

POLITECNICO DI TORINO

Corso di Laurea Magistrale
in Ingegneria Civile

Tesi di Laurea Magistrale

Misura della rugosità per la stima della resistenza al taglio
di una discontinuità naturale in roccia



Relatore: Prof. Claudio SCAVIA

.....

Correlatrice: Prof.ssa Maria Rita MIGLIAZZA

.....

Candidata:
Martina LOVERA

Dicembre 2020

*“Il battito d’ali di una farfalla può provocare
un uragano dall’altra parte del mondo” ^[1]*

Sommario

Indice delle figure	7
Indice delle tabelle.....	11
1. Introduzione	13
2. Cosa è una discontinuità	15
2.1 Tipi di discontinuità	17
2.1.1 Faglie	17
2.1.2 Strati sedimentari (bedding planes)	20
2.1.3 Joints (giunti).....	21
2.1.4 Clivaggio (cleavage).....	22
2.2 Parametri caratteristici delle discontinuità.....	23
2.2.1 Giacitura o Orientazione	23
2.2.2 Spaziatura (S)	27
2.2.3 Continuità o Persistenza	29
2.2.4 Scabrezza	30
2.2.5 Resistenza delle pareti	34
2.2.6 Apertura	37
2.2.7 Riempimento	38
2.2.8 Filtrazione	40
2.2.9 Numero di sistemi di discontinuità.....	42
2.2.10 Dimensione dei blocchi.....	44
3. Comportamento meccanico di una discontinuità	45
3.1 Parametri meccanici.....	46
3.1.1 Deformabilità	48
3.1.2 Resistenza	49

3.2	Prova di taglio diretto	51
3.2.1	Prove di taglio su giunti naturali	55
3.2.2	Prove di taglio diretto in sito	56
3.3	Criteri di resistenza	59
3.3.1	Modello di Mohr - Coulomb (1773)	60
3.3.2	Modello di Patton (1966)	62
3.3.3	Barton (1976)	65
3.3.4	Barton & Bandis (1982)	67
3.3.5	Zhao (1997)	68
3.4	Metodi classici per la caratterizzazione delle discontinuità	69
3.4.1	Pettine di Barton	69
3.4.2	Tilt test	71
3.4.3	Metodo di Myers	74
3.4.4	Back analysis	74
3.4.5	Martello di Schmidt	75
4.	Misura della rugosità di una superficie	79
4.1	Tatone e Grasselli (2009)	81
4.2	Coefficienti di rugosità lineare e superficiale	84
4.3	Parametro Z_2	87
4.4	Parametro λ	89
4.5	Funzione di struttura (SF)	93
4.6	Dimensione frattale e parametro di ampiezza	93
5.	Misura della rugosità di una superficie di discontinuità nota	97
5.1	Analisi di Z_2	99
5.2	Analisi di R_p	100

5.3 Metodo Tatone e Grasselli	102
6. Conclusione	105
Ringraziamenti	109
Bibliografia	111
Sitografia	115

Indice delle figure

Figura 1 – Modi in cui può formarsi una discontinuità: (a) per strappo, (b) e (c) per scorrimento.....	16
Figura 2 – Tipi di faglie. (INGV terremoti).....	18
Figura 3 – Esempio di un ammasso roccioso costituito da più strati sedimentari	20
Figura 4 – schemi che riportano inclinazione (β), direzione (α) e immersione ($\alpha \pm 90^\circ$). (Raccomandazioni ISRM, 2/1993).....	24
Figura 5 – Misura della spaziatura. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)	27
Figura 6 – Schizzi e diagrammi a blocchi che indicano la persistenza di diverse discontinuità. (Lianyang Zhang, 2016)	29
Figura 7 – Misura dell'ondulazione su diversa scala. (1) in laboratorio. (2) in situ. Fonte: Raccomandazioni ISRM, 2/1993.....	31
Figura 8 – Rilievo in 2D secondo una potenziale superficie di scivolamento. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993).....	33
Figura 9 – Rilievo 3D della rugosità, per casi in cui non sia nota la superficie di potenziale scivolamento. Metodo della bussola e clinometro. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)	34
Figura 10 – Tipi di apertura di una discontinuità. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)	37
Figura 11 – Ampiezza della scabrezza correlata allo spessore del riempimento. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993).....	40
Figura 12 – Esempi di come il numero di sistemi di discontinuità possa cambiare sia l'aspetto sia il comportamento meccanico di una massa rocciosa. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)	42
Figura 13 – Confronto tra gli involuppi di rottura di provini di una stessa roccia in condizioni fratturate e intatte. (Luigi Carmignani, 2007)	45
Figura 14 – Comportamento discontinuità per tre diverse tensioni applicate. (Lianyang Zhang, 2016).....	46
Figura 15 - (A) Tipica relazione tra sforzo normale (σ_n) e spostamento normale (u_n) di una discontinuità. (B) Tipica relazione tra sforzo di taglio (τ) e scorrimento (u_s) di una discontinuità. (Lianyang Zhang, 2016)	49

Figura 16 – Macchinario per la prova di taglio diretto. (Luigi Carmignani, 2007).....	53
Figura 17 – Schematizzazione del funzionamento dell'apparecchiatura per il taglio diretto. (Luigi Carmignani, 2007)	53
Figura 18 – Curve che si ottengono a seguito di tre prove di taglio diretto condotte su giunti scabbi. (a) tensione tangenziale-spostamento tangenziale; (b) spostamento assiale-spostamento tangenziale (qui è visibile il fenomeno della dilatanza)	54
Figura 19 – Grafici che è possibile redigere al termine di una prova di taglio. (ISRM, revised version 2015).....	55
Figura 20 – Attrezzatura per la prova di taglio in sito. (Luigi Carmignani, 2007)	57
Figura 21 – Diagrammi tensione di taglio-spostamento per una data tensione normale ottenuti mediante prove di taglio diretto su discontinuità dello stesso materiale. In alto: discontinuità scabra, in basso: discontinuità liscia. (Luigi Carmignani, 2007) ..	59
Figura 22 – Involuppo di resistenza di picco, ultima e residua. Nell'intervallo (a, b) viene applicato il criterio di Mohr-Coulomb. (Luigi Carmignani, 2007)	61
Figura 23 – Schematizzazione di una prova di taglio su una discontinuità scabra (a denti di sega). (Luigi Carmignani, 2007)	62
Figura 24 - Rappresentazione schematica dello scorrimento secondo una discontinuità con asperità. (Luigi Carmignani, 2007)	63
Figura 25 - Modello di resistenza al taglio bilineare con curva di transizione empirica. Modello di Patton. Schema bilineare della relazione tra la tensione di taglio di picco e la tensione normale per giunto scabro.....	64
Figura 26 - In basso: diagramma tra la resistenza a taglio residua e la tensione normale. (Luigi Carmignani, 2007).....	65
Figura 27 – Confronto tra l'involuppo di resistenza di Barton e quello di Mohr-Coulomb.....	66
Figura 28 - Influenza del fattore di scala sulle tre componenti di resistenza al taglio di una discontinuità scabra. (Tatone, Grasselli, 2012)	68
Figura 29 – Pettine di Barton	69
Figura 30 – Profili di rugosità e intervallo JRC. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)....	70

Figura 31 – Stima della variazione del JRC al variare della dimensione del provino. (Zhang, Karakus, Tang, Ge, 2014)	71
Figura 32 – Attrezzatura utilizzata per effettuare il Tilt test. In primo piano è visibile il martello di Schmidt.....	73
Figura 33 – Martello di Schmidt.....	75
Figura 34 – Carta di correlazione per il martello di Schmidt. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993).....	76
Figura 35 - Lunghezza normalizzata del profilo in funzione dell'angolo di soglia di rugosità, (Tatone & Grasselli, 2012).	81
Figura 36 - Utilizzo di un profilometro e ingrandimento del dettaglio dei “denti” a contatto con la superficie della roccia che illustrano l'intervallo di campionamento dell'utensile e come esso non sia in grado di catturare le caratteristiche della superficie più piccole di questo intervallo; in basso a destra: profilo registrato. (Tatone, Grasselli, 2010).	85
Figura 37 – I grafici riportano l’andamento delle diverse equazioni che correlano JRC e R_p per diversi intervalli di campionamento. (Tatone, Grasselli, 2010).	86
Figura 38 - I grafici riportano l’andamento delle diverse equazioni che correlano JRC e Z_2 per diversi intervalli di campionamento. (Tatone, Grasselli, 2010)	88
Figura 39 – Tre diversi profili di rugosità per un medesimo angolo di inclinazione. (Zhang, Karakus, Tang, Ge, 2014)	89
Figura 40 - a) profilo del giunto campione e b) distribuzione della larghezza cumulativa in relazione alle varie altezze di asperità. (Zhang, Karakus, Tang, Ge, 2014)	90
Figura 41 - Percentuale cumulativa di larghezza rispetto all'altezza delle asperità per i 10 profili standard del JCR. (Zhang, Karakus, Tang, Ge, 2014)	91
Figura 42 - DSM della superficie di discontinuità ottenuto tramite rilievo fotogrammetrico e ricostruzione a curve di livello per l’estrapolazione dei profili lungo gli allineamenti verdi rappresentati in figura.	97
Figura 43 – Esempio di un profilo estrapolato dalla nuvola di punti.....	98

Figura 44 - Esempio di curva $L_{\theta^*} - \theta^*$. Per ogni allineamento l'asse θ^* è esteso fino al valore di θ_{\max} . In blu la curva interpolatrice per la definizione del parametro c 99

Indice delle tabelle

Tabella 1 - Classificazione ISRM in base alla spaziatura. Fonte: Raccomandazioni ISRM, 2/1993.....	28
Tabella 2 - Classificazione ISRM in base alla persistenza. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993).....	30
Tabella 3 - Coefficiente J_r (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)	35
Tabella 4 - Coefficiente J_a (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)	35
Tabella 5 - Coefficiente W . (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)	36
Tabella 6 - Classificazione ISRM in base alla apertura. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993).....	38
Tabella 7 - Discontinuità senza riempimento. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)	41
Tabella 8 - Discontinuità con riempimento. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993).....	41
Tabella 9 - Massa rocciosa (es.: contorno galleria). (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)	42
Tabella 10 - Classificazione ISRM in base ai sistemi di discontinuità. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)	44
Tabella 11 - Classificazione in base al J_n . (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)	44
Tabella 12 – Riepilogo dei valori di $\Theta^*_{\max}/(C+1)_{2D}$, con intervallo di campionamento di 0,5 mm (Tatone, Grasselli, 2010).....	83
Tabella 13 - Riepilogo dei valori di $\Theta^*_{\max}/(C+1)_{2D}$, con intervallo di campionamento di 1 mm (Tatone, Grasselli, 2010).....	83
Tabella 14 - Valori di Z_2 ottenuti per i 65 profili analizzati.	99
Tabella 15 - Valore minimo, medio, massimo e deviazione standard dei valori di Z_2 e JRC.....	100
Tabella 16 - Valori di R_p ottenuti per i 65 profili analizzati	100
Tabella 17 - Valore minimo, medio, massimo e deviazione standard dei valori di R_p e JRC.....	101
Tabella 18 - Valori di Θ^*_{\max} , L_0 e C per il verso positivo ottenuti per i 65 profili analizzati.	102

Tabella 19 - Valori di Θ^*_{\max} , L_0 e C per il verso negativo ottenuti per i 65 profili analizzati.	103
Tabella 20 - Valore minimo, medio, massimo e deviazione standard dei valori dei parametri di Tatone e Grasselli e di JRC, verso positivo.....	103
Tabella 21 - Valore minimo, medio, massimo e deviazione standard dei valori dei parametri di Tatone e Grasselli e di JRC, verso negativo	103
Tabella 22 – Tabella riassuntiva utile per un confronto dei risultati ottenuti.....	108

[1] La frase è tratta dal film “The Butterfly Effect”, 2004, e deriva dagli studi del matematico Edward Norton Lorenz.

1. Introduzione

Gli ammassi rocciosi sono mezzi naturali caratterizzati dalla presenza di discontinuità, più o meno frequenti e persistenti che, intersecandosi, formano dei blocchi di differente dimensione potenzialmente instabili. Un ammasso roccioso può essere descritto come formato da blocchi di roccia separati da superfici di discontinuità, ovvero da piani di debolezza. In altre parole, esso è assimilabile ad un sistema multicorpo, le cui caratteristiche meccaniche variano entro i limiti superiore ed inferiore determinati rispettivamente dalle proprietà della matrice lapidea e da quelle delle discontinuità.

Il comportamento meccanico dell'ammasso esistente può essere molto diverso da quello che si può determinare in laboratorio su campioni di piccole dimensioni a causa della presenza di zone di debolezza a scala macroscopica. In alcuni casi queste superfici hanno un comportamento prevalente, generando vari tipi di instabilità.

Anche le proprietà idrauliche dell'ammasso sono determinate a partire dalle caratteristiche dei sistemi di discontinuità. Il fenomeno è infatti dominato da apertura, riempimento e rugosità della superficie delle pareti. La conducibilità idraulica è direttamente proporzionale all'apertura ed inversamente proporzionale alla rugosità, che rende il percorso dell'acqua tortuoso.

Sono proprio queste fratture a condizionare la stabilità di un fronte di roccia e a loro va rivolta grande attenzione: per questo motivo, nelle prossime pagine vedremo per prima cosa come si formano tali elementi di debolezza, in seguito vedremo tramite quali parametri è possibile caratterizzare una discontinuità, fra tutti sarà oggetto di una più approfondita indagine l'aspetto della scabrezza: su questa caratteristica nel corso della storia si sono soffermati molti geologi e matematici quali Patton, Barton, fino ad arrivare ai più moderni Tatone e Grasselli, ai quali si devono alcune fra le più importanti considerazioni.

Si seguirà quindi un approccio letterario circa i comportamenti meccanici di una discontinuità e si andrà a vedere come, con l'evolversi della scienza e della tecnologia

siano cambiati i modi di studio e i parametri che si considerano per ottenere la formulazione della resistenza a taglio.

