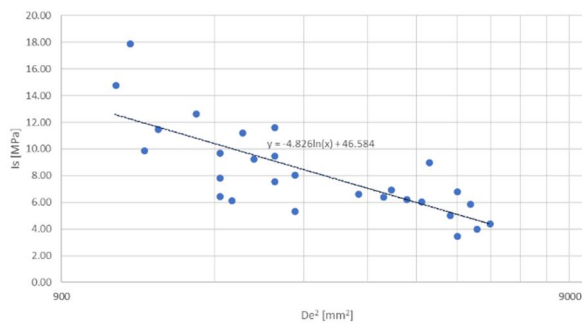
Calcolo della resistenza a compressione tramite martello di Schmidt

Dolomia dello Sciliar			con D						con D _e					
CAMPIONE	D (cm)	P (kN)	D ² [mm ²]	Is [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	Is ₀ [MPa]	Is ₀ [MPa] in ordine	D _e ² [mm ²]	Is [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	Is ₀ [MPa]	Is ₀ [MPa] in ordine		
1	3.6	21	1296.00	16.20	0.86	13.98	5.06	1650.12	12.73	0.91	11.59	4.20		
2	3.1	22	961.00	22.89	0.81	18.46	5.96	1223.58	17.98	0.85	15.31	4.94		
3	6.8	24	4624.00	5.19	1.15	5.96	6.59	5887.46	4.08	1.21	4.94	5.47		
4	7	28	4900.00	5.71	1.16	6.65	6.65	6238.87	4.49	1.23	5.51	5.51		
5	6	28	3600.00	7.78	1.09	8.44	7.05	4583.66	6.11	1.15	7.00	5.85		
6	4.5	21	2025.00	10.37	0.95	9.89	7.23	2578.31	8.14	1.01	8.20	6.00		
7	4.3	18	1849.00	9.73	0.93	9.10	7.34	2354.22	7.65	0.99	7.54	6.09		
8	3.3	16	1089.00	14.69	0.83	12.19	8.44	1386.56	11.54	0.88	10.11	7.00		
9	4	23	1600.00	14.38	0.90	13.00	8.58	2037.18	11.29	0.95	10.78	7.12		
10	3	17	900.00	18.89	0.79	15.01	8.63	1145.92	14.84	0.84	12.45	7.15		
11	6.4	26.5	4096.00	6.47	1.12	7.23	8.64	5215.19	5.08	1.18	6.00	7.17		
12	4.1	20	1681.00	11.90	0.91	10.88	8.66	2140.32	9.34	0.97	9.02	7.18		
13	3.8	14.5	1444.00	10.04	0.88	8.87	8.87	1838.56	7.89	0.93	7.36	7.36		
14	5.6	28	3136.00	8.93	1.05	9.40	9.10	3992.88	7.01	1.11	7.79	7.54		
15	4.3	27.5	1849.00	14.87	0.93	13.90	9.40	2354.22	11.68	0.99	11.52	7.79		
16	3.8	12	1444.00	8.31	0.88	7.34	9.85	1838.56	6.53	0.93	6.09	8.17		
17	4.5	14	2025.00	6.91	0.95	6.59	9.89	2578.31	5.43	1.01	5.47	8.20		
18	3.8	18	1444.00	12.47	0.88	11.02	10.39	1838.56	9.79	0.93	9.14	8.61		
19	6.1	43	3721.00	11.56	1.09	12.64	10.88	4737.72	9.08	1.15	10.48	9.02		
20	6.5	37	4225.00	8.76	1.13	9.85	11.02	5379.44	6.88	1.19	8.17	9.14		
21	8.5	19	4225.00	4.50	1.13	5.06	11.37	5379.44	3.53	1.19	4.20	9.43		
22	5.5	25	3025.00	8.26	1.04	8.63	12.19	3851.55	6.49	1.10	7.15	10.11		
23	3.2	13	1024.00	12.70	0.82	10.39	12.64	1303.80	9.97	0.86	8.61	10.48		
24	4.3	22.5	1849.00	12.17	0.93	11.37	13.00	2354.22	9.56	0.99	9.43	10.78		
25	3.9	12	1521.00	7.89	0.89	7.05	13.90	1936.60	6.20	0.94	5.85	11.52		
26	5.8	27	3364.00	8.03	1.07	8.58	13.98	4283.18	6.30	1.13	7.12	11.59		
27	5.2	23	2704.00	8.51	1.02	8.66	15.01	3442.84	6.68	1.07	7.18	12.45		
28	6.7	34	4489.00	7.57	1.14	8.64	18.46	5715.57	5.95	1.20	7.17	15.31		

	D	De
media Is ₀	9.76	8.10
UCS [MPa]	225	186



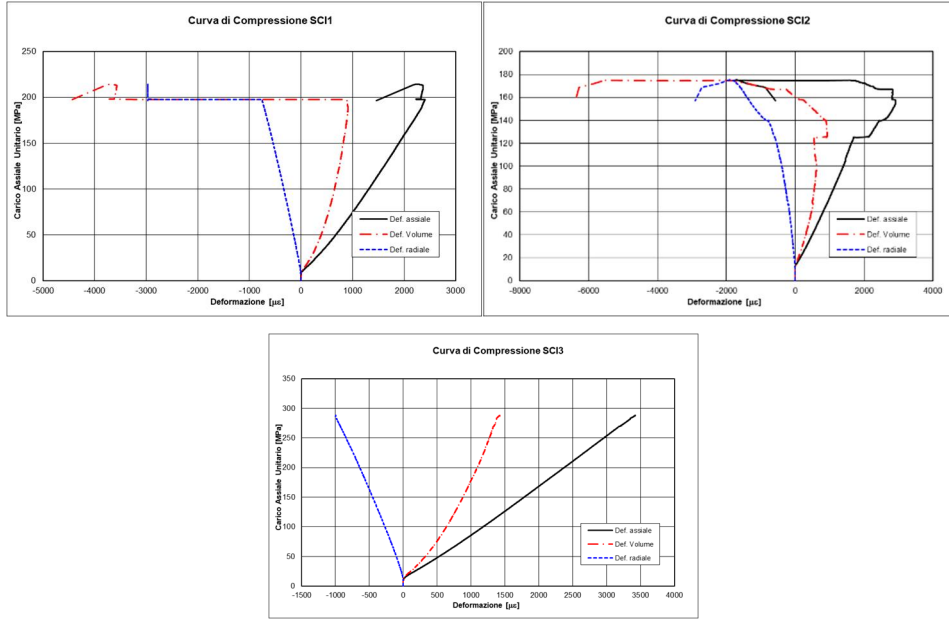
Is ₀ [MPa]	9.75
UCS [MPa]	224



Is ₀ [MPa]	8.83
UCS [MPa]	203

	D	De
standard deviation [MPa]	4.25	3.34
max Is ₀	14.00	12.16
min Is ₀	5.50	5.49
max UCS [MPa]	322	280
min UCS [MPa]	126	126
correlation coefficient	-0.72	-0.72
correlation coefficient square	0.52	0.52

Prova di compressione uniassiale



Allegato 6.3: rottura con esplosione dei provini

ALLEGATO 7:

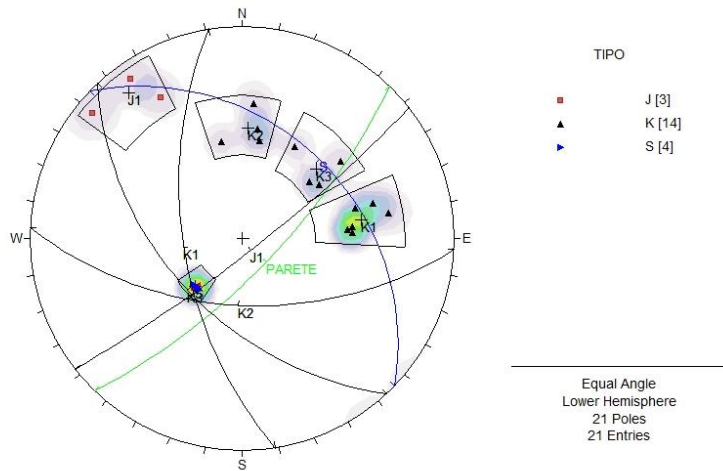
FORMAZIONE DI LIVINALLONGO ó Pietra Verde



Allegato 7.1: affioramento della Formazione di Livinallongo a Livinallongo sul quale è stata eseguita la stazione geomeccanica e la raccolta di campioni. L'affioramento è costituito da strati decimetrici di calcari nodulari, laminati, intercalati a arenarie, siltiti e argilliti di colore verde (Pietra Verde). GSI stimato in campagna 55+-5



Allegato 7.2: strato decimetrico di pietra verde



ROCK MASS RATING SYSTEM (RMR) di BIENIAWSKI, 1989									
Tipo di roccia:									
Livinallongo, intercalazioni di pietra verde									
A. parametri di classificazione e loro indici									
Parametri		Range dei valori							
Resistenza della roccia	Indice Is (Mpa)	>10	4-10	2-4	1-2				
	compressione uniaassiale (Mpa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1	
Indice		15	12	7	4	2	1	0	12
RQD		90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	<25			
indice		20	17	13	8	3			
Spaziatura delle discontinuità (m)		>2	0,6-2	0,2-0,6	0,2-0,06	<0,06			
Indice		20	15	10	8	5			
Condizioni delle discontinuità									
Persistenza (m) / indice		<1 / 6	1-3 / 4	3-10 / 2	10-20 / 1	>20 / 0			
Apertura (mm) / indice		no / 6	<0,1 / 5	0,1-1 / 4	1-5 / 1	>5 / 0			
Rugosità / indice		molto rugoso / 6	rugoso / 5	poco rugoso / 3	liscio / 1	levigato / 0			
Riempimento (mm) / indice		no / 6	duro<5 / 4	duro>5 / 2	soft<5 / 2	soft>5 / 0			
Alterazione / indice		no / 6	poco / 5	moderata / 3	elevata / 1	decomposta / 0			
Condizioni idrauliche previste									
		secco	umido	bagnato	stillicidio	flusso			
Indice		15	10	7	4	0			
B. correzione in funzione dell'orientazione									
		molto favorevole	favorevole	discreto	sfavorevole	molto sfavorevole			
Gallerie		0	-2	-5	-10	-12			
Fondazioni		0	-2	-7	-15	-25			
Versanti		0	-2	-25	-50				
Valore di RMR									56
C. classi di ammasso roccioso									
Indice	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<20				
classe	I	II	III	IV	V				
descrizione	molto buona	buona	discreta	scadente	molto scadente				
CLASSE DI AMMASSO ROCCIOSO									III
DESCRIZIONE									discreta
GSI									56