Partendo dai metodi pratici e applicativi come può essere la prova di taglio diretto, si sono visti alcuni dei molti criteri di resistenza presenti in letteratura seguendone, appunto, l'evoluzione ed il perfezionamento che nel corso degli anni hanno subito.

In tutti i modelli studiati si è evidenziato come sia la rugosità a giocare un ruolo fondamentale nella resistenza di un giunto. Essa infatti presenta delle asperità che si oppongono allo scorrimento delle due facce della roccia fino alla loro rottura, momento in cui il giunto viene considerato "liscio" e quindi con una resistenza residua inferiore a quella che le asperità avevano potuto sopportare durante la prima fase dell'applicazione di una forza di taglio.

La valutazione della resistenza a taglio di una discontinuità è cambiata nel tempo. In un primo momento i parametri che venivano presi in considerazione erano pochi: lo sforzo normale applicato e l'angolo di attrito (Mohr-Coulomb, 1773), poi si è iniziato a considerare anche l'inclinazione delle asperità (Patton, 1966), fino a che non si è giunti a migliorarne la stima sfruttando non solo lo sforzo normale applicato, ma anche i parametri JCR (Barton, 1976), che può essere stimato in sito, e JCS, ricavabile agendo direttamente sul giunto tramite il martello di Schmidt.

Superata questa fase, non si è che affinata la capacità di stima, considerando parametri di scabrezza e di resistenza sempre più complessi ed allo stesso tempo più accurati e soggetti ad una minor probabilità di errore, fino a giungere ai metodi che non sfruttano più prove pratiche e di confronto come avveniva per mezzo del pettine di Barton, ma che sfruttano un modello digitalizzato del profilo della discontinuità; è questo il caso degli studi condotti da Tse e Cruden, Maertz, Yang, Tatone e Grasselli. Essi sfruttano i rilievi fotogrammetrici e con laser scanner per la digitalizzazione della superficie e per ottenere la formulazione della resistenza a taglio: non si affidano quindi più al JCR introdotto da Barton e misurato sul provino, ma a delle stime di tale parametro che si ottengono tramite la combinazione di valori per lo più provenienti da una ricostruzione della realtà.

2. Cosa è una discontinuità

Discontinuità è il termine più generale che si possa utilizzare per indicare una separazione all'interno di una massa rocciosa; tale frattura è caratterizzata da una bassa o nulla resistenza a trazione. Sono loro a rendere così particolare e diversa dagli altri materiali la massa rocciosa, motivo per cui è così importante determinarne le caratteristiche meccaniche.

Il termine "discontinuità" si riferisce a qualsiasi rottura con una resistenza a trazione trascurabile in una massa rocciosa (Priest, 1993). Palström nel 2002 affermava che le proprietà ingegneristiche di una massa rocciosa spesso dipendono molto di più dal sistema di difetti geologici all'interno della massa rocciosa che dalla resistenza della roccia stessa. Una conoscenza del tipo e della frequenza delle giunture e delle fessure è spesso più importante del tipo di roccia coinvolto. Le osservazioni e la caratterizzazione delle articolazioni devono essere fatte con attenzione. (Palström, 2002).

Pertanto, i sistemi di discontinuità in un ammasso roccioso rappresentano un fattore di debolezza in quanto la loro intersezione può causare la formazione di alcuni blocchi. Questi ultimi alterano le caratteristiche di resistenza e deformabilità nel loro complesso, per effetto della loro rotazione o traslazione, con eventuali scorrimenti e distacchi lungo le superfici di discontinuità. In particolare, ciò che condiziona il possibile scorrimento relativo di due blocchi sono le caratteristiche geometriche (orientazione, spaziatura, persistenza, numero dei sistemi di discontinuità presenti, ecc) e meccaniche delle discontinuità, come la resistenza al taglio offerta dalle superfici a contatto.

Con il termine discontinuità si fa riferimento alla maggior parte delle fessure, dei piani di stratificazione, dei piani di scistosità, delle zone di indebolimento e delle faglie; esse vengono caratterizzate da parametri geometrici come forma, dimensione, orientazione, e parametri meccanici quali resistenza e rigidità.

I processi di formazione delle discontinuità possono essere di origine geologica o antropologica; ora se ne vedranno alcuni in modo schematico (figura N) ed anche alcune possibili conseguenze:

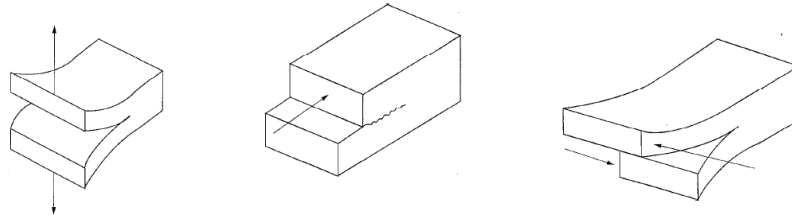


Figura 1 – Modi in cui può formarsi una discontinuità: (a) per strappo, (b) e (c) per scorrimento.

Se la frattura si è generata per strappo, ovvero nel modo (a), si tratta di una frattura a trazione, la discontinuità è aperta e viene comunemente indicata con il termine *giunto*; nel caso in cui si sia generata per scorrimento, ovvero nei modi (b) e (c) si parla di frattura a taglio e viene generalmente definita *faglia*.

Le caratteristiche di resistenza di una discontinuità sono fortemente condizionate dalla sua origine: fratture generate da sforzi di trazione sono in genere più irregolari, le sollecitazioni di taglio tendono a distruggere le asperità, lasciando la resistenza prossima alla resistenza residua. Una componente importante è poi l'anisotropia, che è intimamente collegata alla direzione della sollecitazione.

Un gruppo di discontinuità tra loro parallele costituisce un sistema, mentre più sistemi che si intersecano formano un insieme.

Le raccomandazioni redatte della Società Internazionale di Meccanica delle Rocce (ISRM, 1981-2015) riportano indicazioni sulle procedure da seguire per la descrizione quantitativa delle discontinuità in un ammasso roccioso e l'esecuzione di prove di laboratorio e di sito per la definizione della resistenza al taglio da loro offerta.

Alcuni di questi, come la scabrezza, l'apertura, il riempimento e la resistenza delle pareti, controllano direttamente il comportamento meccanico e la resistenza dei piani di discontinuità.

Si vedono ora i diversi tipi di discontinuità ed i loro aspetti meccanici principali.

2.1 Tipi di discontinuità

2.1.1 Faglie

Sono discontinuità in cui è ben visibile uno scorrimento di taglio; vi è quindi stato uno spostamento relativo.

- (A) Faglia normale: vi è uno scivolamento dall'alto verso il basso del blocco roccioso al di sopra della parete della faglia (tetto); ciò è generato da una estensione orizzontale, ovvero i due blocchi si allontanano. Fratture di questo tipo hanno generalmente pendenze che si attestano intorno ai 60° e sono tipiche delle placche terrestri in allontanamento.
- (B) Faglia inversa: contrariamente al caso sopra esposto, un blocco roccioso sale al di sopra dell'altro per effetto delle azioni di compressione (i due blocchi di roccia spingono l'uno verso l'altro). Queste hanno pendenze che si aggirano sui 30° e sono tipiche delle placche convergenti, sono quei movimenti che contribuiscono alla formazione delle catene montuose.
- (C) Faglie trascorrenti: i due blocchi di roccia scorrono uno a fianco all'altro, sullo stesso piano, per effetto di forze orizzontali; i piani di faglia sono, questa volta, verticali o sub verticali sono molto diffuse, sono molto diffuse su larga scala; ne è un esempio la faglia di San Andreas.
- (D) Un quarto tipo è dato dalla combinazione del movimento verticale e orizzontale, che dà luogo ad una faglia di tipo obliquo.

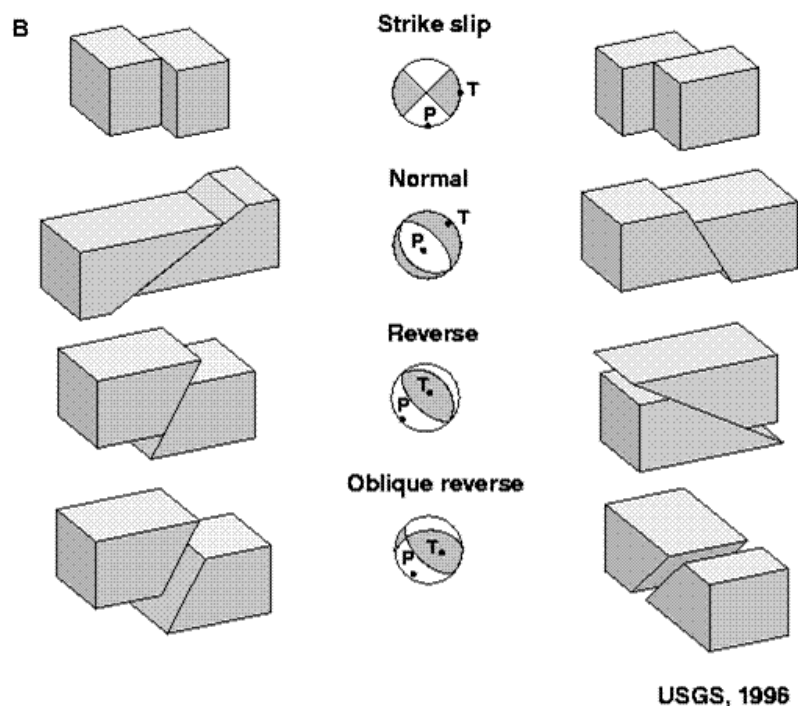


Figura 2 – Tipi di faglie. (INGVterremoti)

Il piano di faglia può avere la stessa immersione degli altri strati (faglia conforme) o direzione opposta (faglia contraria).

Le faglie possono interessare aree più o meno vaste e quindi dell'ordine dei metri; il loro spessore può variare da metri a millimetri e possono essere sole o in gruppi, radunate in sistemi.

Al loro interno, contenuto tra le due facce, vi può essere del materiale di riempimento, come argilla, sabbia, frammenti di roccia; questo può essere o no cementato, il che cambia la risposta meccanica. Le pareti di queste rocce hanno rugosità diverse, a seconda di come è avvenuta la separazione tra le facce; esse possono, inoltre, essere rivestite da un film di minerale come grafite e clorite che hanno bassa resistenza all'attrito.

Il terreno adiacente alla discontinuità venutasi a creare può cambiare le proprie caratteristiche intrinseche e risultare, quindi, indebolito e disturbato, non è inconsueta la presenza di faglie secondarie; la compresenza di tutti questi fattori fa sì

che le faglie siano zone con bassissima resistenza al taglio e quindi sia molto facile il verificarsi di uno scorrimento.

Le cause della formazione delle faglie più grandi, che competono ad uno studio più vasto della meccanica delle rocce, sono le forze ed i moti interni alla Terra, i quali possono essere lenti e continui (stable sliding) oppure istantanei, nel momento in cui si hanno i terremoti (fase cosismica); questi ultimi sono alternati a fasi di stallo, durante le quali, attraverso una deformazione elastica, viene accumulata l'energia che verrà rilasciata durante l'evento sismico. Questa energia elastica viene immagazzinata dalle forze interne alla Terra le quali agiscono sulla crosta delle rocce che stanno intorno alla faglia, deformandola.

Il movimento sismico si ha nel momento in cui la deformazione elastica supera le forze di attrito presenti sul piano di faglia, le due facce scorrono quindi tra di loro e rilasciano energia (Stick-slip model, Reid, 1910). Il ripetersi nel tempo di tali fenomeni, sulla stessa faglia, produce deformazioni permanenti.

Parlando di rocce, si avrà modo di notare come le cause che generano le faglie non siano così diverse: possono formarsi per effetto di tensioni direttamente o indirettamente collegate all'attività tettonica; gli ammassi rocciosi possono reagire a queste sollecitazioni in due modi: fragilmente o in modo duttile. La differenza nella risposta è evidente: una rottura fragile, che in genere si ha in condizioni di bassa temperatura e pressione, genera una faglia, un comportamento duttile, che occorre quando vi sono temperature e pressioni alte (profondità maggiori), genera, invece una piega.

Tuttavia, i due tipi di risposta dipendono anche dalla velocità con cui è applicato lo stress e dalla presenza di fluidi all'interno della porzione di crosta terrestre interessata; se sono presenti, questi favoriranno un comportamento più duttile.

Il processo di formazione delle faglie viene chiamato "fagliazione".

2.1.2 Strati sedimentari (bedding planes)

Lo strato è l'intervallo di rocce sedimentarie o sedimenti delimitato da giunti di stratificazione (bedding planes) (Campbell 1967); la lamina è invece interna allo strato, di spessore ridotto data da piccole variazioni nella deposizione.

Essi dividono le rocce sedimentarie in strati, rappresentano le interruzioni che vi sono state nel corso della deposizione del materiale, sono molto frequenti in natura e possono contenere sedimenti di granulometria diversa dai sedimenti che formano la massa rocciosa o essere parzialmente cementati; i sedimenti in questione possono essere di varia origine, in gran parte derivano dall'erosione e dal degrado delle rocce preesistenti che sono andate a depositarsi. Il processo sedimentario viene denominato litificazione ed è la combinazione di più fenomeni: erosione, trasporto, sedimentazione e diagenesi, la quale è suddivisa in compattazione e cementazione.



Figura 3 – Esempio di un ammasso roccioso costituito da più strati sedimentari

Durante il processo di deposizione si possono instaurare degli orientamenti preferenziali, dando origine a piani di debolezza paralleli ai piani di sedimentazione.

C'è sempre una certa "coesione" tra gli strati. La resistenza al taglio che si sviluppa sui piani è puramente attiva.

Gli strati sedimentari possono assumere forme diverse: paralleli (piani), inclinata ed incrociata (clinostratificazione).

2.1.3 Joints (giunti)

Sono le discontinuità in roccia più comuni e, generalmente, le più significative dal punto di vista geotecnico, sono di origine geologica e sono fratture in cui non si è verificato alcuno spostamento relativo.