Q - SYSTEM (Barton)	
Tipo di roccia:	Stazione:
DATI	
RQD (Rock Quality Designation)	40
Jn (Joint set umber)	15
Jr (Joint roughness number)	1.0
Ja (Joint alteration number)	3
Jw (Joint water reduction number)	1
SRF (Stress Reduction Factor)	2.5
RISULTATI	
Taglia media dei blocchi di roccia (RQD/Jn)	2.7
Resistenza al taglio tra i blocchi (Jr/Ja)	5.0
Sforzi attivi e condizioni idrogeologiche (Jw/SRF)	0.4
Indice Q	5.33333
Q' (RQD/Jn)*(Jr/Ja)	1
GSI da RQD $(52*(Jr/Ja)/(1+Jr/Ja))+RQD/2$	33
GSI $44+9*\ln(Q)$	43

Calcolo della resistenza a compressione tramite martello di Schmidt

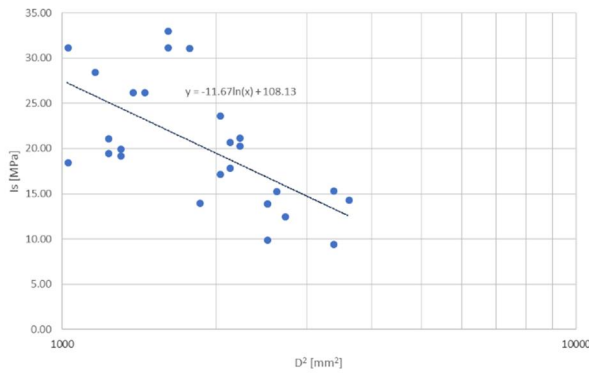
r	R		r	R	
44	49		36	47	
45	50		41	48	
46	52		45	48	
48	52		46	49	
48	53		46	50	
50	53		48	50	
50	53		48	51	
50	53		48	51	
52	53		49	51	
53	53		49	51	
53	54		49	51	
55	54		50	51	
55	55		50	52	
56	55		50	52	
58	56		50	53	
59	56		51	53	
59	57		51	54	
60	57		53	54	
61	58		53	55	
61	58		54	55	
media 10 più alti	58	56	media 10 più alti	51	53
media tutti i valori	53	54	media tutti i valori	48	51
dev. Standard (tutti)		2	dev. Standard (tutti)		2
max R (rispetto alla media di tutti i valori)		57	max R (rispetto alla media di tutti i valori)		54
min R (rispetto alla media di tutti i valori)		52	min R (rispetto alla media di tutti i valori)		49
media R (su 10 più alti)	55		media R (tutti)	53	
			media R max (tutti)	55	
			media R min (tutti)	50	

	UCS [MPa]			
	su 10 più alti	su tutti	max	min
Deere and Miller (1966)	169	154	174	136
Yasar and Erdogan (2004)	113	97	117	80
Aufmuth (1973)	265	253	268	237
Beverly et al. (1979: in Xu et al., 1990)	216	197	223	174
Cargill and Shakoor (1990)	958	793	1014	620
O' Rourke (1989)	188	179	191	168

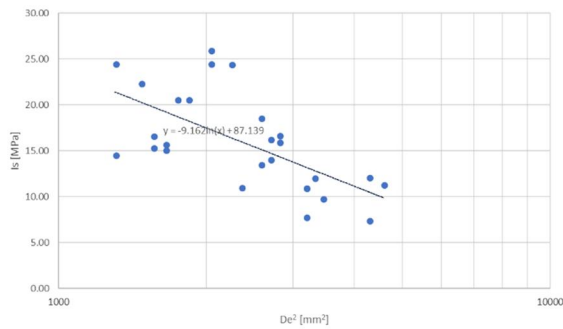
Calcolo della resistenza a compressione tramite PLT

CAMPIONE	D (cm)	P (kN)	D ² [mm ²]	con D				con D _e				
				Is [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	Is ₀ [MPa]	Is ₀ [MPa] in ordine	D _e ² [mm ²]	Is [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	Is ₀ [MPa]	Is ₀ [MPa] in ordine
1	4.2	55	1764.00	31.18	0.92	28.83	10.00	2245.99	24.49	0.98	23.90	8.29
2	3.5	24	1225.00	19.59	0.85	16.69	10.17	1559.72	15.39	0.90	13.84	8.43
3	4.5	35	2025.00	17.28	0.95	16.48	12.80	2578.31	13.57	1.01	13.67	10.61
4	3.8	38	1444.00	26.32	0.88	23.26	13.14	1838.56	20.67	0.93	19.29	10.90
5	3.6	25	1296.00	19.29	0.86	16.64	14.00	1650.12	15.15	0.91	13.80	11.61
6	4.5	48	2025.00	23.70	0.95	22.61	14.00	2578.31	18.62	1.01	18.75	11.61
7	3.7	36	1369.00	26.30	0.87	22.96	15.18	1743.06	20.65	0.92	19.04	12.59
8	5.1	40	2601.00	15.38	1.01	15.52	15.52	3311.70	12.08	1.07	12.87	12.87
9	5	25	2500.00	10.00	1.00	10.00	15.68	3183.10	7.85	1.06	8.29	13.00
10	5.2	34	2704.00	12.57	1.02	12.80	16.48	3442.84	9.88	1.07	10.61	13.67
11	4.7	47	2209.00	21.28	0.97	20.69	16.53	2812.59	16.71	1.03	17.16	13.70
12	5	35	2500.00	14.00	1.00	14.00	16.64	3183.10	11.00	1.06	11.61	13.80
13	5.8	52	3364.00	15.46	1.07	16.53	16.69	4283.18	12.14	1.13	13.70	13.84
14	3.5	26	1225.00	21.22	0.85	18.08	17.30	1559.72	16.67	0.90	14.99	14.34
15	4.3	26	1849.00	14.06	0.93	13.14	17.30	2354.22	11.04	0.99	10.90	14.35
16	3.2	19	1024.00	18.55	0.82	15.18	18.08	1303.80	14.57	0.86	12.59	14.99
17	3.2	32	1024.00	31.25	0.82	25.56	19.81	1303.80	24.54	0.86	21.20	16.43
18	4	50	1600.00	31.25	0.90	28.26	20.03	2037.18	24.54	0.95	23.44	16.61
19	5	35	2500.00	14.00	1.00	14.00	20.69	3183.10	11.00	1.06	11.61	17.16
20	5.8	32	3364.00	9.51	1.07	10.17	22.61	4283.18	7.47	1.13	8.43	18.75
21	4.7	45	2209.00	20.37	0.97	19.81	22.96	2812.59	16.00	1.03	16.43	19.04
22	4.6	44	2116.00	20.79	0.96	20.03	23.26	2694.17	16.33	1.02	16.61	19.29
23	6	52	3600.00	14.44	1.09	15.68	24.00	4583.66	11.34	1.15	13.00	19.90
24	4.6	38	2116.00	17.96	0.96	17.30	25.56	2694.17	14.10	1.02	14.34	21.20
25	3.4	33	1156.00	28.55	0.84	24.00	28.26	1471.86	22.42	0.89	19.90	23.44
26	3.6	26	1296.00	20.06	0.86	17.30	28.83	1650.12	15.76	0.91	14.35	23.90
27	4	53	1600.00	33.13	0.90	29.96	29.96	2037.18	26.02	0.95	24.85	24.85

	D	De
media Is ₀	18.54	15.38
UCS [MPa]	427	354



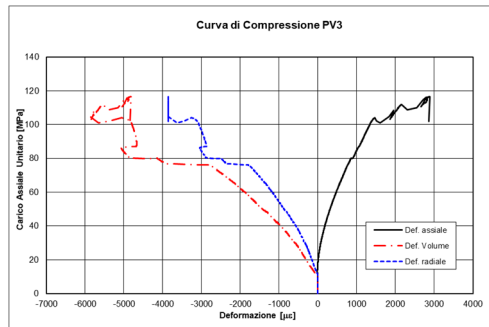
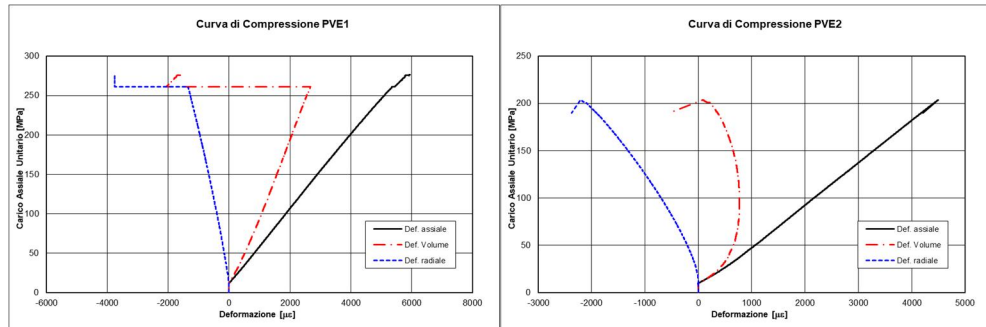
Is ₀ [MPa]	16.82
UCS [MPa]	387



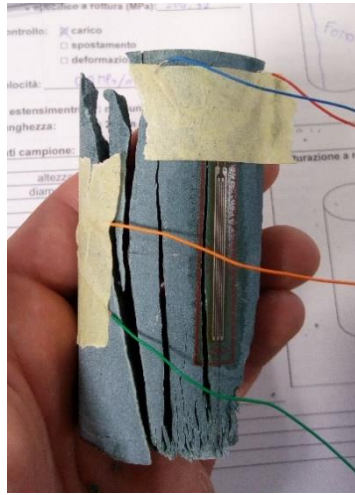
Is ₀ [MPa]	15.47
UCS [MPa]	356

	D	De
standard deviation [MPa]	6.73	5.29
max Is ₀	23.55	20.76
min Is ₀	10.09	10.18
max UCS [MPa]	542	477
min UCS [MPa]	232	234
correlation coefficient	-0.66	-0.66
correlation coefficient square	0.43	0.43

Prova di compressione uniassiale



Allegato 7.3: provino PVE1 esploso



Allegato 7.4: provino PV3 rotto lungo discontinuità verticale preesistenti

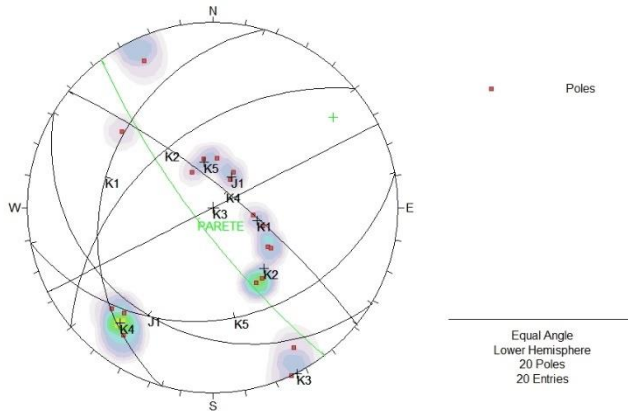
ALLEGATO 8: FORMAZIONE DEL MONTE FERNAZZA



*Allegato 8.1: Affioramento della Formazione del Monte Fernazza ad Alleghe sul quale è stata eseguita la stazione geomeccanica e il prelievo di campioni. È costituito da arenarie vulcanoclastiche nere, non si distingue la stratificazione.
GSI stimato in campagna 75+-5*



Allegato 8.2: laminazione interna ad uno strato di arenaria



ROCK MASS RATING SYSTEM (RMR) di BIENIAWSKI, 1989										
Tipo di roccia:										
arenaria vulcanoclastica, Fernazza										
A. parametri di classificazione e loro indici										
Parametri		Range dei valori								
Resistenza della roccia	Indice Is (M	>10	4-10	2-4	1-2					
	compressione uniaassiale (Mpa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1		
Indice		15	12	7	4	2	1	0	12	
RQD		90-100 %	75-90%	50-75%	25-50%	<25				
indice		20	17	13	8	3				
spaziatura delle discontinuità		>2	0,6-2	0,2-0,6	0,2-0,06	<0,06				
Indice		20	15	10	8	5				
Condizioni delle discontinuità										
Persistenza (m) / Ind		<1 / 6	1-3 / 4	3-10 / 2	10-20 / 1	>20 / 0				
Apertura (mm) / ind		no / 6	<0,1 / 5	0,1-1 / 4	1-5 / 1	>5 / 0				
Rugosità / indice		molto rugoso / 5	rugoso / 5	poco rugoso / 3	liscio / 1	levigato / 0				
Riempimento (mm) / ir		no / 6	duro < 5 / 4	duro > 5 / 2	soft < 5 / 2	soft > 5 / 0				
Alterazione / indice		no / 6	poco / 5	moderata / 3	elevata / 1	decomposta / 0				
Condizioni idrauliche previste		secco	umido	bagnato	stillicidio	flusso				
Indice		15	10	7	4	0				
B. correzione in funzione dell'orientazione										
		molto favorevole	favorevole	discreto	favorevole	molto sfavorevole				
Gallerie		0	-2	-5	-10	-12				
Fondazioni		0	-2	-7	-15	-25				
Versanti		0	-2	-25	-50					
Valore di RMR										
GSI		73								78

Q - SYSTEM (Barton)	
Tipo di roccia:	
arenaria vulcanoclastica, Fernazza	
DATI	
RQD (Rock Quality Designation)	89
Jn (Joint set number)	15
Jr (Joint roughness number)	3.0
Ja (Joint alteration number)	1
Jw (Joint water reduction number)	1
SRF (Stress Reduction Factor)	2.5
RISULTATI	
Taglia media dei blocchi di roccia (RQD/Jn)	5.9
Resistenza al taglio tra i blocchi (Jr/Ja)	15.0
Sforzi attivi e condizioni idrogeologiche (Jw/SRF)	0.4
Indice Q	35.6
Q' (RQD/Jn)*(Jr/Ja)	18
GSI da RQD $(52*(Jr/Ja)/(1+Jr/Ja))+RQD/2$	84
GSI $44+9*\ln(Q)$	70

Calcolo della resistenza a compressione tramite martello di Schmidt

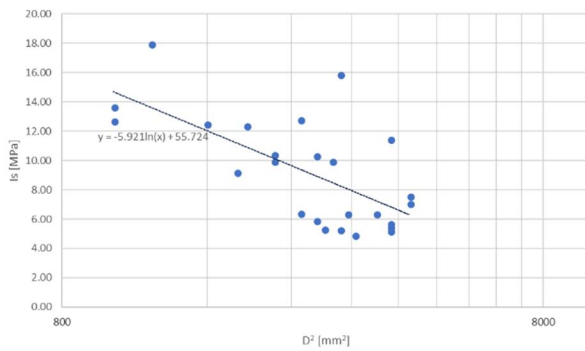
r	R		r	r corretto	R	R corretto
26	41		26	29	44	47
26	44		26	29	44	47
29	44		36	38	44	47
30	44		36	38	45	48
34	45		38	41	46	49
38	46		38	41	46	49
38	46		40	43	48	51
38	46		40	43	50	52
38	46		42	45	50	52
39	46		42	45	51	53
39	47		42	45	51	53
40	47		42	45	51	53
40	47		42	45	52	54
40	48		44	47	52	54
41	48		44	47	52	54
41	49		44	47	52	54
42	50		48	51	52	54
43	50		48	51	52	54
46	50		48	51	54	56
50	51		52	54	54	56
media 10 più alti	42	49	media 10 più alti	48	54	
media tutti i valori	38	47	media tutti i valori	44	52	
dev. Standard (tutti)		3	dev. Standard (tutti)		3	
max R (rispetto alla media di tutti i valori)		49	max R (rispetto alla media di tutti i valori)		55	
min R (rispetto alla media di tutti i valori)		44	min R (rispetto alla media di tutti i valori)		48	
media R (su 10 più alti)	51		media R (tutti)	49		
media R (tutti)		49	media R max (tutti)	52		
media R max (tutti)		49	media R min (tutti)	46		

	UCS [MPa]			
	su 10 più alti	su tutti	max	min
Deere and Miller (1966)	152	135	158	116
Yasar and Erdogan (2004)	88	73	94	56
Aufmuth (1973)	251	237	256	218
Beverly et al. (1979: in Xu et al., 1990)	194	173	202	148
Cargill and Shakoor (1990)	767	611	837	447
O' Rourke (1989)	173	163	177	149

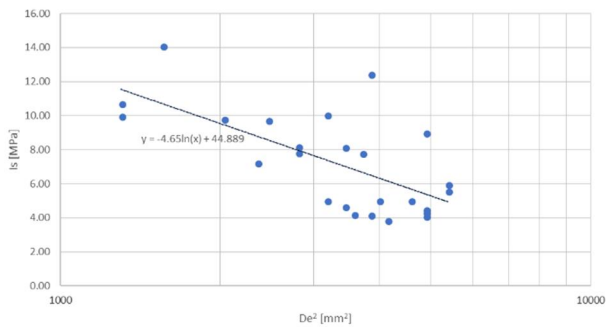
Calcolo della resistenza a compressione tramite PLT

Fernazza	con D														con D _e													
CAMPIONE	D (cm)	P (KN)	D ² [mm ²]	I _s [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	I ₅₀ [MPa]	I ₅₀ [MPa] in ordine	D _e ² [mm ²]	I _s [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	I ₅₀ [MPa]	I ₅₀ [MPa] in ordine																
1	6.2	44	3844.00	11.45	1.10	12.61	5.22	4894.33	8.99	1.16	10.46	4.33																
2	6.2	22	3844.00	5.72	1.10	6.30	5.48	4894.33	4.49	1.16	5.23	4.55																
3	6.2	21	3844.00	5.46	1.10	6.02	5.52	4894.33	4.29	1.16	4.99	4.58																
4	5.5	48	3025.00	15.87	1.04	16.56	5.73	3851.55	12.46	1.10	13.74	4.75																
5	5	32	2500.00	12.80	1.00	12.80	6.02	3183.10	10.05	1.06	10.61	4.99																
6	5.7	16	3249.00	4.92	1.06	5.22	6.02	4136.76	3.87	1.12	4.33	4.99																
7	6	23	3600.00	6.39	1.09	6.94	6.30	4583.66	5.02	1.15	5.75	5.23																
8	5.3	15	2809.00	5.34	1.03	5.48	6.40	3576.53	4.19	1.08	4.55	5.31																
9	5.2	28	2704.00	10.36	1.02	10.54	6.71	3442.84	8.13	1.07	8.74	5.57																
10	5.6	20	3136.00	6.38	1.05	6.71	6.94	3992.88	5.01	1.11	5.57	5.75																
11	4.4	24	1936.00	12.40	0.94	11.70	7.99	2464.99	9.74	1.00	9.71	6.63																
12	4.7	23	2209.00	10.41	0.97	10.13	8.52	2812.59	8.18	1.03	8.40	7.07																
13	5.2	16	2704.00	5.92	1.02	6.02	8.59	3442.84	4.65	1.07	4.99	7.12																
14	5.4	29	2916.00	9.95	1.04	10.30	9.69	3712.77	7.81	1.09	8.54	8.03																
15	5.5	16	3025.00	5.29	1.04	5.52	10.13	3851.55	4.15	1.10	4.58	8.40																
16	5	16	2500.00	6.40	1.00	6.40	10.30	3183.10	5.03	1.06	5.31	8.54																
17	6.2	20	3844.00	5.20	1.10	5.73	10.39	4894.33	4.09	1.16	4.75	8.61																
18	6.5	32	4225.00	7.57	1.13	8.52	10.54	5379.44	5.95	1.19	7.07	8.74																
19	6.5	30	4225.00	7.10	1.13	7.99	11.18	5379.44	5.58	1.19	6.63	9.27																
20	4.7	22	2209.00	9.96	0.97	9.69	11.31	2812.59	7.82	1.03	8.03	9.38																
21	3.5	22	1225.00	17.96	0.85	15.30	11.70	1559.72	14.11	0.90	12.68	9.71																
22	4.3	17	1849.00	9.19	0.93	8.59	12.61	2354.22	7.22	0.99	7.12	10.46																
23	3.2	14	1024.00	13.67	0.82	11.18	12.80	1303.80	10.74	0.86	9.27	10.61																
24	4	20	1600.00	12.50	0.90	11.31	15.30	2037.18	9.82	0.95	9.38	12.68																
25	3.2	13	1024.00	12.70	0.82	10.39	16.56	1303.80	9.97	0.86	8.61	13.74																