Un gruppo di giunti, paralleli o sub-paralleli, viene definito insieme (o set): questi si intersecano per formare dei sistemi, possono essere aperti, riempiti o cementati.

Spesso si formano parallelamente ai piani di sedimentazione, alle foliazioni o ai piani di scollatura.

Solitamente le rocce sedimentarie contengono due serie di giunti, quasi ortogonali tra loro.

L'analisi dei giunti non è facile: sono di età difficilmente individuabile, possono riattivarsi più volte, possono essersi formati in svariati modi, vi sono alcune tipologie collegate all'attività tettonica e quindi ai movimenti tellurici, mentre altre no, la loro importanza diminuisce notevolmente con la profondità.

È però possibile, per quanto la descrizione di un giunto possa essere soggettiva, provare a determinare l'età. Si sa infatti che una frattura nuova cresce inclinata verso quella preesistente.

Vi sono poi particolari tipi di fratture: i giunti colonnari, tipici delle rocce vulcaniche che consistono in elementi colonnari a base prismatica. Sono dovuti ad una contrazione termica (raffreddamento) e ad una saldatura tra il corpo vulcanico e le rocce incassanti; ciò impedisce qualsiasi spostamento relativo.

Tra i particolari tipi di giunti è bene ricordare anche i "mud-cracks", con geometria analoga ai precedenti, ma ottenibili per essiccamento.

I giunti sono il risultato di una frattura fragile, dovuta ad un'eccessiva, improvvisa, forza di trazione, una causa dello svilupparsi di tale tensione può essere l'aumento

della pressione del fluido (in genere acqua) interna ai pori; un'altra causa può essere il raffreddamento repentino di un corpo roccioso e quindi l'instaurarsi di un gradiente termico.

2.1.4 Clivaggio (cleavage)

Il clivaggio è la tendenza che ha un materiale a rompersi lungo superfici piane, parallele tra loro, all'interfaccia tra due materiali diversi. Queste superfici sono bidimensionali e vengono chiamate piano di scissione.

Spencer (1969) elenca 6 possibili meccanismi per la frattura per clivaggio: per ogni meccanismo, si assume che la litologia e le sollecitazioni abbiano prodotto sforzi di taglio, dando luogo a numerose discontinuità molto ravvicinate, separate da sottilissimi strati di roccia intatta. Essa è generalmente associata ad altre caratteristiche della roccia fratturata, come faglie e pieghe.

Il clivaggio per scorrimento può verificarsi come scissione lamellare o scistosità e dipende dalla presenza di lamine allineate in parallelo che promuovono una struttura a foliazione; è generata dalla presenza di alte temperature e/o pressioni in rocce metamorfiche a grana fine.

Sebbene il clivaggio sia ben visibile in rocce come le ardesie (roccia metamorfica di origine sedimentaria, le filladi (roccia metamorfica a grana fine) e negli scisti (roccia metamorfica a grana medio grossa; tendente a sfaldarsi facilmente in lastre sottili), la maggior parte dei piani di clivaggio possiede una notevole resistenza a trazione, pertanto, non contribuisce a formare la rete di discontinuità della roccia.

Tuttavia, il clivaggio può generare una forte anisotropia nella resistenza e nella formabilità di tali rocce.

I processi geologici successivi al clivaggio possono sfruttare questi piani di debolezza e generare così nuove discontinuità lungo i piani di clivaggio già esistenti.

Uno dei problemi grandi per chi deve effettuare delle indagini su rocce scistose è proprio andare a capire quando ci si trova di fronte ad una discontinuità.

2.2 Parametri caratteristici delle discontinuità

Le discontinuità sono presenti negli ammassi rocciosi sottoforma di famiglie o set, oppure singole, quando si rileva un unico piano. Quest'ultime presentano maggiore continuità e persistenza di quelle sistematiche e possono arrivare, nel caso di faglie, a dimensioni di vari chilometri.

I dati relativi a questi parametri vengono collezionati direttamente in sito eseguendo rilievi con tecniche tradizionali, ovvero attraverso strumenti di misura più innovativi che, attraverso rilievi fotogrammetrici o laser scanner delle pareti oggetto di rilievo consentono l'ottenimento di una serie di informazioni geometriche.

2.2.1 Giacitura o Orientazione

È la posizione della discontinuità nello spazio, ed è data dall'inclinazione della linea di massima pendenza rispetto all'orizzontale e dalla direzione di immersione, che viene misurata in senso orario rispetto al Nord. Le superfici di discontinuità possono quindi essere rappresentate come un piano la cui giacitura è individuata da una coppia di angoli (α , β) o (α , γ) dove α è l'inclinazione, γ la direzione e β l'azimut della discontinuità (nella terminologia anglosassone rispettivamente dip, strike e dip direction riferita ad un piano).

Il modo in cui una discontinuità è orientata può condizionare fortemente la stabilità di quella porzione di roccia, la criticità della situazione può aumentare a seconda della compresenza di ulteriori fattori deformativi, come basse resistenze al taglio o i numerosi sistemi di discontinuità che intersecano quella principale, andando a formare dei blocchi di dimensioni diverse su cui potrebbe instaurarsi un meccanismo di scivolamento. L'orientazione della discontinuità influenza, quindi la dimensione di queste porzioni di roccia che possono venire a crearsi.

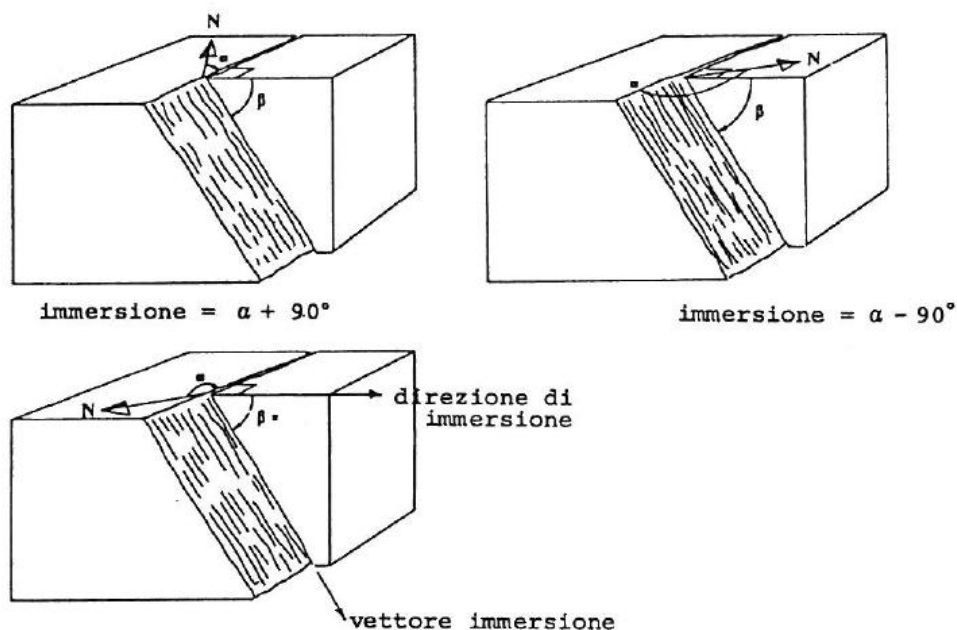


Figura 4 – schemi che riportano inclinazione (β), direzione (α) e immersione ($\alpha \pm 90^\circ$).
(Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

Vi sono due diversi modi per rilevare la giacitura di una discontinuità: il metodo della bussola e del clinometro e il metodo fotogrammetrico.

Bussola e clinometro

La strumentazione utilizzata è una bussola munita di livella a bolla d'aria e di un coperchio piano, che viene poggiato sulla superficie della discontinuità facendolo ruotare attorno ad un asse orizzontale (clinometro); in questo modo si misura la massima inclinazione del piano medio della discontinuità, α (dip), che viene espressa in gradi con numeri di due cifre, da 00° a 90° .

L'azimut dell'immersione, β (dip direction), è misurato in gradi contati in senso orario rispetto al Nord ed è espresso con un numero di tre cifre da 000° a 360° .

La coppia (dip, dip direction), ovvero (α , β), rappresenta il vettore immersione.

Le misure vengono eseguite lungo una linea di campionamento, materializzata sul fronte roccioso con una bandella metrica fissata alle estremità del rilievo, vengono quindi rilevate tutte le discontinuità incontrate procedendo da una estremità all'altra.

Se poi la roccia fosse fortemente magnetica, si potrebbero usare un clinometro ed un nastro oppure un goniometro a lettura diretta di Azimuth.

Per definire i sistemi di discontinuità di una certa area è necessario effettuare molte misure (tra 80 e 300), ma tale numero varia a seconda della dimensione dell'area.

La precisione di tali misurazioni dipende da tantissime cose, come l'errore umano, l'accessibilità alla superficie, la dimensione dell'area, il grado di planarietà e rugosità.

L'orientazione media delle discontinuità più grandi può essere determinata conoscendo le coordinate di tre punti appartenenti ad esse.

A seguito dei rilievi è possibile riportare i risultati su rappresentazione a blocchi, diagrammi a stella e proiezioni sferiche.

Metodo fotogrammetrico

Viene utilizzata la fotogrammetria per la determinazione di almeno quattro punti di ogni piano di discontinuità visibile; tale metodo è indicato per piani molto grandi, tuttavia perde di efficacia e precisione al diminuire della porzione visibile del piano.

Non è un metodo riconosciuto per la sua economicità, si utilizza, infatti solo per grandi stendimenti, vi sono, però, particolari casi in cui risulta essere l'unico utilizzabile, per esempio quando il fronte di roccia è instabile o inaccessibile.

Il metodo fotogrammetrico richiede una strumentazione particolare: quadro a specchi (strumento che consente di tracciare sul terreno due allineamenti appartenenti a piani verticali tra loro perpendicolari), la livelletta di Abney (clinometro a lettura indiretta per la determinazione degli angoli di pendenza), alidada (che consente di misurare gli angoli e ha la possibilità di ruotare rispetto al basamento intorno all'asse primario) e planimetria di ricognizione montata su una superficie piana. Servono, inoltre, un fototeodolite (un teodolite dotato di una macchina fotografica collocata tra i cerchi inferiori e superiori) ed un treppiede. Servono anche gli strumenti atti al rilievo dei vertici di appoggio.

Una prima fase, chiamata ricognizione, è volta alla determinazione della posizione in cui verranno sistemate le macchine fotografiche ed i bersagli di controllo sulla parete di roccia. Tali strumenti di rilievo fotografico restituiscono risultati tanto migliori quanto più i loro assi sono ortogonali al fronte.

Vengono sistemati con le giuste angolazioni entrambi gli strumenti e si procede a scattare le fotografie nel minor tempo possibile, onde evitare differenze d'ombra. In seguito, viene eseguito un rilievo topografico al fine di determinare le coordinate di almeno quattro vertici compresi nell'area di rilievo. Si eseguono, di solito, due strati di angoli (sia orizzontali, sia verticali) sui vertici di appoggio e ad altri caposaldi (tre) di coordinate note.

A questo punto vengono determinate le coordinate della macchina fotografica tramite l'intersezione dei dati acquisiti.

Un apposito software trasformerà le coordinate di un vertice in coordinate terreno e restituirà una matrice di trasformazione.

Verranno utilizzati metodi dei coseni direttori e dei minimi quadrati per l'elaborazione dei dati, in modo da rendere possibile la descrizione dei piani in termini di direzione di immersione e inclinazione.

Per ciascuna discontinuità vengono inoltre calcolati i massimi errori possibili nella valutazione dell'inclinazione e della direzione di immersione. Infatti, ogni macchina è soggetta ad errori interni, a cui vanno ad aggiungersi quelli dell'operatore che effettua i rilievi, in più i piani di discontinuità non sono sempre ben visibili e non sono regolari, il che può comportare ulteriori incertezze nella raccolta dei dati.

Ma la tecnica fotogrammetrica non serve solo per ricavare i dati relativi alle giaciture, può essere, per esempio, impiegata per disegnare i profili delle superfici rocciose in modo tale da poter valutare i danni interessati da instabilità; può essere impiegata per ottenere i profili di rugosità di ogni discontinuità, cosa utile nella stima della resistenza al taglio, questo nel caso nel cui la macchina fotografia non sia collocata

troppo lontana dal fronte; tale tecnica è inoltre utilizzabile per determinare la spaccatura tra giunti e la persistenza delle fratture.

2.2.2 Spaziatura (S)

È la distanza tra due discontinuità adiacenti misurata in direzione ortogonale alle discontinuità stesse; essa, insieme all'orientazione ed alla persistenza, determina la forma e le dimensioni dei blocchi in cui si divide l'ammasso roccioso: se vi sono sistemi di discontinuità molto ravvicinati è possibile che vi sia una condizione di bassa coesione nella massa, mentre nel caso di spaziature molto larghe i blocchi tendono ad essere interdipendenti tra loro.

In una spaziatura inferiore ai 20 mm, l'orientazione non è di interesse, poiché la rottura può generarsi sia con rotazione sia con rotolamento di piccoli frammenti rocciosi.

La spaziatura diventa importante quando subentrano altre condizioni come bassa resistenza al taglio o la presenza di numerosi sistemi di discontinuità tali da generare scivolamento. Questo parametro influenza notevolmente le caratteristiche di permeabilità dell'ammasso roccioso: generalmente la conducibilità idraulica di un sistema è inversamente proporzionale alla spaziatura.