	D	De
media I ₅₀	8.83	7.32
UCS [MPa]	203	168



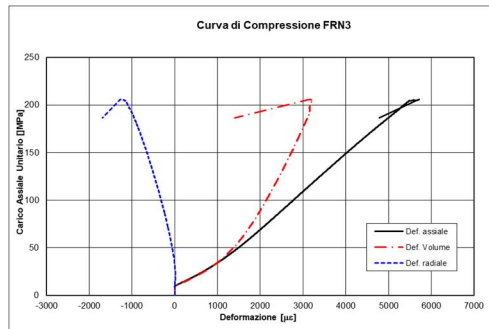
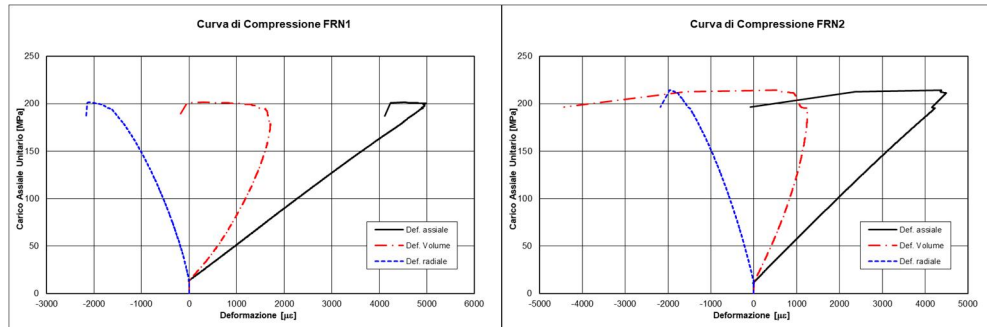
I ₅₀ [MPa]	9.40
UCS [MPa]	216



I ₅₀ [MPa]	8.51
UCS [MPa]	196

	D	De
standard deviation [MPa]	3.70	2.91
max I ₅₀	13.10	11.41
min I ₅₀	5.70	5.60
max UCS [MPa]	301	262
min UCS [MPa]	131	129
correlation coefficient	-0.64	-0.64
correlation coefficient square	0.41	0.41

Prova di compressione uniassiale



ALLEGATO 9:

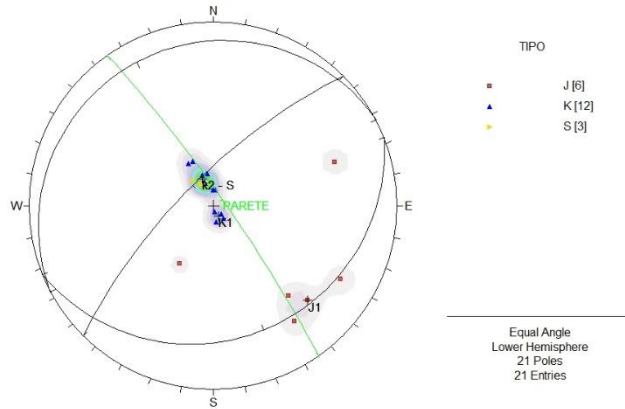
DOLOMIA PRINCIPALE



Allegato 9.1: affioramento di Dolomia Principale in Valle del Mis sul quale è stata eseguita la stazione geomeccanica. GSI stimato in campagna 65+-5



Allegato 9.2: stromatoliti



ROCK MASS RATING SYSTEM (RMR) di BIENIAWSKI, 1989									
Tipo di roccia:									
Dolomia Principale									
A. parametri di classificazione e loro indici									
Parametri		Range dei valori							
Resistenza della roccia	Indice Is (Mpa)	>10	4-10	2-4	1-2				
	compressione uniaassiale (Mpa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1	
Indice		15	12	7	4	2	1	0	15
RQD		90-100 %	75-90%	50-75%	25-50%	<25			
indice		20	17	13	8	3			20
Spaziatura delle discontinuità (m)		>2	0,6-2	0,2-0,6	0,2-0,06	<0,06			
Indice		20	15	10	8	5			15
Condizioni delle discontinuità									
Persistenza (m) / indice		<1 / 6	1-3 / 4	3-10 / 2	10-20 / 1	>20 / 0			2
Apertura (mm) / indice		no / 6	<0,1 / 5	0,1-1 / 4	1-5 / 1	>5 / 0			4
Rugosità / indice		molto rugoso / 6	rugoso / 5	poco rugoso / 3	liscio / 1	levigato / 0			4
Riempimento (mm) / indice		no / 6	duro<5 / 4	duro>5 / 2	soft<5 / 2	soft>5 / 0			6
Alterazione / indice		no / 6	poco / 5	moderata / 3	elevata / 1	decomposta/0			5
Condizioni idrauliche previste		secco	umido	bagnato	stillicidio	flusso			
Indice		15	10	7	4	0			10
B. correzione in funzione dell'orientazione									
	molto favorevole	favorevole	discreto	sfavorevole	molto sfavorevole				
Gallerie	0	-2	-5	-10	-12				
Fondazioni	0	-2	-7	-15	-25				
Versanti	0	-2	-25	-50					
Valore di RMR									
81									
C. classi di ammasso roccioso									
Indice	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<20				
classe	I	II	III	IV	V				
descrizione	molto buona	buona	discreta	scadente	molto scadente				
CLASSE DI AMMASSO ROCCIOSO									
DESCRIZIONE									I
GSI									molto buona
81									

Q - SYSTEM (Barton)	
Tipo di roccia:	
Dolomia Principale	
DATI	
RQD (Rock Quality Designation)	100
Jn (Joint set umber)	9
Jr (Joint roughness number)	3.0
Ja (Joint alteration number)	1
Jw (Joint water reduction number)	1
SRF (Stress Reduction Factor)	2.5
RISULTATI	
Taglia media dei blocchi di roccia (RQD/Jn)	11.1
Resistenza al taglio tra i blocchi (Jn/Ja)	9.0
Sforzi attivi e condizioni idrogeologiche (Jw/SRF)	0.4
Indice Q	40
Q'	(RQD/Jn)*(Jr/Ja) 33
GSI da RQD	89
GSI	76

Calcolo della resistenza a compressione tramite martello di Schmidt

r	R	r	r corretto	R	R corretto
47	70	40	35	63	60
47	68	37	32	63	60
46	67	36	30	58	55
38	64	34	28	58	55
38	64	34	28	57	54
34	64	28	22	57	54
34	64	28	22	56	52
33	64	26	20	55	51
32	62	25	18	54	50
32	62	24	17	53	49
32	60	24	17	52	48
30	60	22	15	52	48
30	58	22	15	50	46
30	58	19	11	50	46
28	56	18	10	50	46
26	56	18	10	50	46
26	56	18	10	49	45
24	54	18	10	49	45
20	52	17	8	48	44
20	50	17	8	44	39
media 10 più alti	38	media 10 più alti	24	54	54
media tutti i valori	32	media tutti i valori	18	50	50
dev. Standard (tutti)	5	dev. Standard (tutti)	5	5	5
max R (rispetto alla media di tutti i valori)	66	max R (rispetto alla media di tutti i valori)	55	55	55
min R (rispetto alla media di tutti i valori)	55	min R (rispetto alla media di tutti i valori)	44	44	44

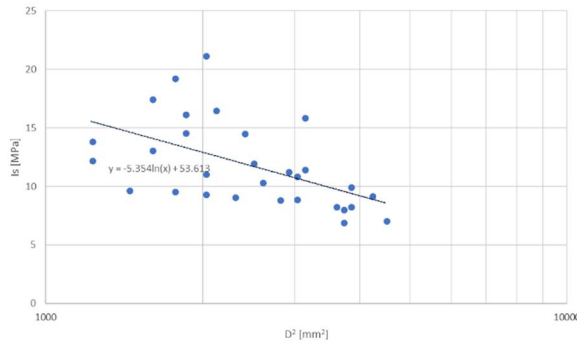
media R (su 10 più alti)	media R (tutti)	media R max (tutti)	media R min (tutti)
59	55	60	50

	UCS [MPa]			
	su 10 più alti	su tutti	max	min
Deere and Miller (1966)	285	223	302	164
Yasar and Erdogan (2004)	163	117	176	75
Aufmuth (1973)	332	300	340	260
Beverly et al. (1979: in Xu et al., 1990)	364	284	386	209
Cargill and Shakoor (1990)	520	406	551	299
O' Rourke (1989)	212	191	217	165

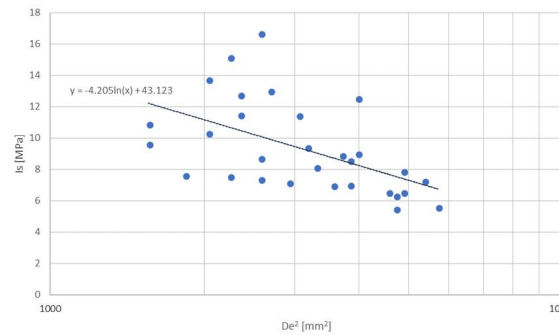
Calcolo della resistenza a compressione tramite PLT

Dolomia Principale			con D						con D _e					
CAMPIONE	D (cm)	P (KN)	D ² [mm ²]	l ₅₀ [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	l ₅₀ [MPa]	l ₅₀ [MPa] in ordine	D _e ² [mm ²]	l ₅₀ [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	l ₅₀ [MPa]	l ₅₀ [MPa] in ordine		
1	4.6	35	2116.00	16.54	0.96	15.93		7.64	2694.17	12.99	1.02	13.21		
2	4.5	43	2025.00	21.23	0.95	20.25		8.13	2578.31	16.68	1.01	16.79		
3	5.5	33	3025.00	10.91	1.04	11.39		8.57	3851.55	8.57	1.10	9.44		
4	4.2	17	1764.00	9.64	0.92	8.91		8.82	2245.99	7.57	0.98	7.39		
5	4	28	1600.00	17.50	0.90	15.83		8.91	2037.18	13.74	0.95	13.13		
6	3.8	14	1444.00	9.70	0.88	8.57		8.95	1838.56	7.61	0.93	7.11		
7	4.9	35	2401.00	14.58	0.99	14.45		8.95	3057.05	11.45	1.05	11.98		
8	6.2	38.5	3844.00	10.02	1.10	11.03		9.05	4894.33	7.87	1.16	9.15		
9	6.2	32	3844.00	8.32	1.10	9.17		9.14	4894.33	6.54	1.16	7.61		
10	5.4	33	2916.00	11.32	1.04	11.72		9.17	3712.77	8.89	1.09	9.72		
11	4.5	22.5	2025.00	11.11	0.95	10.60		9.32	2578.31	8.73	1.01	8.79		
12	6.7	32	4489.00	7.13	1.14	8.13		10.39	5715.57	5.60	1.20	6.74		
13	4.3	27	1849.00	14.60	0.93	13.64		10.43	2354.22	11.47	0.99	11.31		
14	4	21	1600.00	13.13	0.90	11.87		10.47	2037.18	10.31	0.95	9.84		
15	4.3	30	1849.00	16.22	0.93	15.16		10.60	2354.22	12.74	0.99	12.57		
16	6.1	26	3721.00	6.99	1.09	7.64		11.03	4737.72	5.49	1.15	6.34		
17	5.1	27	2601.00	10.38	1.01	10.47		11.39	3311.70	8.15	1.07	8.69		
18	4.5	19	2025.00	9.38	0.95	8.95		11.72	2578.31	7.37	1.01	7.42		
19	6.5	39	4225.00	9.23	1.13	10.39		11.82	5379.44	7.25	1.19	8.61		
20	5.6	50	3136.00	15.94	1.05	16.78		11.87	3992.88	12.52	1.11	13.91		
21	5	30	2500.00	12.00	1.00	12.00		12.00	3183.10	9.42	1.06	9.95		
22	4.8	21	2304.00	9.11	0.98	8.95		12.08	2933.54	7.16	1.04	7.42		
23	4.2	34	1764.00	19.27	0.92	17.82		13.64	2245.99	15.14	0.98	14.78		
24	5.5	27	3025.00	8.93	1.04	9.32		14.45	3851.55	7.01	1.10	7.73		
25	6.1	30	3721.00	8.06	1.09	8.82		15.16	4737.72	6.33	1.15	7.31		
26	3.5	17	1225.00	13.88	0.85	11.82		15.83	1559.72	10.90	0.90	9.80		
27	5.3	25	2809.00	8.90	1.03	9.14		15.93	3576.53	6.99	1.08	7.58		
28	5.6	36	3136.00	11.48	1.05	12.08		16.78	3992.88	9.02	1.11	10.02		
29	6	30	3600.00	8.33	1.09	9.05		17.82	4583.66	6.54	1.15	7.50		
30	3.5	15	1225.00	12.24	0.85	10.43		20.25	1559.72	9.62	0.90	8.65		

	D	De
media l ₅₀	11.40	9.46
UCS [MPa]	262	217



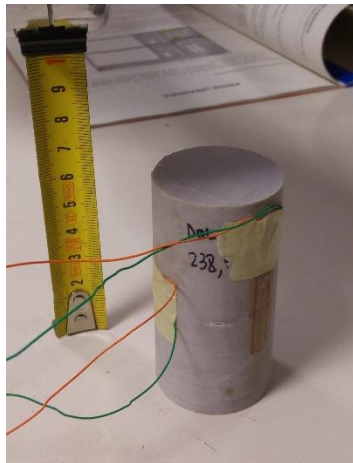
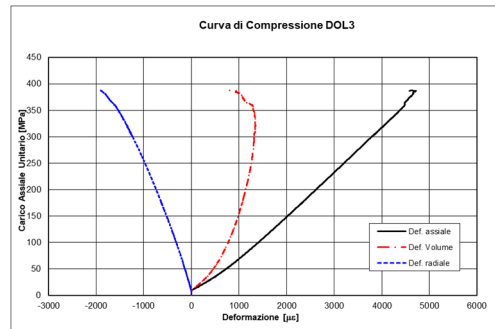
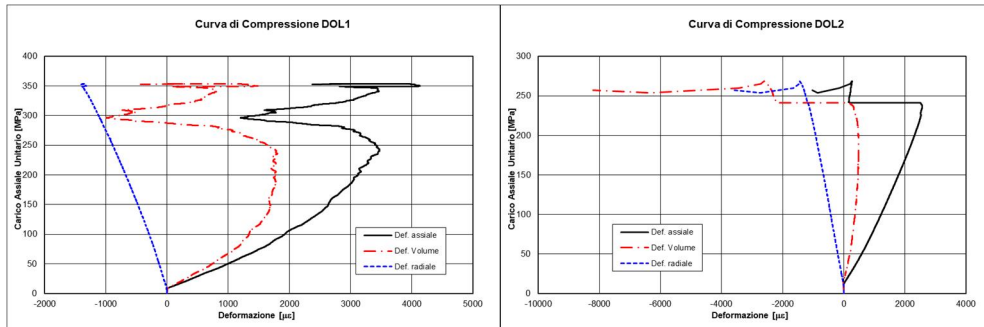
l ₅₀ [MPa]	11.72
UCS [MPa]	270



l ₅₀ [MPa]	10.22
UCS [MPa]	235

	D	De
standard deviation [MPa]	3.68	2.89
max l ₅₀	15.41	13.12
min l ₅₀	8.04	7.33
max UCS [MPa]	354	302
min UCS [MPa]	185	169
correlation coefficient	-0.57	-0.57
correlation coefficient square	0.33	0.33

Prova di compressione uniassiale



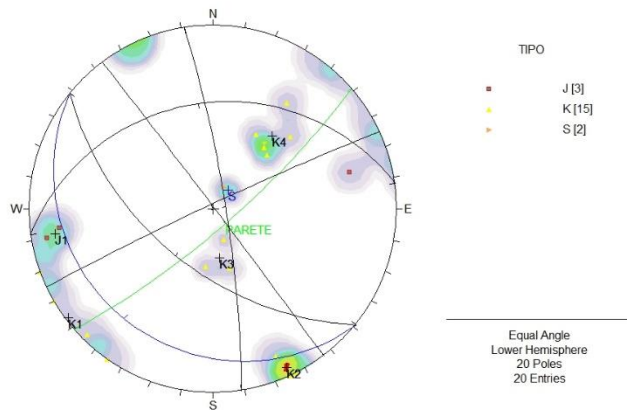
Allegato 9.3: tutti i campioni di Dolomia Principale sono esplosi

ALLEGATO 10:
GRUPPO DEI CALCARI GRIGI



Allegato 10.1: affioramento di Calcari Grigi sul Monte Grappa sul quale è stata eseguita la stazione geomeccanica. GSI stimato in campagna 50+-5





ROCK MASS RATING SYSTEM (RMR) di BIENIAWSKI, 1989										
Tipo di roccia:										
Calcarei Grigi										
A. parametri di classificazione e loro indici										
	Parametri	Range dei valori								
Resistenza della roccia	Indice Is (Mpa)	>10	4-10	2-4	1-2					
	compressione uniaassiale (Mpa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1		
Indice		15	12	7	4	2	1	0	7	
	RQD	90-100 %	75-90%	50-75%	25-50%	<25				
	indice	20	17	13	8	3				
	Spaziatura delle discontinuità (m)	>2	0,6-2	0,2-0,6	0,2-0,06	<0,06				
	Indice	20	15	10	8	5				
Condizioni delle discontinuità										
	Persistenza (m) / Indice	<1 / 6	1-3 / 4	3-10 / 2	10-20 / 1	>20 / 0				
	Apertura (mm) / indice	no / 6	<0,1 / 5	0,1-1 / 4	1-5 / 1	>5 / 0				
	Rugosità / indice	molto rugoso / 6	rugoso / 5	poco rugoso / 3	liscio / 1	levigato / 0				
	Riempimento (mm) / indice	no / 6	duro <5 / 4	duro >5 / 2	soft <5 / 2	soft >5 / 0				
	Alterazione / indice	no / 6	poco / 5	moderata / 3	elevata / 1	decomposta / 0				
Condizioni idrauliche previste										
	Indice	15	10	7	4	0				
B. correzione in funzione dell'orientazione										
		molto favorevole	favorevole	discreto	sfavorevole	molto sfavorevole				
	Gallerie	0	-2	-5	-10	-12				
	Fondazioni	0	-2	-7	-15	-25				
	Versanti	0	-2	-25	-50					
	Valore di RMR									57
C. classi di ammasso roccioso										
	Indice	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<20				
	classe	I	II	III	IV	V				
	descrizione	molto buona	buona	discreta	scadente	molto scadente				
CLASSE DI AMMASSO ROCCIOSO										
III										
DESCRIZIONE										
discreta										
GSI										
57										

Q - SYSTEM (Barton)	
Tipo di roccia:	
Calcarei Grigi	
DATI	
RQD (Rock Quality Designation)	52
Jn (Joint set number)	15
Jr (Joint roughness number)	2.0
Ja (Joint alteration number)	4
Jw (Joint water reduction number)	1
SRF (Stress Reduction Factor)	2.5
RISULTATI	
Taglia media dei blocchi di roccia (RQD/Jn)	3.5
Resistenza al taglio tra i blocchi (Jr/Ja)	3.8
Sforzi attivi e condizioni idrogeologiche (Jw/SRF)	0.4
Indice Q	5.2
$Q' = (RQD/Jn) * (Jr/Ja)$	2
GSI da RQD $(52 * (Jr/Ja) / (1 + Jr/Ja)) + RQD/2$	43
GSI $44 + 9 * \ln(Q)$	49

Calcolo della resistenza a compressione tramite martello di Schmidt

r	R		r	R	
20	31	<--	24	28	<--
22	32		25	30	
22	36		26	31	
23	38		26	38	
25	40		26	38	
26	40		28	39	
26	40		28	40	
26	41		28	40	
27	41		31	40	
27	41		32	41	
27	41		32	41	
28	41		32	41	
28	41		32	42	
28	41		33	42	
29	41		33	42	
30	42		34	42	
31	42		34	43	
31	43		34	43	
34	44	34	44		
38	45	40	46		
media 10 più alti	30.4		33.8	42.6	
media tutti i valori	27		31	40	
dev. Standard (tutti)		3		5	
max R (rispetto alla media di tutti i valori)		44		44	
min R (rispetto alla media di tutti i valori)		37		35	

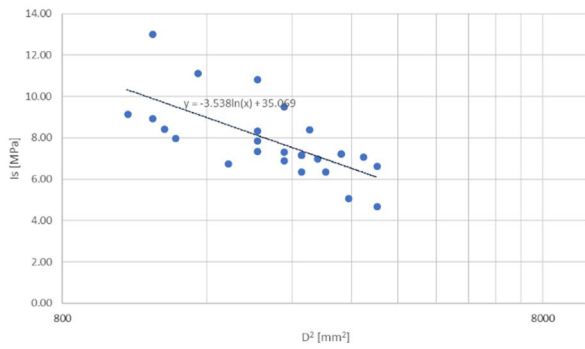
media R (su 10 più alti)	media R (tutti)	media R max (tutti)	media R min (tutti)
42	40	44	36