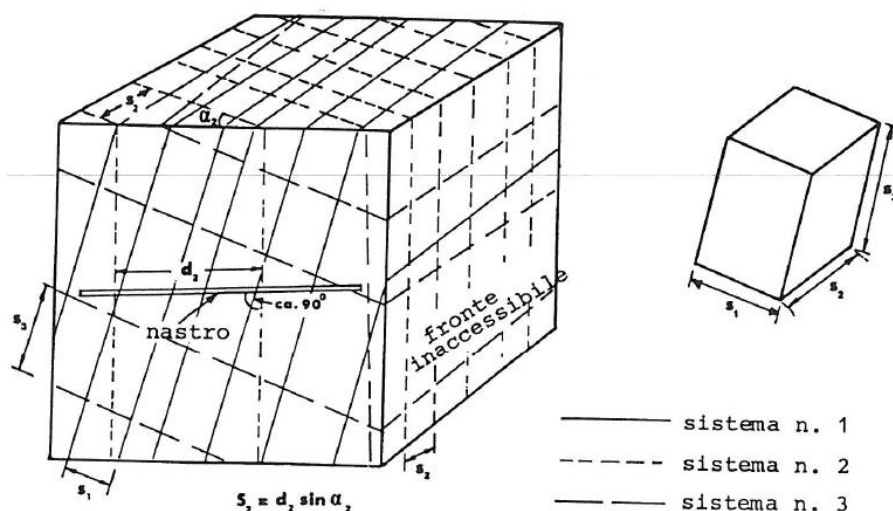


Figura 5 – Misura della spaziatura. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

La misura viene effettuata tramite una rotella metrica graduata in millimetri e con bussola e clinometro. Normalmente ci si riferisce alla spaziatura media o modale di un sistema di fessure.

Vengono misurate tutte le distanze d tra le discontinuità vicine; dal momento che queste vengono rilevate ortogonalmente alla discontinuità, sarà necessaria una correzione, tenendo conto dell'angolo α tra la discontinuità e la linea di campionamento:

$$S = d \times \sin \alpha$$

Per ciascuna famiglia si definisce, così, una distribuzione di frequenza che può essere rappresentata con degli istogrammi, in altre parole si calcola una spaziatura minima (S_{\min}) ed una massima (S_{\max}); si riporta nella seguente tabella la distribuzione della spaziatura secondo la classificazione ISRM.

Descrizione	Spaziatura
Spaziatura estremamente stretta	< 2 cm
Spaziatura molto stretta	2÷6 cm
Spaziatura stretta	6÷20 cm
Spaziatura moderata	20÷60 cm
Spaziatura larga	60÷200 cm
Spaziatura molto larga	200÷600 cm
Spaziatura estremamente larga	> 600 cm

Tabella 1 - Classificazione ISRM in base alla spaziatura. Fonte: Raccomandazioni ISRM, 2/1993

È importante sapere che il valor medio delle singole spaziature, se è presupposta una certa persistenza, è indicativo della dimensione media dei blocchi rocciosi.

La spaziatura, ad una certa profondità, può essere ricavata dai sondaggi mediante perforazione (carote).

2.2.3 Continuità o Persistenza

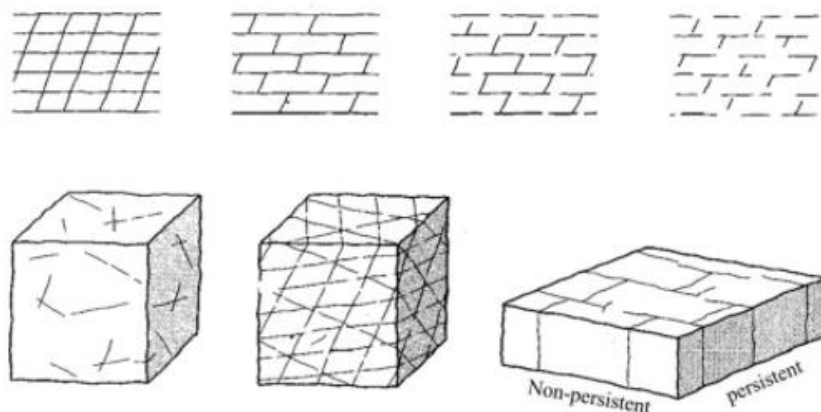
Si tratta della lunghezza della traccia della discontinuità osservata in un affioramento. Può dare una misura grossolana dell'estensione areale o della profondità di penetrazione di una discontinuità. Il fatto che il piano di discontinuità termini in roccia massiccia o contro altre discontinuità, riduce la persistenza. È uno dei parametri più difficile da quantificare, ed anche uno dei più importanti.

Le discontinuità appartenenti a sistemi diversi possono avere estensioni diverse: i sistemi più piccoli generalmente confluiscono in discontinuità maggiormente estese o nella roccia stessa.

In alcune situazioni, come per le fondazioni delle dighe, è molto importante stabilire il grado di persistenza delle discontinuità che favoriscono l'instabilità; questo perché la probabilità di un eventuale rottura della roccia, che comporterebbe un cedimento della struttura, è determinata dalla presenza di quelle discontinuità che non si estinguono addentrandosi nella roccia o intersecando altri sistemi.

La persistenza dà, quindi, un'idea della possibilità del verificarsi di uno scivolamento; è inoltre importante per lo sviluppo delle rotture di trazione a monte di un pendio.

Si tratta di una valutazione molto incerta, pertanto viene eseguita su base probabilistica.



*Figura 6 – Schizzi e diagrammi a blocchi che indicano la persistenza di diverse discontinuità.
(Lianyang Zhang, 2016)*

Per i rilievi è necessaria solamente una rotella metrica di almeno 10 metri di lunghezza.

I sistemi di discontinuità vengono catalogati come “persistente”, “sub-persistente”, “non persistente”.

Si riporta la classificazione ISRM in funzione della persistenza.

Descrizione	Persistenza
Persistenza molto bassa	<1 m
Persistenza bassa	1÷3 m
Persistenza media	3÷10 m
Persistenza alta	10÷20 m
Persistenza molto alta	>20 m

Tabella 2 - Classificazione ISRM in base alla persistenza. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

2.2.4 Scabrezza

È la rugosità delle superfici. Sia la rugosità che il suo andamento morfologico contribuiscono alla resistenza di taglio, specialmente nel caso di strutture interconnesse e senza spostamenti relativi. L'importanza della rugosità diminuisce con l'aumentare dell'apertura della discontinuità stessa.

In generale la scabrezza può essere descritta come la combinazione tra la rugosità vera e propria (componente su piccola scala) e l'ondulazione relativa al piano medio del giunto tra due facce di una stessa discontinuità (componente su ampia scala); nel primo caso la forma della rugosità tende ad essere rotta in caso di scorrimento, nel secondo caso la forma della ondulazione provoca la dilatanza in caso di scorrimento trasversale. La rugosità non è altro che il medesimo fenomeno ma su piccola scala. È proprio l'ondulazione ad avere la maggiore influenza nell'instaurarsi dello scorrimento (da lei dipende, infatti, la direzione iniziale).

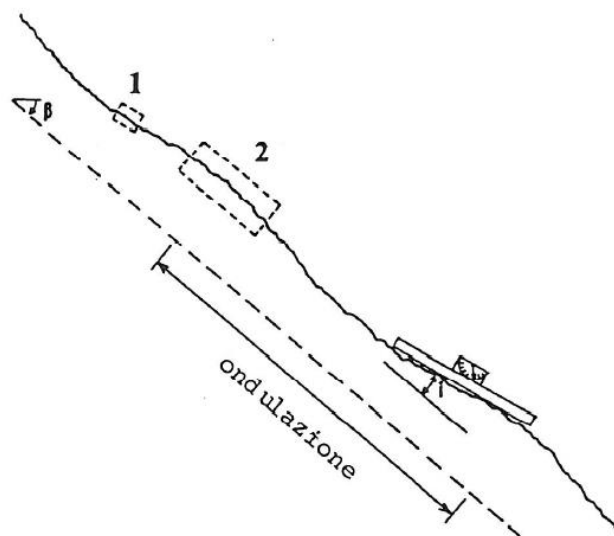


Figura 7 – Misura dell'ondulazione su diversa scala. (1) in laboratorio. (2) in situ. Fonte: Raccomandazioni ISRM, 2/1993

La metodologia e la strumentazione per eseguire il rilievo sono riportate nelle Raccomandazioni ISRM.

La rugosità può essere rilevata in due modi diversi, ma, come vedremo nelle prossime pagine, ci sono numerosi metodi, sperimentali e non, che consentono una valutazione della scabrezza di una superficie:

- Nel caso in cui fosse nota la potenziale direzione di scorrimento, è possibile valutare la rugosità per mezzo di profili lineari opportunamente scelti; sono molti i casi in cui la direzione di scorrimento è parallela alla direzione di immersione. Se sono due differenti piani di discontinuità che si intersecano a condizionare lo scivolamento, la direzione di potenziale scorrimento è parallela alla linea di intersezione dei piani.
- nel caso in cui la direzione dello scorrimento potenziale non sia nota, ma sia fondamentale conoscerla, si può misurare la rugosità in tre dimensioni invece che in due, grazie all'impiego di una bussola ed un clinometro a disco. È poi possibile riportare graficamente le misure fatte di inclinazione e direzione come poli su reticoli equiarea. In alternativa, come già detto nel paragrafo

precedente, è possibile rilevare le superfici di discontinuità con il metodo fotogrammetrico, soprattutto se non vi è accessibilità alla zona critica.

Tutti i metodi di misurazione della rugosità sono volti alla valutazione della resistenza al taglio e della dilatanza. Nelle prossime pagine verranno mostrati alcuni metodi di interpretazione dei profili di rugosità e di stima della resistenza al taglio.

La descrizione della scabrezza richiede, quindi, due scale di osservazione, una decimetrica e metrica (per l'ondulazione della superficie) e una millimetrica e centimetrica (per la scabrezza o irregolarità).

La scabrezza può essere misurata in campagna con diversi metodi, a seconda della precisione richiesta, della scala di misura o dell'accessibilità dell'affioramento, utilizzando sia la stima qualitativa sia quantitativa. Il metodo più semplice e rapido è quello che prevede l'utilizzo del profilometro di Barton (Cap. 3.4.1).

Profilo lineare

Devono essere discontinuità accessibili e caratteristiche della superficie di potenziale scorrimento. Lo strumento di misura viene posto al di sopra del piano della discontinuità, in modo che sia parallelo al piano del potenziale scorrimento.

Vengono, quindi, misurate (in millimetri) le distanze tra l'asta e la superficie della discontinuità sulla perpendicolare (y), per distanze tangenziali (x) assegnate, esse non devono essere rigidamente scelte, ma devono essere flessibili, in modo tale da non trascurare piccoli gradini che potrebbero rivelarsi importanti nella valutazione della resistenza al taglio.

Le x e le y vengono poi tabulate insieme all'azimut e all'inclinazione della base di misura; si ottengono, così, i profili tipici di rugosità minima, media e massima, che possono riferirsi ad un sistema di discontinuità o ad una sola di esse, a seconda del grado di dettaglio voluto.

Per ottenere un grado di dettaglio migliore, il regolo che si usa per le distanze perpendicolari è bene che sia rastremato in punta.

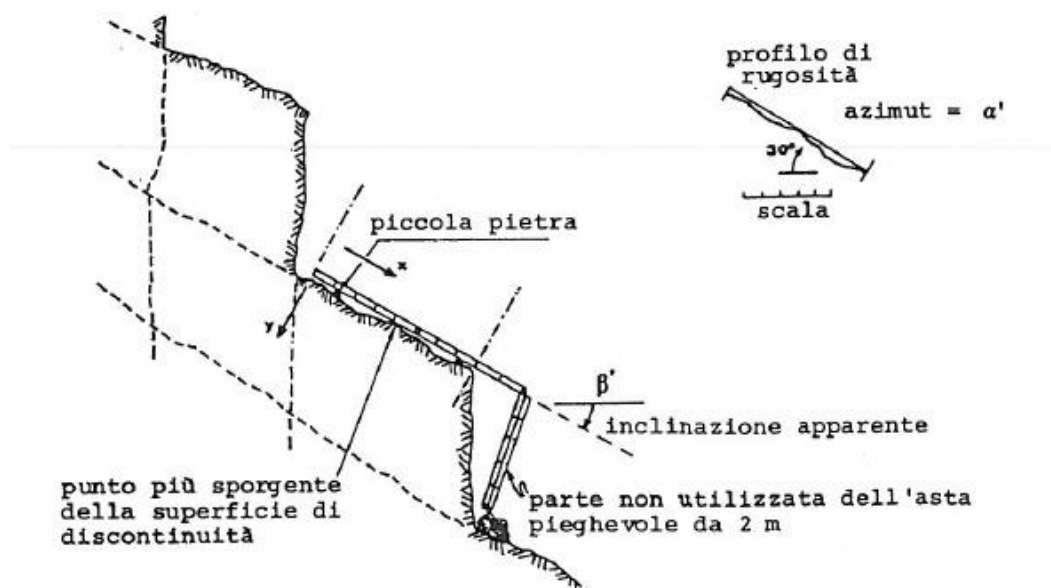


Figura 8 – Rilievo in 2D secondo una potenziale superficie di scivolamento. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

Bussola e clinometro a disco

Anche in questo caso è necessaria l'accessibilità alle discontinuità. Gli angoli di rugosità (i) vengono misurati posizionando il disco di diametro maggiore direttamente sulla superficie della discontinuità, in almeno 25 posizioni diverse. Si ripete ciò con tutti i dischi. L'area di analisi deve essere non inferiore a 10 volte il diametro del disco maggiore. Più misure vengono effettuate, più è accurata la valutazione.

Ogni serie di dati (immersione e inclusione) verrà riportata su uno stereogramma equiareale diverso sotto forma di poli.

Sono i dischi più piccoli a dare una maggiore dispersione dei dati, ma restituiscono anche la massima ampiezza degli angoli di rugosità.

Questo metodo è sicuramente più dispendioso, in termini di tempo, del precedente ed è maggiormente indicato per studiare lo scorrimento su giunti in rocce resistenti e con bassi livelli di tensione efficace.