	UCS [MPa]			
	su 10 più alti	su tutti	max	min
Deere and Miller (1966)	88	77	96	63
Yasar and Erdogan (2004)	38	29	44	18
Aufmuth (1973)	186	171	195	148
Beverly et al. (1979: in Xu et al., 1990)	113	99	122	80
Cargill and Shakoor (1990)	161	141	174	114
O' Rourke (1989)	129	117	137	97

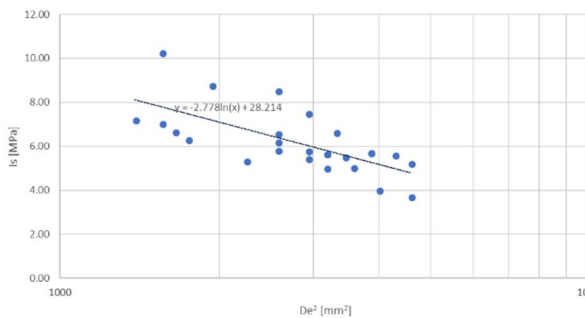
Calcolo della resistenza a compressione tramite PLT

CALCARI GRIGI			con D					con D _e				
CAMPIONE	D (cm)	P (KN)	D ² [mm ²]	I ₅₀ [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	I ₅₀ [MPa]	I ₅₀ [MPa] in ordine	D _e ² [mm ²]	I ₅₀ [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	I ₅₀ [MPa]	I ₅₀ [MPa] in ordine
1	5	16	2500.00	6.40	1.00	6.40	5.13	3183.10	5.03	1.06	5.31	4.25
2	4.8	22	2304.00	9.55	0.98	9.37	5.37	2933.54	7.50	1.04	7.77	4.45
3	3.9	17	1521.00	11.18	0.89	9.99	6.29	1936.60	8.78	0.94	8.29	5.22
4	3.6	11	1296.00	8.49	0.86	7.32	6.40	1650.12	6.67	0.91	6.07	5.31
5	5.5	22	3025.00	7.27	1.04	7.59	6.58	3851.55	5.71	1.10	6.30	5.46
6	3.7	11	1369.00	8.04	0.87	7.02	6.82	1743.06	6.31	0.92	5.82	5.65
7	5.1	22	2601.00	8.46	1.01	8.53	7.02	3311.70	6.64	1.07	7.08	5.82
8	6	17	3600.00	4.72	1.09	5.13	7.06	4583.66	3.71	1.15	4.25	5.86
9	4.5	16	2025.00	7.90	0.95	7.54	7.15	2578.31	6.21	1.01	6.25	5.93
10	3.5	11	1225.00	8.98	0.85	7.65	7.20	1559.72	7.05	0.90	6.34	5.97
11	3.3	10	1089.00	9.18	0.83	7.62	7.20	1386.56	7.21	0.88	6.32	5.97
12	4.8	17	2304.00	7.38	0.98	7.24	7.20	2933.54	5.80	1.04	6.01	5.97
13	4.5	22	2025.00	10.86	0.95	10.36	7.24	2578.31	8.53	1.01	8.59	6.00
14	5	18	2500.00	7.20	1.00	7.20	7.24	3183.10	5.65	1.06	5.97	6.01
15	4.8	16	2304.00	6.94	0.98	6.82	7.32	2933.54	5.45	1.04	5.65	6.07
16	4.2	12	1764.00	6.80	0.92	6.29	7.54	2245.99	5.34	0.98	5.22	6.25
17	4.5	15	2025.00	7.41	0.95	7.06	7.59	2578.31	5.82	1.01	5.86	6.30
18	4.5	17	2025.00	8.40	0.95	8.01	7.59	2578.31	6.59	1.01	6.64	6.30
19	5	18	2500.00	7.20	1.00	7.20	7.62	3183.10	5.65	1.06	5.97	6.32
20	6	24	3600.00	6.67	1.09	7.24	7.63	4583.66	5.24	1.15	6.00	6.32
21	5.6	16	3136.00	5.10	1.05	5.37	7.65	3992.88	4.01	1.11	4.45	6.34
22	5	18	2500.00	7.20	1.00	7.20	8.01	3183.10	5.65	1.06	5.97	6.64
23	5.3	18	2809.00	6.41	1.03	6.58	8.53	3576.53	5.03	1.08	5.46	7.08
24	5.5	22	3025.00	7.27	1.04	7.59	9.37	3851.55	5.71	1.10	6.30	7.77
25	5.8	24	3364.00	7.13	1.07	7.63	9.99	4283.18	5.60	1.13	6.32	8.29
26	5.2	19	2704.00	7.03	1.02	7.15	10.36	3442.84	5.52	1.07	5.93	8.59
27	3.5	16	1225.00	13.06	0.85	11.12	11.12	1559.72	10.26	0.90	9.23	9.23

	D	De
media I ₅₀	7.49	6.21
UCS [MPa]	172	143



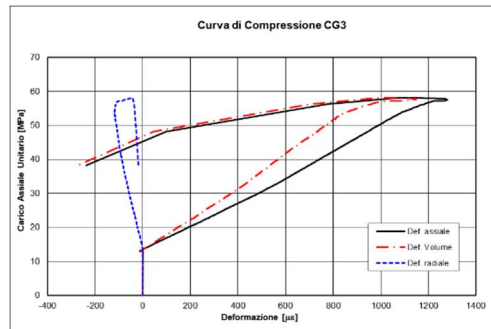
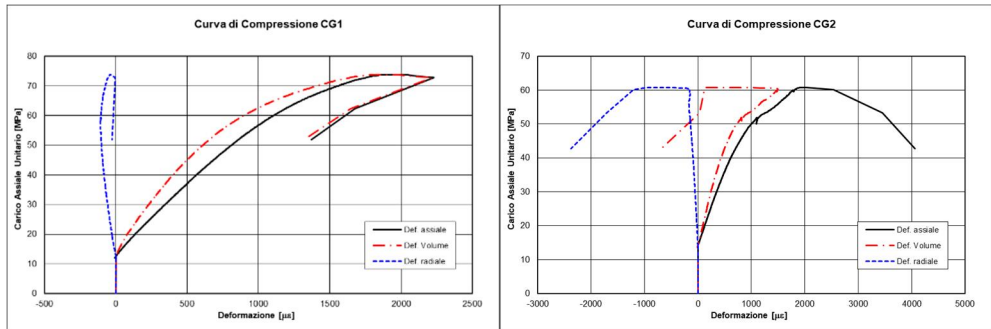
I ₅₀ [MPa]	7.39
UCS [MPa]	170



I ₅₀ [MPa]	6.48
UCS [MPa]	149

	D	De
standard deviation [MPa]	1.78	1.40
max I ₅₀	9.17	7.88
min I ₅₀	5.60	5.08
max UCS [MPa]	211	181
min UCS [MPa]	129	117
correlation coefficient	-0.69	-0.69
correlation coefficient square	0.47	0.47

Prova di compressione uniassiale



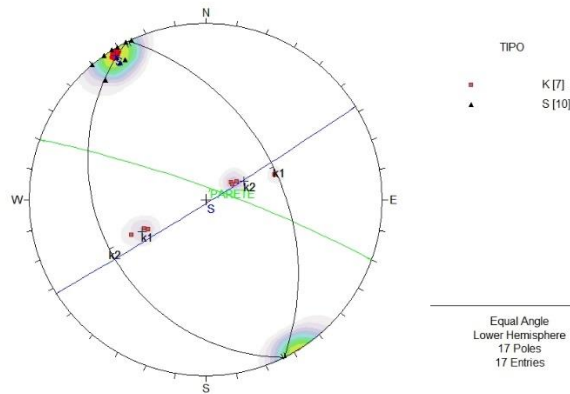
ALLEGATO 11:

MAIOLICA



Allegato 11.1: affioramento di Maiolica in Valle del Mis sul quale è stata eseguita la stazione geomeccanica e il prelievo di campioni. GSI stimato in campagna 40+5





ROCK MASS RATING SYSTEM (RMR) di BIENIAWSKI, 1989										
Tipo di roccia:										
Maiolica										
A. parametri di classificazione e loro indici										
Parametri		Range dei valori								
Resistenza della roccia	Indice Is (Mpa)	>10	4-10	2-4	1-2					
	compressione uniaassiale (Mpa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1		
Indice		15	12	7	4	2	1	0		
RQD		90-100 %	75-90%	50-75%	25-50%	<25				
indice		20	17	13	8	3				
Spaziatura delle discontinuità (m)		>2	0,6-2	0,2-0,6	0,2-0,06	<0,06				
Indice		20	15	10	8	5				
Condizioni delle discontinuità										
Persistenza (m) / Indice		<1 / 6	1-3 / 4	3-10 / 2	10-20 / 1	>20 / 0				
Apertura (mm) / indice		no / 6	<0,1 / 5	0,1-1 / 4	1-5 / 1	>5 / 0				
Rugosità / indice		molto. rugoso / 6	rugoso / 5	poco rugoso / 3	liscio / 1	levigato / 0				
Riempimento (mm) / indice		no / 6	duro<5 / 4	duro>5 / 2	soft<5 / 2	soft>5 / 0				
Alterazione / indice		no / 6	poco / 5	moderata / 3	elevata / 1	decomposta/0				
Condizioni idrauliche previste										
Indice		secco	umido	bagnato	stillicidio	flusso				
		15	10	7	4	0				
B. correzione in funzione dell'orientazione										
		molto favorevole	favorevole	discreto	sfavorevole	molto sfavorevole				
Gallerie		0	-2	-5	-10	-12				
Fondazioni		0	-2	-7	-15	-25				
Versanti		0	-2	-25	-50					
Valore di RMR										65
C. classi di ammasso roccioso										
Indice		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<20				
classe		I	II	III	IV	V				
descrizione		molto buona	buona	discreta	scadente	molto scadente				
CLASSE DI AMMASSO ROCCIOSO										II
DESCRIZIONE										buona
GSI										60