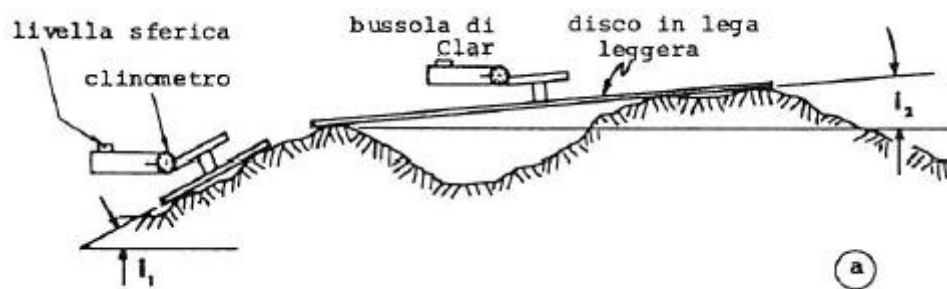


Figura 9 – Rilievo 3D della rugosità, per casi in cui non sia nota la superficie di potenziale scivolamento. Metodo della bussola e clinometro. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

Metodo fotogrammetrico

In questo caso non è necessaria l'accessibilità alle discontinuità. Si ottengono le coordinate di svariati punti e si tracciano delle "linee di livello" della superficie rugosa; queste coordinate vengono registrate con una strumentazione per il disegno stereoscopico e poi elaborate al computer per ottenere i vari profili di rugosità.

Si avranno, quindi, due rappresentazioni: (le linee di livello sono meno efficaci dei profili di rugosità. Si prediligerà, pertanto, quest'ultimo modo di rappresentazione.

Nel momento in cui la direzione del potenziale scivolamento non sia nota, bisogna far sì che i profili si riferiscano alla direzione di immersione.

2.2.5 Resistenza delle pareti

Resistenza a compressione equivalente dei lembi affacciati di una discontinuità. Può essere minore della resistenza della roccia massiccia per l'esposizione agli agenti atmosferici o per l'alterazione delle pareti. Costituisce una componente rilevante della resistenza di taglio se le pareti sono a contatto.

Gli effetti dell'azione atmosferica sono di due tipologie principali: disgregazione meccanica e decomposizione chimica.

La prima si manifesta con l'ampliarsi di discontinuità preesistenti o con la formazione di nuove, l'apertura di fratture intergranulari e la rottura di singoli individui minerali.

La seconda si manifesta con una decolorazione della roccia e porta ad una decomposizione dei minerali silicati in minerali argillosi. Nel caso di rocce carbonatiche e saline è molto importante il fenomeno della dissoluzione.

	Class.	Scabrezza	Jr
Giunti chiusi	A	Fratture discontinue	4
	B	Rugose, irregolari, ondulate	3
	C	Ondulate, lisce	2
	D	Ondulate a facce levigate	1,5
	E	Planari, ruvide o irregolari	1,5
	F	Planari, lisce	1
	G	Planari a facce levigate	0,5
Giunti aperti	H	Minerali argillosi nei giunti, fratture non a contatto	1
	I	Zone sabbiose, ghiaiose o fratturate	1

Tabella 3 - Coefficiente Jr (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

La resistenza delle pareti può essere valutata con il martello di Schmidt e con saggi di scalfitura, come vedremo nel prossimo capitolo.

Altro parametro utile per la classificazione dell'ammasso roccioso è il Ja ("Joint Alteration Number") che dipende dal grado di alterazione delle fratture, dallo spessore e dalla natura del riempimento; i valori sono riassunti in Tabella 4.

Class.	Alterazione delle superfici	Ja
A	Riempimento impermeabile, duro, strettamente cicatrizzato	0,75
B	Bordi fratture inalterati, superfici autoreggenti	1
C	Bordi fratture leggermente alterati, rivestiti di minerali non ammorbiditi, particelle sabbiose	2
D	Rivestimento limoso-argilloso o sabbioso argilloso	3
E	Rivestimento di minerali ammorbiditi con argille rigonfianti	4
F	Particelle sabbiose, roccia disgregata libera da argilla	4
G	Riempimenti di minerali argillosi non rigonfianti, continui	6
H	Riempimenti di minerali argillosi ammorbiditi	8
I	Riempimenti di minerali argillosi rigonfianti	8÷12

Tabella 4 - Coefficiente Ja (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

Nelle Raccomandazione ISRM viene aggiunto un altro indice, W, che varia da 1 (roccia fresca o poco alterata) a 6 (roccia estremamente alterata), si riporta in tabella la classificazione completa:

Denominazione	Descrizione	W
<i>Fresca</i>	Non vi sono segni visibili di alterazione del materiale roccioso; tuttalpiù una leggera decolorazione sulla superficie delle maggiori discontinuità	1
<i>Leggermente alterata</i>	La decolorazione indica un'alterazione del materiale roccioso e delle superfici di discontinuità. Tutto il materiale roccioso può essere decolorato e talvolta può essere esternamente meno resistente della roccia fresca all'interno	2
<i>Moderatamente alterata</i>	Meno della metà del materiale roccioso è decomposto e/o disgregato come un terreno. Roccia fresca o decolorata è presente o come uno scheletro continuo o all'interno di singoli blocchi.	3
<i>Fortemente alterata</i>	Più della metà del materiale roccioso è decomposto e/o disgregato come un terreno. Roccia fresca o decolorata è presente o come uno scheletro discontinuo o all'interno di singoli blocchi.	4
<i>Completamente alterata</i>	Tutto il materiale roccioso è decomposto e/o disgregato come un terreno. La struttura massiva originaria è ancora largamente intatta.	5
<i>Suolo residuale</i>	Tutto il materiale roccioso è diventato un terreno. Le strutture della massa e dei materiali rocciosi sono distrutte. Vi è un forte cambiamento di volume ma il terreno non ha subito trasporti significativi.	6

Tabella 5 - Coefficiente W. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

Lo strumento più importante che viene utilizzato per questa indagine è il martello di Schmidt (si veda Cap. 3.4.5)

È necessario che le prove che vengono effettuate manualmente siano condotte sulle pareti di discontinuità o su materiali rappresentativi; quante prove e dove farle dipende dal grado di dettaglio che si ricerca.

2.2.6 Apertura

Distanza tra i lembi affacciati di una discontinuità in cui lo spazio interposto è riempito di aria o acqua. L'apertura, che sia questa maggiore o minore, influenza notevolmente la resistenza a taglio del giunto; esse possono essere misurate con un calibro, se sono piccole, mentre quelle larghe con un regolo graduato in millimetri.

Vengono, quindi utilizzati una rotella metrica graduata in millimetri, un calibro per le aperture più fini, una vernice spray di colore bianco e l'attrezzatura necessaria per lavare la roccia esposta; queste ultime cose servono per le rocce esposte in sotterranea; la vernice viene poi utilizzata in modo da evidenziare le discontinuità più sottili. Si utilizza il calibro per misurare le aperture più piccole, mentre le più grandi vengono misurate con un regolo, graduato in millimetri.

Vengono valutate le aperture di tutte le discontinuità lungo l'intersezione con l'allineamento del rilievo.

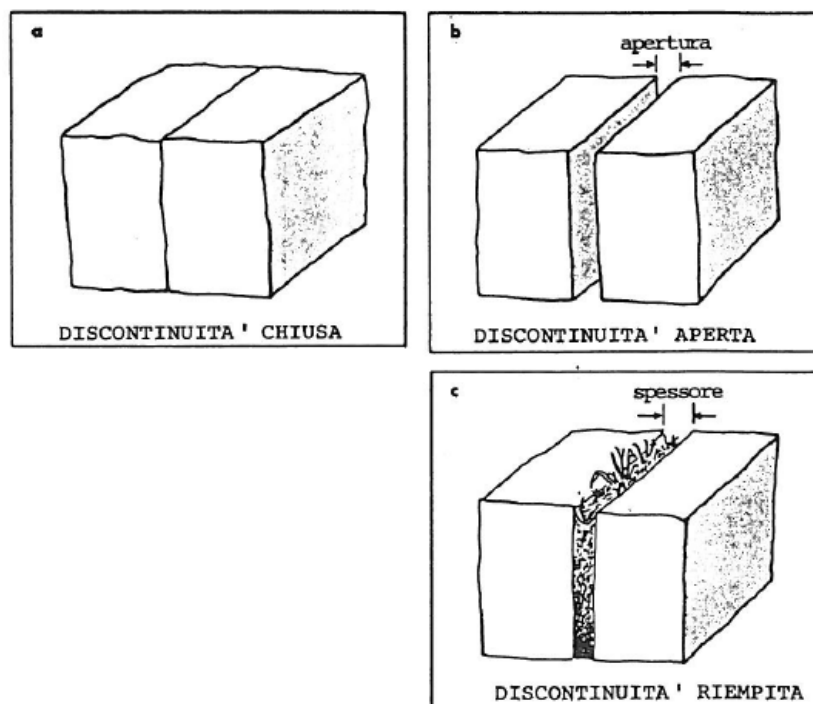


Figura 10 – Tipi di apertura di una discontinuità. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

Viene fatta una distinzione tra le aperture disturbate, quelle visibili sulla roccia esposta, che risultano per forza di cose maggiori di quelle realmente esistenti nella massa rocciosa, e le aperture indisturbate, che sono, invece, quelle accessibili mediante fori di sondaggio.

In base alle misure eseguite, le Raccomandazioni ISRM propongono la seguente classificazione:

Apertura	Descrizione	Discontinuità
<0,1 mm	Molto stretta	Chiusa
0,1÷0,25 mm	Stretta	
0,25÷2,5 mm	Parzialmente aperta	
0,5÷2,5 mm	Aperta	Semi-aperte
2,5÷10 mm	Moderatamente larga	
>10 mm	Larga	
1÷10 cm	Molto larga	Aperte
10÷100 cm	Estremamente larga	
>1 m	Cavernosa	

Tabella 6 - Classificazione ISRM in base alla apertura. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

2.2.7 Riempimento

Si tratta del materiale che separa le pareti adiacenti di una discontinuità e che è di solito meno resistente della roccia primitiva, questo può essere molto diverso dalla roccia che costituisce le pareti: sabbia, limi, argilla sono tipici esempi. Può includere anche sottili strati di minerali e discontinuità saldate come quarzo e calcite.

La presenza del materiale di riempimento, le sue caratteristiche, le dimensioni dei grani, la presenza di acqua, condiziona notevolmente il comportamento del giunto, per questo motivo è bene riconoscere tal presenza e definirne stato e proprietà in maniera accurata.

Bisogna, quindi, concentrare l'attenzione sul grado di alterazione delle rocce che compongono il riempimento, alla sua mineralogia; le parti più fini del riempimento sono quelle di maggior interesse, poiché influenzano la resistenza al taglio a lungo

termine; e, poi, molto importante determinarne la composizione mineralogia soprattutto se si ipotizza la presenza di argille attive o rigonfianti.

Del riempimento viene valutata la granulometria, secondo la scala di Wentworth e, nel caso fosse necessario, si possono sottoporre le frazioni più fini ad un'analisi di laboratorio mediante setacci, attraverso cui sono definibili anche i limiti di Atterberg.

La resistenza del riempimento viene stimata tramite prove manuali o penetrometriche, ed è importante poiché può condizionare le caratteristiche di resistenza della discontinuità.

La resistenza di una discontinuità con riempimento è sempre compresa tra quella del riempimento e quella del giunto scabro con le pareti a contatto; essa diminuisce all'aumentare dello spessore del riempimento, ma rimane comunque maggiore della resistenza di quest'ultimo anche nel caso in cui lo spessore sia maggiore dell'altezza delle ondulazioni.

L'ampiezza della rugosità delle pareti e lo spessore del riempimento possono essere d'aiuto nello stabilire l'entità della dislocazione trasversale che serve affinché vi sia contatto rigido tra le facce della roccia.

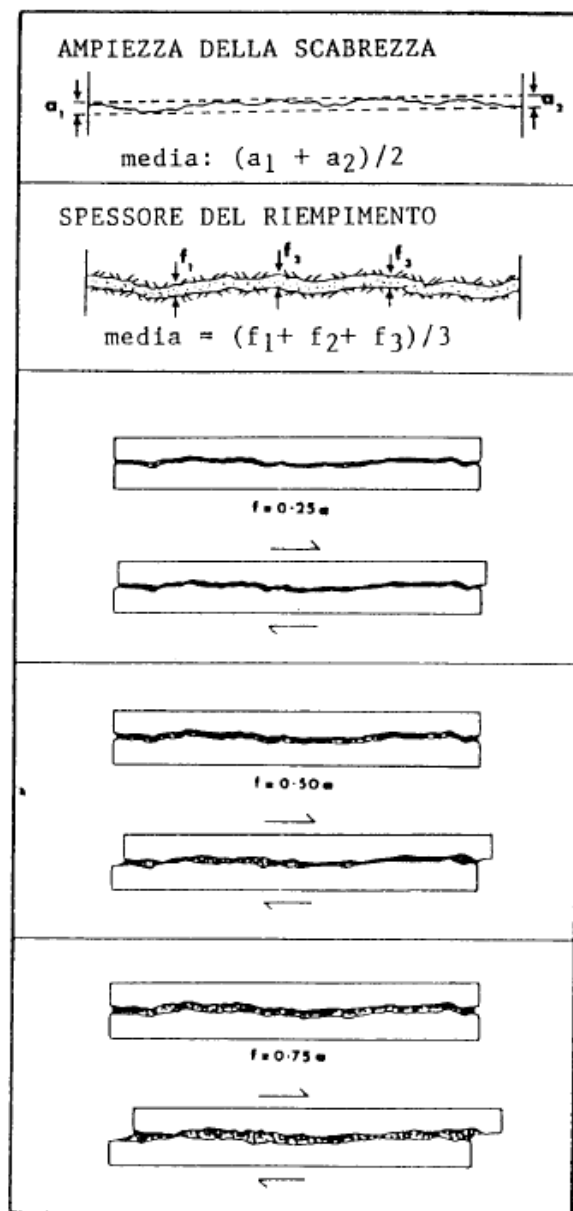


Figura 11 – Ampiezza della scabrezza correlata allo spessore del riempimento.
(Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

2.2.8 Filtrazione

Rientrano nella filtrazione sia il flusso d'acqua sia la presenza di un'abbondante umidità, visibile nelle singole discontinuità o nella massa rocciosa nel suo insieme.

Le raccomandazioni ISRM forniscono degli schemi descrittivi per stimare la filtrazione attraverso discontinuità senza riempimento (Tabella 7), discontinuità con riempimento (Tabella 8) e una massa rocciosa (Tabella 9).

Grado di filtrazione	Descrizione
1	La discontinuità è molto chiusa e asciutta; il flusso lungo di essa non appare possibile.
2	La discontinuità è asciutta senza alcun evidente flusso d'acqua.
3	La discontinuità è asciutta ma mostra segni evidenti di flusso d'acqua, come tracce di ossidazione, etc
4	La discontinuità è umida ma non vi è presenza di acqua libera
5	La discontinuità mostra filtrazione, occasionali gocce d'acqua ma non flusso continuo.
6	La discontinuità mostra un flusso continuo di acqua, (stimare la portata in l/min e descrivere se la pressione è bassa, media, o alta).

Tabella 7 - Discontinuità senza riempimento. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

Grado di filtrazione	Descrizione
1	I materiali di riempimento sono decisamente consolidati e asciutti; un flusso significativo appare improbabile per via della permeabilità molto bassa.
2	I materiali di riempimento sono umidi ma non c'è presenza di acqua libera
3	I materiali di riempimento sono bagnati; occasionali gocce d'acqua
4	I materiali di riempimento mostrano segni di dilavamento, flusso continuo di acqua, (valutare la portata in l/min.).
5	I materiali di riempimento sono localmente dilavati; considerevole flusso di acqua lungo i canali di dilavamento (stimare la portata in l/min. e descrivere la pressione, se bassa, media o alta).
6	I materiali di riempimento sono completamente dilavati; si osservano alte pressioni dell'acqua specialmente al momento dell'esposizione (stimare la pressione in l/min. e descrivere la pressione)

Tabella 8 - Discontinuità con riempimento. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

Grado di filtrazione	Descrizione
1	Pareti e corona asciutti; nessuna filtrazione rilevabile
2	Piccola filtrazione; specificare le discontinuità gocciolanti
3	Flusso medio; specificare le discontinuità con flusso continuo, (stimare la portata in l/min su una lunghezza di scavo di 10 m)
4	Flusso alto; specificare le discontinuità con flusso intenso, (stimare la portata in l/min./10 m di lunghezza di scavo)
5	Flusso eccezionalmente alto; specificare la sorgente di tale flusso, (stimare la portata in l/min./10 m di lunghezza di scavo).

Tabella 9 - Massa rocciosa (es.: contorno galleria). (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

2.2.9 Numero di sistemi di discontinuità

Definisce l'insieme dei sistemi presenti. Questo studio è importante perché andrà poi a definire la forma dei blocchi presenti e la relativa orientazione. Il numero dei sistemi rilevati sarà una funzione della dimensione dell'area presa in esame. È in questa fase di rilievo che è importante tener conto della spaziatura dei giunti, poiché essa sarà fondamentale per la definizione delle dimensioni dei blocchi e, quindi, di un eventuale cinematismo.

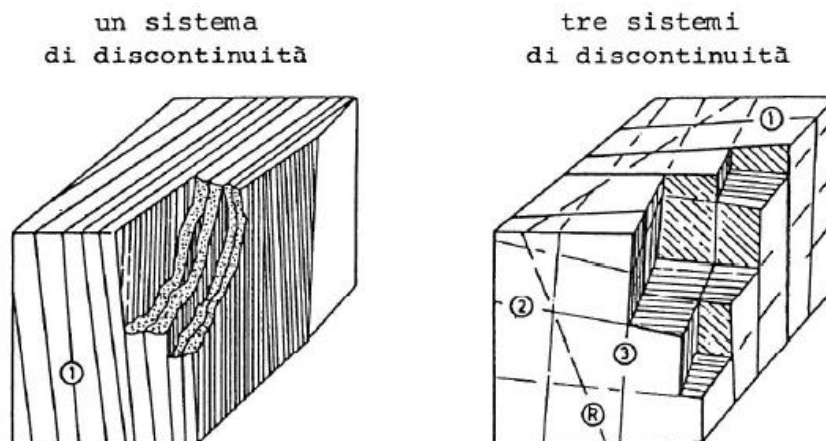


Figura 12 – Esempi di come il numero di sistemi di discontinuità possa cambiare sia l'aspetto sia il comportamento meccanico di una massa rocciosa. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

In un rilievo è necessario misurare un numero sufficiente di giaciture delle discontinuità, al fine di definire ogni famiglia. Il numero di misure da effettuare dipende da: immersione, dispersione delle orientazioni dei vari piani e dalla precisione delle analisi.

Vi sono quattro diversi tipi di rappresentazione grafica delle famiglie di discontinuità:

- Proiezione stereografica, dove i poli vengono rappresentati con i valori medi delle famiglie
- Diagrammi a rosetta, i quali consentono la rappresentazione di un elevato numero di giaciture in forma quantitativa
- Diagrammi a blocchi, che danno una visione generale delle famiglie e la loro orientazione
- Simboli sulle carte geografiche: questi indicano i valori medi di direzione, immersione e inclinazione per i diversi tipi di discontinuità. Ci si riferisce, in questo caso, alla proiezione stereografica secondo cui la distribuzione nello spazio dei vari dati è collocata sul reticolo di Schmidt-Lambert.

In fase di rilievo vengono presi in considerazione tutti i sistemi presenti nel fronte: alcuni si ripeteranno con regolarità, altri appariranno in maniera casuale.

Per ottenere i dati medi di orientazione dei sistemi è necessario delimitare i gruppi di poli con linee a uguale densità.

Secondo le Raccomandazioni ISRM, le discontinuità che compaiono localmente possono essere classificate secondo la tabella seguente.

Grado	Descrizione
1	massa continua; discontinuità occasionali e casuali
2	un sistema di discontinuità
3	un sistema più discontinuità casuali
4	due sistemi di discontinuità
5	due sistemi più discontinuità casuali
6	tre sistemi di discontinuità
7	tre sistemi più discontinuità casuali

8	quattro o più sistemi di discontinuità
9	roccia fratturata simile a un terreno

Tabella 10 - Classificazione ISRM in base ai sistemi di discontinuità. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

Un altro parametro utile per la classificazione dell'ammasso roccioso è il Jn ("Joint Set Number") che dipende dal numero di sistemi di giunti presenti nell'ammasso roccioso; i valori sono riassunti in Tabella 11:

Class.	Descrizione	Jn
A	Roccia compatta o poche discontinuità	0 ÷ 1
B	un sistema di discontinuità	2
C	un sistema più discontinuità casuali	3
D	due sistemi di discontinuità	4
E	due sistemi più discontinuità casuali	9
F	tre sistemi di discontinuità	6
G	tre sistemi più discontinuità casuali	12
H	quattro o più sistemi di discontinuità	15
I	roccia fratturata simile a un terreno	20

Tabella 11 - Classificazione in base al Jn. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

2.2.10 Dimensione dei blocchi

Si tratta della dimensione dei vari blocchi che si vengono a creare a causa dell'orientazione dei sistemi di fratture che si intersecano e dalla loro spaziatura. Le discontinuità singolari possono influenzare il volume roccioso unitario e la sua forma. Mettendo in relazione la dimensione dei blocchi e la resistenza al taglio che viene esercitata tra ciascuno di essi è possibile determinare il comportamento meccanico dell'ammasso roccioso in date condizioni di tensione.

L'indice della dimensione dei blocchi (I_b) rappresenta le dimensioni medie dei blocchi di roccia tipici; nel caso di due di sistemi di discontinuità perpendicolari tra loro la geometria dei blocchi assume forma cubica o prismatica, o comunque molto regolare e squadrata, in tal caso il valore di I_b è:

$$I_b = \frac{S_1 + S_2 + S_3}{3}$$

dove S_1 , S_2 e S_3 rappresentano le medie dei valori modali delle singole spaziature.

3. Comportamento meccanico di una discontinuità

Nel caso di un ammasso fratturato, viene trascurata la deformazione dei singoli blocchi (vengono considerati rigidi), dal momento che è il comportamento delle fratture interne a definire il comportamento dell'ammasso. È proprio questo che si propone di fare il modello del discontinuo: esaminare separatamente blocchi e discontinuità.

C'è da dire che la resistenza di un ammasso roccioso è prevalentemente condizionata dai piani di debolezza interni e quindi la resistenza di un ammasso roccioso dipende più dalla resistenza a taglio e dalla giacitura di una discontinuità che dalla resistenza della roccia intatta; ciò è facilmente riscontrabile sul grafico sottostante, dove sono riportati gli inviluppi di rottura di alcuni provini del medesimo materiale fratturato e non.

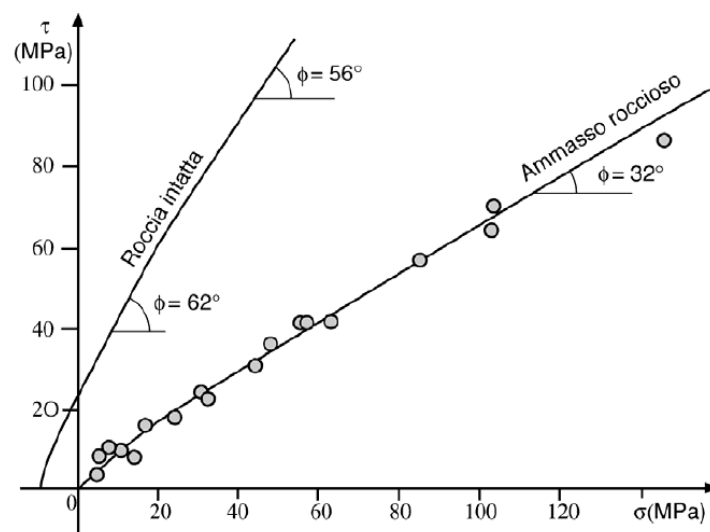


Figura 13 – Confronto tra gli inviluppi di rottura di provini di una stessa roccia in condizioni fratturate e intatte. (Luigi Carmignani, 2007)

3.1 Parametri meccanici

Si riporta, ora, il grafico sul comportamento di una discontinuità in compressione, trazione e sforzo di taglio.

- (1) In compressione le due parti costituenti la discontinuità vengono avvicinate progressivamente, fino a chiudersi; in questo punto abbiamo un limite (rappresentato da un asintoto verticale sul grafico). Giunti a chiusura, il provino si comporterà esattamente come un provino di roccia intatta.
- (2) In trazione, è evidente come non vi sia alcuna resistenza, alcuna opposizione al movimento, per definizione, le discontinuità hanno infatti, una resistenza a trazione nulla.
- (3) Infine, vediamo il caso più interessante: lo sforzo di taglio. Dalla curava è chiaro come vi siano tre stadi differenti per un provino sottoposto ad una forza orizzontale o ad uno spostamento. Inizialmente vi è una resistenza al movimento, poi uno sforzo di taglio ed infine una situazione post picco.

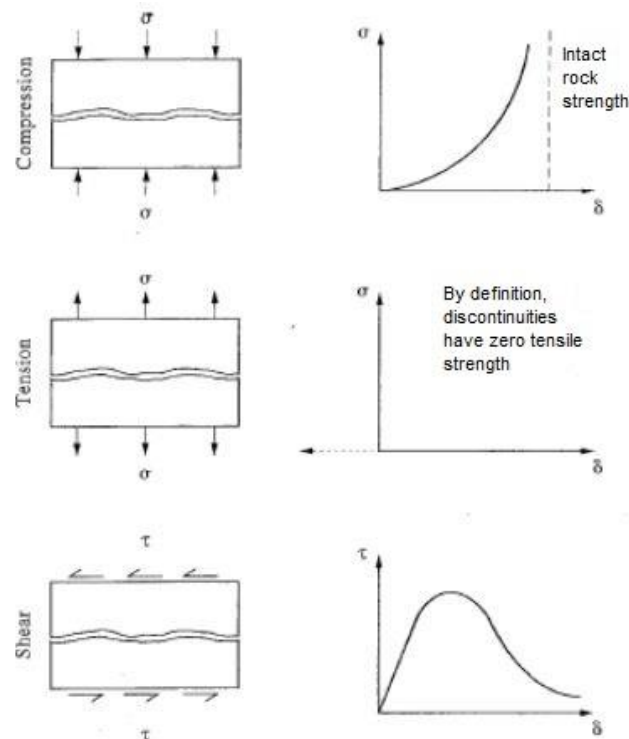


Figura 14 – Comportamento discontinuità per tre diverse tensioni applicate. (Lianyang Zhang, 2016)

Nei casi (1) e (3) non vi è alcun accenno ad una relazione lineare tra sforzo e spostamento. Tuttavia, per l'analisi è utile assumere che entrambi siano lineari; per esempio, Goodman ha proposto una relazione iperbolica per caratterizzare il rapporto tra sforzo normale e spostamenti (caso 1).

$$v = \frac{\sigma_n}{c + d\sigma_n}$$

Dove v e σ_n sono la chiusura del giunto e lo sforzo normale, c e d delle costanti. Questa relazione rappresenta un buon metodo per rappresentare la prima figura in alto (Figura 14).

Per descrivere il punto (3) si può usare la seguente equazione:

$$\tau = \frac{\delta}{a + b\delta}$$

Dove τ e δ sono rispettivamente lo sforzo di taglio e lo spostamento, a e b sono, invece, delle costanti. Tale formula vale fino alla tensione di picco.

Le due relazioni appena illustrate sono molto simili, tuttavia differiscono per la presenza dello sforzo normale e degli spostamenti: mentre gli spostamenti normali hanno un asintoto alla chiusura della discontinuità, gli spostamenti di taglio possono crescere indefinitamente, fino alla tensione di picco.

È fondamentale Patton, nel 1966, che introduce l'idea di approssimare le imperfezioni delle superfici di una discontinuità con un angolo "i" (Cap. 3.3.2), così, per piccoli sforzi normali lo sforzo di taglio causa una dilatazione, un sollevamento del blocco superiore del provino. Se lo sforzo permane, la superficie si danneggerà: la scabrezza e la resistenza al taglio delle asperità giocano ora un ruolo fondamentale.

La resistenza al taglio dipende inoltre dall'orientazione delle discontinuità, per esempio se questa fosse parallela o ortogonale al carico, esso non avrebbe alcun effetto sulla resistenza del provino.