Q - SYSTEM (Barton)	
Tipo di roccia:	Stazione:
Maiolica	
DATI	
RQD (Rock Quality Designation)	69
Jn (Joint set number)	9
Jr (Joint roughness number)	2
Ja (Joint alteration number)	4
Jw (Joint water reduction number)	1
SRF (Stress Reduction Factor)	3
RISULTATI	
Taglia media dei blocchi di roccia (RQD/Jn)	8
Resistenza al taglio tra i blocchi (Jn/Ja)	2
Sforzi attivi e condizioni idrogeologiche (Jw/SRF)	0
Indice Q	6.9
Q' (RQD/Jn)*(Jr/Ja)	4
GSI da RQD $(52*(Jr/Ja)/(1+Jr/Ja))+RQD/2$	52
GSI $44+9*\ln(Q')$	56

Calcolo della resistenza a compressione tramite martello di Schmidt

r	R	r	r corretto	R	R corretto
46	52	36	32	44	41
45	47	34	30	44	41
45	46	32	28	44	41
44	46	32	28	42	39
44	46	32	28	42	39
44	44	32	28	40	36
44	44	31	27	40	36
40	44	30	26	40	36
40	44	30	26	40	36
40	43	29	25	38	34
39	42	29	25	38	34
39	42	28	24	38	34
38	42	28	24	38	34
37	42	28	24	38	34
36	42	26	22	38	34
36	42	26	22	36	32
34	40	25	21	36	32
34	40	24	20	30	26
32	40	24	20	28	24
26	34	22	18	28	24
media 10 più alti	43	media 10 più alti	27	38	
media tutti i valori	39	media tutti i valori	25	34	
dev. Standard (tutti)	4	dev. Standard (tutti)	5		
max R (rispetto alla media di tutti i valori)	47	max R (rispetto alla media di tutti i valori)	39		
min R (rispetto alla media di tutti i valori)	40	min R (rispetto alla media di tutti i valori)	29		

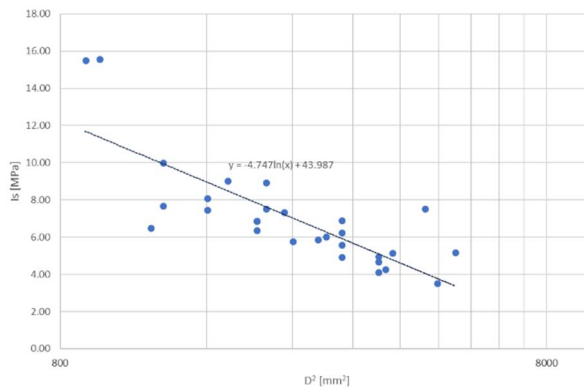
media R (su 10 più alti)	media R (tutti)	media R max (tutti)	media R min (tutti)
44	42	46	38

	UCS [MPa]			
	su 10 più alti	su tutti	max	min
Deere and Miller (1966)	102	88	109	72
Yasar and Erdogan (2004)	47	36	53	23
Aufmuth (1973)	203	186	210	162
Beverly et al. (1979: in Xu et al., 1990)	131	113	139	92
Cargill and Shakoor (1990)	186	161	198	131
O' Rourke (1989)	140	126	145	107

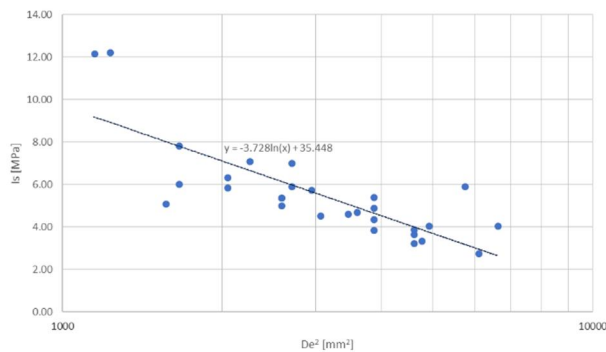
Calcolo della resistenza a compressione tramite PLT

Maliolica			con D						con D _e					
CAMPIONE	D (cm)	P (kN)	D ² [mm ²]	I ₅₀ [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	I ₅₀ [MPa]	I ₅₀ [MPa] in ordine	D _e ² [mm ²]	I ₅₀ [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	I ₅₀ [MPa]	I ₅₀ [MPa] in ordine		
1	6	17	3600.00	4.72	1.09	5.13		4.13	4583.66	3.71	1.15	4.25	3.42	
2	5.5	21	3025.00	6.94	1.04	7.25		4.52	3851.55	5.45	1.10	6.01	3.75	
3	3.6	10	1296.00	7.72	0.86	6.66		4.70	1660.12	6.06	0.91	5.52	3.90	
4	6.7	34	4489.00	7.57	1.14	8.64		5.13	5715.57	5.95	1.20	7.17	4.25	
5	7.2	27	5184.00	5.21	1.18	6.14		5.18	6600.47	4.09	1.24	5.09	4.29	
6	4.6	19	2116.00	8.98	0.96	8.65		5.43	2694.17	7.05	1.02	7.17	4.50	
7	5.3	17	2809.00	6.05	1.03	6.21		5.56	3576.53	4.75	1.08	5.15	4.61	
8	4.9	14	2401.00	5.83	0.99	5.78		5.73	3057.05	4.58	1.05	4.79	4.75	
9	4.5	14	2025.00	6.91	0.95	6.59		5.78	2578.31	5.43	1.01	5.47	4.79	
10	6.2	20	3844.00	5.20	1.10	5.73		5.87	4894.33	4.09	1.16	4.75	4.86	
11	6.1	16	3721.00	4.30	1.09	4.70		6.02	4737.72	3.38	1.15	3.90	4.99	
12	3.1	15	961.00	15.61	0.81	12.59		6.12	1223.58	12.26	0.85	10.44	5.08	
13	4.5	13	2025.00	6.42	0.95	6.12		6.14	2578.31	5.04	1.01	5.08	5.09	
14	6.9	17	4761.00	3.57	1.16	4.13		6.21	6061.89	2.80	1.22	3.42	5.15	
15	4	13	1600.00	8.13	0.90	7.35		6.56	2037.18	6.38	0.95	6.09	5.44	
16	4.6	16	2116.00	7.56	0.96	7.28		6.59	2694.17	5.94	1.02	6.04	5.47	
17	6	18	3600.00	5.00	1.09	5.43		6.59	4583.66	3.93	1.15	4.50	5.47	
18	4.8	17	2304.00	7.38	0.98	7.24		6.66	2933.54	5.80	1.04	6.01	5.52	
19	5.5	19	3025.00	6.28	1.04	6.56		6.78	3851.55	4.93	1.10	5.44	5.63	
20	5.5	17	3025.00	5.62	1.04	5.87		7.24	3851.55	4.41	1.10	4.86	6.01	
21	5.5	15	3025.00	4.96	1.04	5.18		7.25	3851.55	3.89	1.10	4.29	6.01	
22	6	15	3600.00	4.17	1.09	4.52		7.28	4583.66	3.27	1.15	3.75	6.04	
23	3.5	8	1225.00	6.53	0.85	5.56		7.35	1569.72	5.13	0.90	4.61	6.09	
24	5.2	16	2704.00	5.92	1.02	6.02		8.39	3442.84	4.65	1.07	4.99	6.95	
25	3	14	900.00	15.56	0.79	12.36		8.64	1145.92	12.22	0.84	10.25	7.17	
26	4	12	1600.00	7.50	0.90	6.78		8.65	2037.18	5.89	0.95	5.63	7.17	
27	3.6	13	1296.00	10.03	0.86	8.65		8.65	1660.12	7.88	0.91	7.18	7.18	
28	4.2	16	1764.00	9.07	0.92	8.39		12.36	2245.99	7.12	0.98	6.95	10.25	
29	4.5	14	2025.00	6.91	0.95	6.59		12.59	2578.31	5.43	1.01	5.47	10.44	

	D	De
media I ₅₀	6.58	5.46
UCS [MPa]	151	125



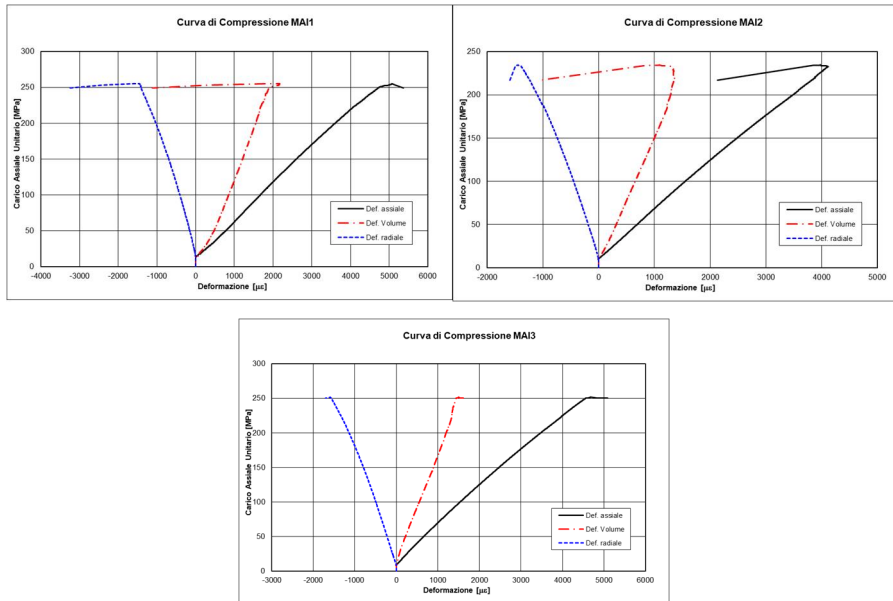
I ₅₀ [MPa]	6.85
UCS [MPa]	157



I ₅₀ [MPa]	6.28
UCS [MPa]	144

	D	De
standard deviation [MPa]	2.81	2.20
max I ₅₀	9.65	8.48
min I ₅₀	4.04	4.08
max UCS [MPa]	222	195
min UCS [MPa]	93	94
correlation coefficient	-0.69	-0.69
correlation coefficient square	0.48	0.48

Prova di compressione uniassiale



Allegato 11.2: tutti i provini sono esplosi

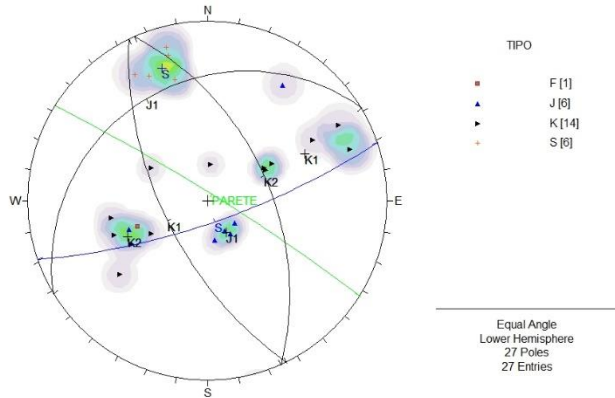
ALLEGATO 12:

SCAGLIA ROSSA



Allegato 12.1: affioramento di Scaglia Rossa in Valle del Mis sul quale è stata eseguita la stazione geomeccanica e il prelievo di campioni. GSI stimato in campagna 35+-5





ROCK MASS RATING SYSTEM (RMR) di BIENIAWSKI, 1989									
Tipo di roccia:									
Scaglia Rossa									
A. parametri di classificazione e loro indici									
Parametri		Range dei valori							
Resistenza della roccia	Indice Is (Mpa)	>10	4-10	2-4	1-2				
	compressione uniaassiale (M pa)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1	
Indice		15	12	7	4	2	1	0	12
RQD		90-100 %	75-90%	50-75%	25-50%	<25			
indice		20	17	13	8	3			
Spaziatura delle discontinuità (m)		>2	0,6-2	0,2-0,6	0,2-0,06	<0,06			
Indice		20	15	10	8	5			
Condizioni delle discontinuità									
Persistenza (m) / Indice		<1 / 6	1-3 / 4	3-10 / 2	10-20 / 1	>20 / 0			
Apertura (mm) / indice		no / 6	<0,1 / 5	0,1-1 / 4	1-5 / 1	>5 / 0			
Rugosità / indice		molto. rugoso / 6	rugoso / 5	poco rugoso / 3	liscio / 1	levigato / 0			
Riempimento (mm) / indice		no / 6	duro<5 / 4	duro>5 / 2	soft<5 / 2	soft>5 / 0			
Alterazione / indice		no / 6	poco / 5	moderata / 3	elevata / 1	decomposta/0			
Condizioni idrauliche previste		secco	umido	bagnato	stillicidio	flusso			
Indice		15	10	7	4	0			
B. correzione in funzione dell'orientazione									
		molto favorevole	favorevole	discreto	sfavorevole	molto sfavorevole			
Gallerie		0	-2	-5	-10	-12			
Fondazioni		0	-2	-7	-15	-25			
Versanti		0	-2	-25	-50				
Valore di RMR									57
C. classi di ammasso roccioso									
Indice	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<20				
classe	I	II	III	IV	V				
descrizione	molto buona	buona	discreta	scadente	molto scadente				
CLASSE DI AMMASSO ROCCIOSO									III
DESCRIZIONE									discreta
GSI									57

Q - SYSTEM (Barton)	
Tipo di roccia:	
Scaglia Rossa	
DATI	
RQD (Rock Quality Designation)	95
Jn (Joint set umber)	15
Jr (Joint roughness number)	2.0
Ja (Joint alteration number)	1
Jw (Joint water reduction number)	1
SRF (Stress Reduction Factor)	3
RISULTATI	
Taglia media dei blocchi di roccia (RQD/Jn)	6.3
Resistenza al taglio tra i blocchi (Jn/Ja)	15.0
Sforzi attivi e condizioni idrogeologiche (Jw/SRF)	0.4
Indice Q	38
$Q' = (RQD/Jn) * (Jr/Ja)$	13
GSI da RQD $(52 * (Jr/Ja) / (1 + Jr/Ja)) + RQD / 2$	82
GSI $44 + 9 * \ln(Q)$	67

Calcolo della resistenza a compressione tramite martello di Schmidt

r	R		r	r corretto	R	R corretto
41	45		45	48	48	51
39	44		44	47	47	50
38	44		42	44	46	49
38	44		42	44	46	49
38	44		42	44	46	49
38	43		42	44	46	49
36	43		42	44	46	49
35	43		41	43	45	48
35	43		40	43	45	48
34	42		40	43	45	48
34	42		40	43	44	47
34	42		40	43	44	47
34	42		40	43	43	45
33	41		40	43	43	45
33	41		40	43	42	44
32	40		39	32	42	44
32	40		39	32	42	44
30	40		36	32	42	44
24	40		36	38	42	44
22	38		34	36	40	43
media 10 più alti	37	44	media 10 più alti	44	49	49
media tutti i valori	34	42	media tutti i valori	41	47	47
dev. Standard (tutti)		2	dev. Standard (tutti)		2	2
max R (rispetto alla media di tutti i valori)		44	max R (rispetto alla media di tutti i valori)		49	49
min R (rispetto alla media di tutti i valori)		40	min R (rispetto alla media di tutti i valori)		44	44

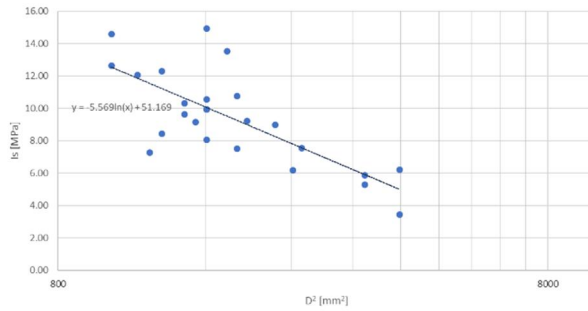
media R (su 10 più alti)	media R (tutti)	media R max (tutti)	media R min (tutti)
46	44	46	41

	UCS [MPa]			
	su 10 più alti	su tutti	max	min
Deere and Miller (1966)	112	101	116	88
Yasar and Erdogan (2004)	52	43	55	33
Aufmuth (1973)	214	202	218	185
Beverly et al. (1979: in Xu et al., 1990)	143	129	148	112
Cargill and Shakoor (1990)	204	184	211	160
O' Rourke (1989)	145	135	148	123

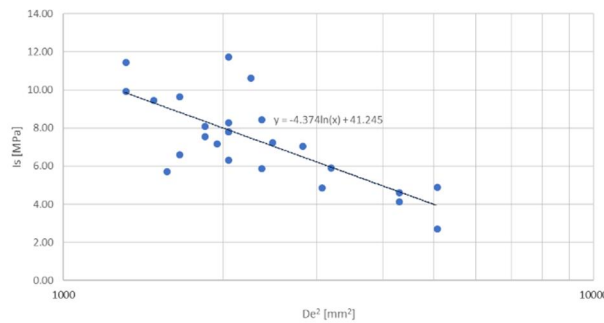
Calcolo della resistenza a compressione tramite PLT

Scaglia Rossa				con D					con D _e				
CAMPIONE	D (cm)	P (kN)	D ² [mm ²]	I ₅₀ [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	I ₅₀ [MPa]	I ₅₀ [MPa] in ordine	D _e ² [mm ²]	I ₅₀ [MPa]	f [(mm) ^{0.45}]	I ₅₀ [MPa]	I ₅₀ [MPa] in ordine	
1	6.3	25	3969.00	6.30	1.11	6.99	3.91	5053.49	4.95	1.17	5.80	3.25	
2	3.9	14	1521.00	9.20	0.89	8.23	5.72	1936.60	7.23	0.94	6.83	4.74	
3	4	16	1600.00	10.00	0.90	9.04	6.19	2037.18	7.85	0.95	7.50	5.13	
4	5.8	18	3364.00	5.35	1.07	5.72	6.26	4283.18	4.20	1.13	4.74	5.19	
5	5.8	20	3364.00	5.95	1.07	6.36	6.36	4283.18	4.67	1.13	5.27	5.27	
6	4	24	1600.00	15.00	0.90	13.57	6.99	2037.18	11.78	0.95	11.25	5.80	
7	4.3	20	1849.00	10.82	0.93	10.11	7.07	2354.22	8.50	0.99	8.38	5.87	
8	4.7	20	2209.00	9.05	0.97	8.81	7.32	2812.59	7.11	1.03	7.30	6.07	
9	4.4	18	1936.00	9.30	0.94	8.78	7.35	2464.99	7.30	1.00	7.28	6.09	
10	4	13	1600.00	8.13	0.90	7.35	7.60	2037.18	6.38	0.95	6.09	6.30	
11	4.3	14	1849.00	7.57	0.93	7.07	8.23	2354.22	5.95	0.99	5.87	6.83	
12	3.8	15	1444.00	10.39	0.88	9.18	8.57	1838.56	8.16	0.93	7.61	7.11	
13	6.3	14	3969.00	3.53	1.11	3.91	8.78	5053.49	2.77	1.17	3.25	7.28	
14	3.6	16	1296.00	12.35	0.86	10.65	8.81	1650.12	9.70	0.91	8.83	7.30	
15	3.2	15	1024.00	14.65	0.82	11.98	9.04	1303.80	11.50	0.86	9.94	7.50	
16	4	16	1600.00	10.00	0.90	9.04	9.04	2037.18	7.85	0.95	7.50	7.50	
17	4.9	15	2401.00	6.25	0.99	6.19	9.18	3057.05	4.91	1.05	5.13	7.61	
18	4	17	1600.00	10.63	0.90	9.61	9.61	2037.18	8.34	0.95	7.97	7.97	
19	3.4	14	1156.00	12.11	0.84	10.18	10.11	1471.86	9.51	0.89	8.44	8.38	
20	5	19	2500.00	7.60	1.00	7.60	10.18	3183.10	5.97	1.06	6.30	8.44	
21	3.8	14	1444.00	9.70	0.88	8.57	10.39	1838.56	7.61	0.93	7.11	8.61	
22	3.2	13	1024.00	12.70	0.82	10.39	10.65	1303.80	9.97	0.86	8.61	8.83	
23	4.2	24	1764.00	13.61	0.92	12.58	11.98	2245.99	10.69	0.98	10.43	9.94	
24	3.6	11	1296.00	8.49	0.86	7.32	12.58	1650.12	6.67	0.91	6.07	10.43	
25	3.5	9	1225.00	7.35	0.85	6.26	13.57	1559.72	5.77	0.90	5.19	11.25	

	D	De
media I ₅₀	8.56	7.10
UCS [MPa]	197	163



I ₅₀ [MPa]	7.60
UCS [MPa]	175



I ₅₀ [MPa]	7.02
UCS [MPa]	162

	D	De
standard deviation [MPa]	2.919243	2.292768
max I ₅₀	10.51613	9.315391
min I ₅₀	4.677645	4.729854
max UCS [MPa]	252.3871	223.5694
min UCS [MPa]	112.2635	113.5165
correlation coefficient	-0.74215	-0.74215
correlation coefficient square	0.550784	0.550784

Prova di compressione uniassiale