Per particolari angoli, la discontinuità riduce drasticamente la resistenza del provino.

3.1.1 Deformabilità

Le caratteristiche di deformabilità dei giunti possono essere descritte dalla rigidità normale K_N , che aumenta a causa del progressivo schiacciamento della discontinuità e da quella di taglio K_S , che dipende invece dallo sforzo normale applicato, dalla rugosità e dal materiale di riempimento.

Data la non linearità di tali parametri, si potranno definire valori tangenti e secanti.

Applicando uno sforzo normale di compressione, la discontinuità tenderebbe a chiudersi, provocando uno spostamento u_n ; in Figura 15 è riportato un esempio della relazione che può intercorrere tra σ_n e u_n : da questo grafico è possibile ricavare k_n dalla pendenza della curva.

$$k_n = \frac{\Delta\sigma_n}{\Delta u}$$

K_n è quindi piccolo se σ_n lo è, ma aumenta rapidamente all'aumentare della compressione.

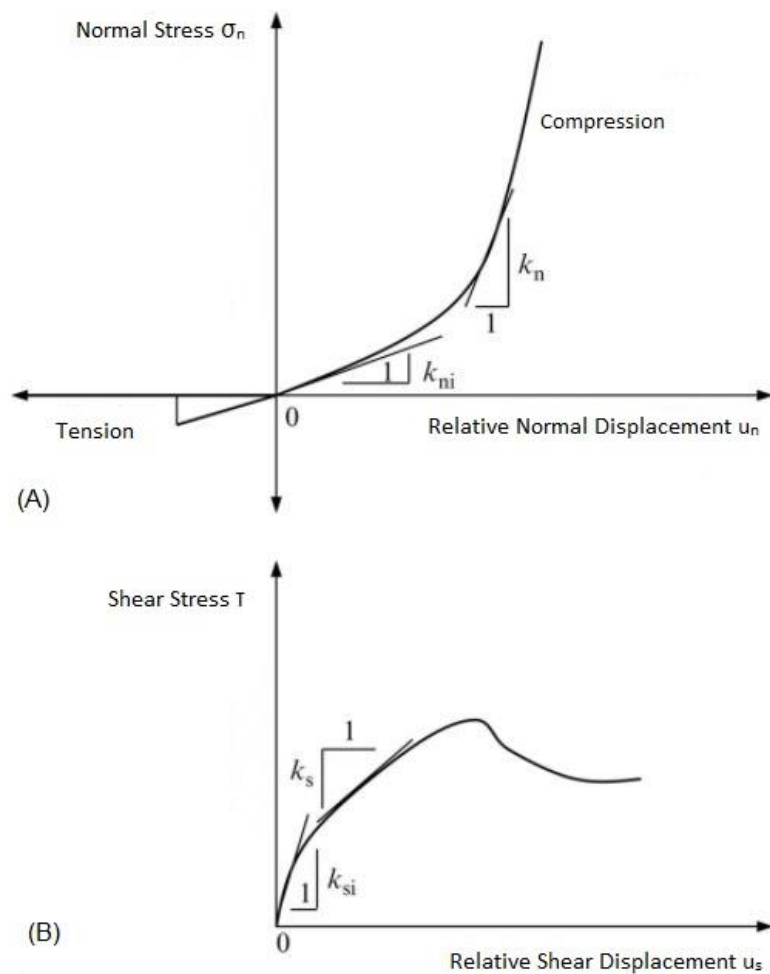


Figura 15 - (A) Tipica relazione tra sforzo normale (σ_n) e spostamento normale (u_n) di una discontinuità. (B) Tipica relazione tra sforzo di taglio (τ) e scorrimento (u_s) di una discontinuità. (Lianyang Zhang, 2016)

3.1.2 Resistenza

Misurando la resistenza allo scorrimento fra due superfici di roccia lisce, si nota facilmente che vengono rispettate tutte le leggi dell'attrito con sufficiente approssimazione. Ciò non avviene se si studia una superficie naturale, che risulta pertanto essere irregolare. La resistenza a taglio aumenta fino ad un valore di picco per scorrimenti limitati, poi all'aumentare degli spostamenti si raggiunge un valore minore di resistenza, detta residua, minore di quella di picco.

Misurando gli spostamenti verticali in funzione dello scorrimento si può osservare per primo un cedimento, appena avvenuto il movimento invece si verifica

un'espansione, chiamata dilatanza, che generalmente aumenta al diminuire della sollecitazione normale; tale fenomeno genera uno spostamento verso l'alto del blocco superiore.

Si può affermare che la rappresentazione più semplice della resistenza al taglio di una discontinuità sia quella di Mohr-Coulomb, considerando però la non-linearità della curva caratteristica, il campo di applicazione di tale metodo risulta limitato. Per una stessa superficie di scorrimento i valori di coesione e angolo di attrito possono essere molto differenti, con la coesione che aumenta all'aumentare della tensione normale, a scapito di una diminuzione dell'angolo di attrito.

Un'alternativa a ciò è l'applicazione di leggi bi-lineari, ovvero non-lineari: queste si basano sul meccanismo dello scorrimento di superfici irregolari, discorso che è stato ampiamente trattato da Patton, nella cui legge l'angolo ϕ_b (b sta per "di base") può essere confuso con l'angolo residuo, ovvero quello fra superfici lisce.

$$\tau = \sigma_n \cdot \tan(\phi_b + i)$$

Solitamente, sia la resistenza a trazione, sia la resistenza a taglio della discontinuità sono decisamente inferiori a quelle della matrice rocciosa in questione. La resistenza al taglio per le discontinuità viene determinata attraverso prove di taglio diretto su provini che contengono la discontinuità stessa; i parametri che influenzano la resistenza sono: in primis la rugosità, poi la dimensione della discontinuità, ovvero l'effetto scala, le caratteristiche meccaniche delle pareti a contatto, il grado di interconnessione, il carico normale agente.

Questo tipo di prove può essere condotto con diverse modalità; carico normale costante, a rigidità costante oppure a dilatanza costante; la più utilizzata è la modalità secondo cui viene mantenuto fisso lo sforzo normale e vengono misurati gli spostamenti relativi lungo la discontinuità e in direzione perpendicolare ad essa (dilatanza), nonché l'azione tagliente.

Si può notare dall'immagine che prima che avvenga la rottura delle asperità lo sforzo di taglio aumenta fino a un valore di picco (τ_{picco}), mentre una volta avvenuta la rottura, decresce fino a un valore residuo (τ_{residuo}).

Tali test evidenziano come, per una discontinuità liscia vi sia una dipendenza lineare dallo sforzo normale applicato (σ_n), mentre per una superficie rugosa tale relazione sia non-lineare. In genere si adotta il criterio di Mohr Coulomb nel primo caso e di Barton per il secondo caso.

Ruolo della rugosità nella resistenza al taglio (ISRM).

Si è visto come la rugosità di una superficie abbia un ruolo fondamentale nella descrizione della resistenza al taglio, essa, infatti, tende ad aumentare l'attrito tra due facce di una discontinuità, andando così ad incrementare la resistenza al taglio.

Barton e Choubey studiarono un metodo per valutare l'angolo ϕ residuo, che dipende dal tipo di roccia e dallo stato di alterazione delle pareti; questo loro metodo mette in relazione le due misure effettuate con il martello di Schmidt, sulla parete alterata del giunto e l'altra sulla roccia sana.

3.2 Prova di taglio diretto

Si utilizza tale prova di laboratorio per poter analizzare come si comporta una certa discontinuità in roccia, soggetta ad una forza di taglio.

La resistenza a taglio per le discontinuità in roccia può essere determinata, in condizioni di sforzo normale costante (CNL), a rigidità costante (CNS) oppure a dilatanza costante (CDC). Il primo metodo proposto, il più largamente usato, non dà realmente la resistenza del giunto, ma la resistenza dello scorrimento sotto un certo carico normale.

Il secondo, invece, può essere utilizzato per definire la resistenza ultima di una discontinuità; si preferisce per riprodurre la risposta naturale di un provino con fratture non planari.

Nel caso più comune, il campione viene sottoposto ad una forza di **taglio crescente** e ad una **normale costante** applicata perpendicolarmente alla discontinuità: durante la prova si misurano più volte, in modo da redigerne un grafico, gli spostamenti tangenziali e gli spostamenti normali.

Per le prove di taglio diretto si utilizza la scatola di taglio di Hoek, essa è costituita da due parti: quella inferiore è fissa e per l'azione reversibile del taglio, ha due tenditori collegati, mentre nella parte superiore vi sono un martinetto, che ha il compito di trasferire lo sforzo normale, e un altro tenditore, che si contrappone al martinetto.

I carichi vengono applicati per mezzo di due pompe manuali e la loro misura viene letta tramite due manometri indipendenti; lo scorrimento e lo spostamento normali vengono rilevati attraverso due comparatori meccanici.

Bisogna aver cura di cementare il provino all'interno dell'apparecchiatura e di far coincidere la discontinuità con la superficie di scorrimento della scatola di taglio.

Il funzionamento della macchina è del tutto analogo a quello della scatola di Casagrande che si usa per le terre, deve solo essere più robusto ed in grado di superare le tensioni maggiori.

È molto importante evitare che si sviluppino dei momenti che possano indurre la rotazione di un blocco rispetto all'altro, per questo motivo la forza dei tagli (F_T) viene applicata con una certa inclinazione (Figura 17); ciò rende impossibile la prova per tensioni normali troppo piccole.

È fondamentale evitare queste rotazioni poiché esse porterebbero ad una sottostima della resistenza a taglio.

Dal momento che la tensione normale deve restare per tutto il tempo della prova, essa dovrà essere progressivamente ridotta all'aumentare della forza di taglio, in modo tale da compensare la componente perpendicolare della forza inclinata.

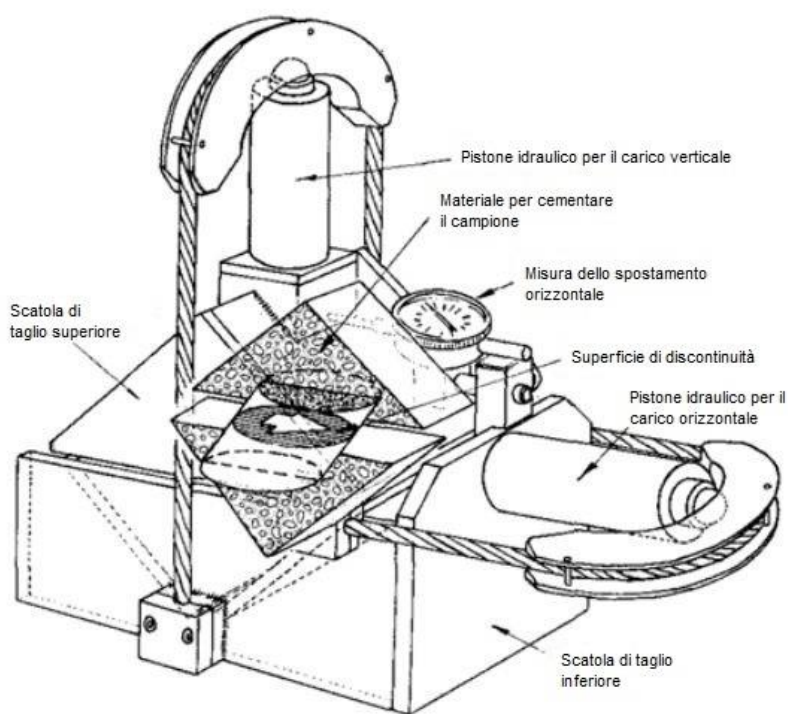


Figura 16 – Macchinario per la prova di taglio diretto. (Luigi Carmignani, 2007)

Ci si può trovare di fronte a due diverse situazioni: il provino ha superficie liscia se è un provino artificiale, scabra se è un provino naturale prelevato in sito e portato in laboratorio.

È bene ricordare che tramite la prova di taglio diretto non si ha una stima dello stato tensionale agente nel campione.

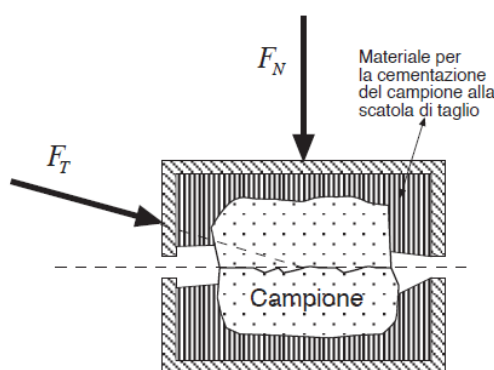


Figura 17 – Schematizzazione del funzionamento dell'apparecchiatura per il taglio diretto. (Luigi Carmignani, 2007)

Per un certo valore di σ_n , che viene supposto costante: la resistenza della superficie raggiunge un picco per bassi valori dello spostamento tangenziale; superato il picco lo sforzo richiesto per produrre ulteriori spostamenti decresce fino ad un valore residuo; il raggiungimento del picco è accompagnato da spostamenti in direzione ortogonale alla superficie. Tale fenomeno viene denominato dilatanza.

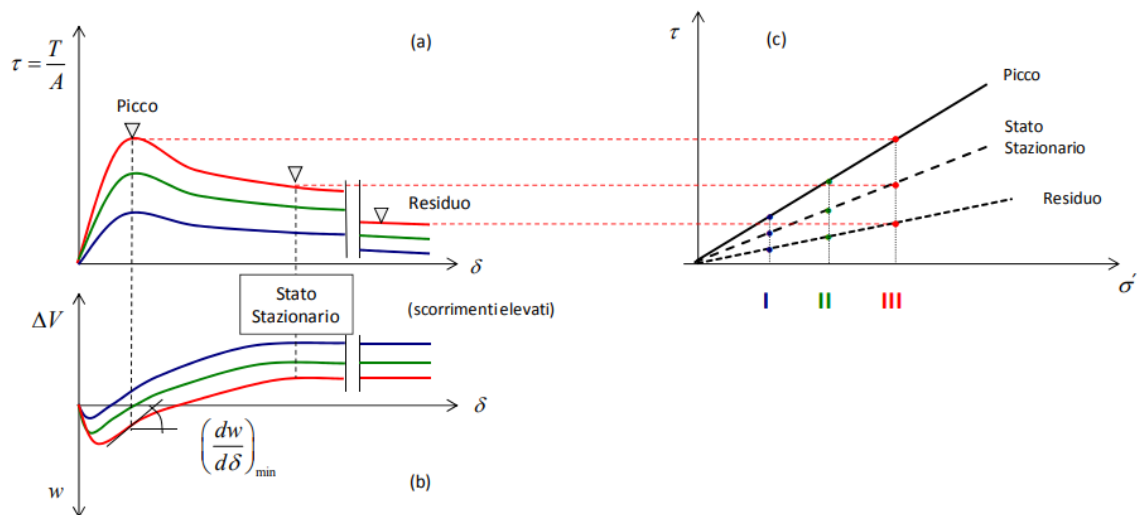


Figura 18 – Curve che si ottengono a seguito di tre prove di taglio diretto condotte su giunti scabbi. (a) tensione tangenziale-spostamento tangenziale; (b) spostamento assiale-spostamento tangenziale (qui è visibile il fenomeno della dilatanza)

Si ottengono, pertanto, informazioni sul comportamento sia in condizioni di picco sia in condizioni residue del giunto; non solo, ma si possono ricavare anche informazioni riguardanti il fenomeno della dilatanza; esso è dovuto alla presenza delle asperità che generano uno spostamento verticale ortogonale alla forza di taglio durante il superamento delle asperità stesse.

Aumentando la forza assiale, la resistenza taglio aumenta fino ad un limite massimo che dipende dal tipo di materiale su cui si sta lavorando; al raggiungimento di questo valore, le asperità si rompono.

Al termine di una prova di taglio vengono, quindi, redatti i seguenti grafici per la determinazione della resistenza a taglio di quella particolare discontinuità: sforzo di taglio vs spostamento di taglio, spostamento normale vs spostamento di taglio per le prove del tipo CNS, sforzo di taglio vs sforzo normale.

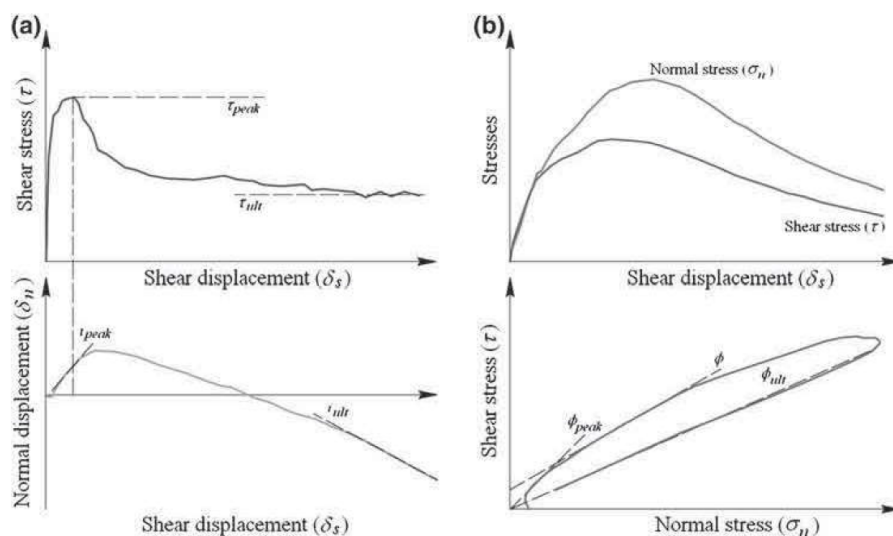


Figura 19 – Grafici che è possibile redigere al termine di una prova di taglio. (ISRM, revised version 2015)

3.2.1 Prove di taglio su giunti naturali

Una prova di taglio di questo tipo, eseguita secondo le raccomandazioni ISRM, consente di valutare la resistenza al taglio di una qualsiasi discontinuità o di un più generale piano di debolezza interno all'ammasso roccioso. È fondamentale che i campioni siano indisturbati, vanno quindi adottate particolari precauzioni; infatti, le due parti del provino non dovrebbero subire alcuno spostamento relativo, non dovrebbero esserci perdite di acqua, né del materiale di riempimento.

Il numero di provini sui cui deve essere condotta la prova è di almeno cinque, su ciascuno viene applicato uno sforzo normale differente rispetto al piano di scivolamento.

Ogni provino viene sottoposto ad un getto di cemento e collocato nella scatola di taglio avendo cura di far coincidere la superficie di discontinuità con il piano di scivolamento.

Per ogni provino si ottengono le curve sforzo-deformazione e dilatanza-deformazione, registrando per ciascuno i valori di resistenza, deformazione, dilatanza e carico verticale durante la fase di taglio; una cosa molto importante, in questa fase,

è che la velocità con cui la macchina trasferisce il movimento alla parte superiore del giunto è costante.

Inserendoli senso di avanzamento e continuando ad imporre uno scivolamento fino a che non viene raggiunta una stabilizzazione della resistenza misurata, è possibile determinare anche la resistenza a taglio.

Dal diagramma σ - τ è possibile ricavare l'involuppo di rottura del materiale sottoposto al test, ricavando questo, unendo i valori di resistenza massima di ogni provino è possibile ottenere l'angolo di attrito di picco (ϕ_{picco}).

3.2.2 Prove di taglio diretto in sito

Si parla di campioni decisamente più grandi rispetto a quelli di laboratorio e di prove decisamente più onerose, dal momento che vengono effettuate su blocchi di grandi dimensioni la cui base è costituita da una discontinuità (ad esempio una faglia) e ad una certa profondità.

Dal punto di vista tecnico e concettuale, nulla cambia rispetto alle prove di laboratorio, ci sono notevoli differenze, invece, per quanto riguarda l'aspetto pratico.

Con l'impiego di seghe diamantate ed attrezzi che disturbano il meno possibile l'area circostante, il blocco viene isolato ed inglobato in un blocco di calcestruzzo, ingabbiato in una struttura metallica di contenimento che consenta l'applicazione della sollecitazione: si è quindi ricreata una grandissima scatola di taglio, del tutto simile a quella che si usa in laboratorio.

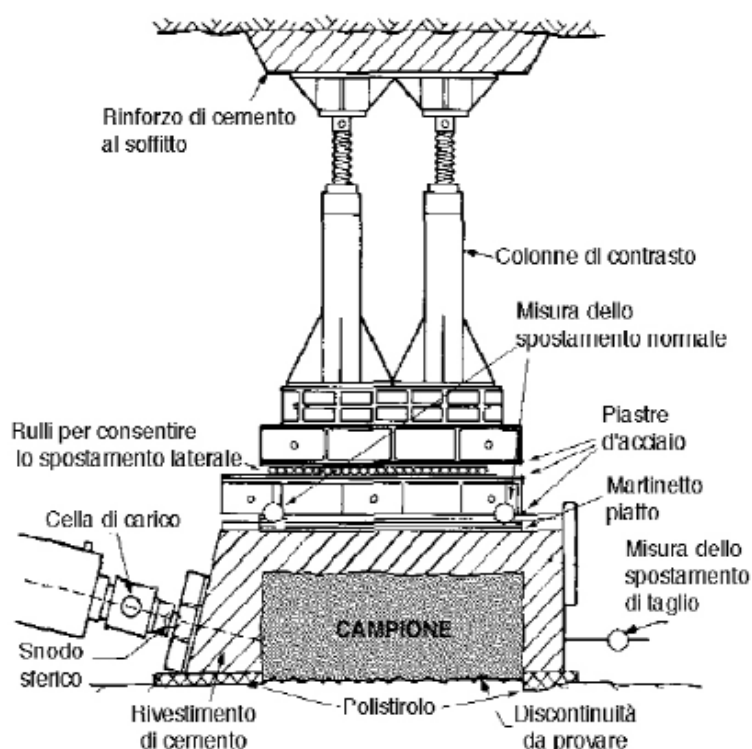


Figura 20 – Attrezzatura per la prova di taglio in situ. (Luigi Carmignani, 2007)

Mediante dei martinetti piatti viene applicata la sollecitazione normale, mentre quella di taglio viene impressa tramite dei martinetti idraulici; anche questa volta è inclinata di qualche grado.

Se il campione da testare si trova in superficie, è possibile centrare la sollecitazione normale attraverso un sistema di tiranti ancorati al suolo. A causa della componente normale alla discontinuità, bisognerà anche in questo caso andare a ridurre la tensione verticale a seguito dell'incremento di quella di taglio.

Queste prove vengono, in genere, eseguite in controllo di deformazione; in tal modo è possibile a quanto ammontano sia la resistenza di picco, sia la resistenza ultima.

Per determinare l'involuppo di resistenza anche in questa circostanza, è necessario effettuare la prova su 4 o 5 blocchi di roccia contenenti la medesima discontinuità.

Nel corso degli anni, a seconda delle necessità, l'originale scatola di Hoek è stata modificata leggermente, in modo tale da apportare delle migliorie all'apparecchiatura.

Ciò è avvenuto, per esempio, all'interno del Dipartimento di ingegneria Strutturale del Politecnico di Torino, per effettuare rilievi sperimentali in maniera più agevole; tale macchina è stata innovata nel seguente modo: l'applicazione dei carichi è ora gestita da una centralina oleodinamica, in questo modo la velocità è mantenuta a valori costanti e si ha un carico continuo; il carico normale viene mantenuto costante grazie alla presenza di un sistema di regolazione ad aria compressa; i dati vengono ora registrati in maniera automatica.

All'interno dell'Università sono state condotte numerose prove su campioni differenti per materiale, diametro e tipo di superficie di discontinuità.

Ogni provino contenente la frattura è stato immerso in una malta cementizia o in una resina epossidica. Sono state prese in considerazione, come detto prima, sia superfici levigate artificialmente, ottenute tramite l'utilizzo di una sega circolare di laboratorio, sulle quali è possibile determinare quanto vale l'angolo di attrito di base ϕ_b (considerabile valore caratteristico della matrice rocciosa), sia superfici di discontinuità naturali con grado di alterazione variabile, sulle quali si sono potuti determinare l'angolo di attrito di picco ϕ_{picco} (che viene determinato in corrispondenza del valore massimo di resistenza al taglio, ovvero in quel momento in cui si verifica lo scorrimento e la parziale rottura delle asperità), l'angolo di attrito ultimo ϕ_u (il quale viene ricavato in corrispondenza dello scorrimento finale della prova) e l'angolo di attrito residuo ϕ_r (che rappresenta la resistenza al taglio residua della superficie, una volta avvenuto lo scorrimento).

Si possono, quindi riportare una serie di grafici, per differenti tipi di materiale, a dimostrazione del fatto che rocce diverse avranno diagrammi sforzo-deformazione e angoli di attrito di base (ϕ_b) diversi; questo poiché, come si vedrà in seguito, la dimensione dei grani e delle asperità di cui è composta una discontinuità, è determinante nella valutazione della resistenza al taglio.

3.3 Criteri di resistenza

Vanno distinti i casi di discontinuità liscia, ovvero senza riempimenti coesivi o cementazioni e discontinuità con asperità o cementazioni; questi due elementi danno, infatti, luogo a scenari completamente diversi: una discontinuità liscia, soggetta a σ_n costante e τ crescente, dà luogo ad un comportamento “incrudente”, una discontinuità soggetta ad asperità con σ_n sufficientemente grande dà luogo ad un comportamento che viene definito “rammollente”.

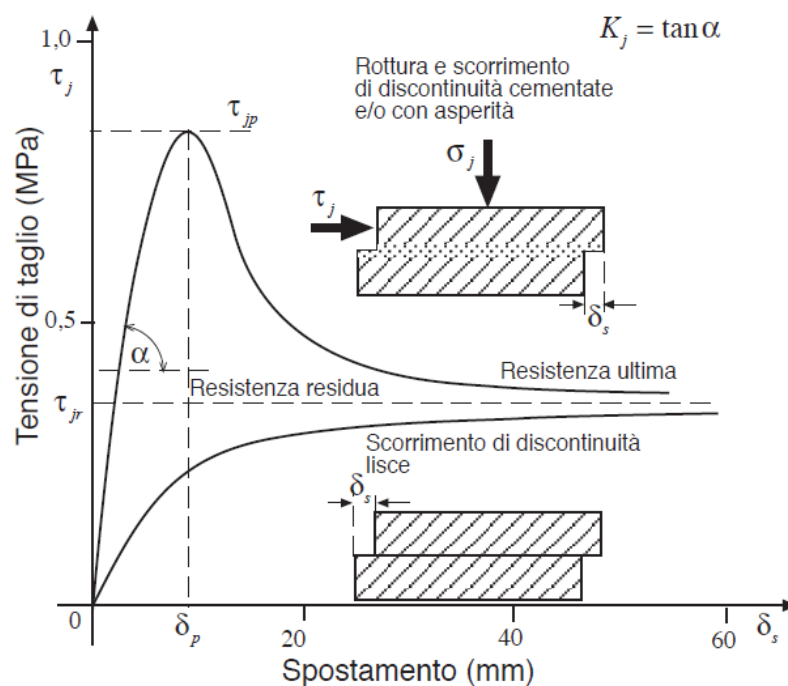


Figura 21 – Diagrammi tensione di taglio-spostamento per una data tensione normale ottenuti mediante prove di taglio diretto su discontinuità dello stesso materiale. In alto: discontinuità scabra, in basso: discontinuità liscia. (Luigi Carmignani, 2007)

Una discontinuità scabra per piccoli scorrimenti segue una legge elastico-lineare fino al raggiungimento di uno spostamento limite corrispondente al valore della componente di taglio parallela per la quale si ha la rottura della cementazione o della asperità.

Si verifica, a questo punto, una repentina caduta della resistenza al taglio. Si ottiene in questo momento la τ_p , ovvero la resistenza di picco della discontinuità. Si può ora ricavare la resistenza ultima, definita come la resistenza allo scorrimento per il

massimo spostamento realizzabile con la scatola di taglio. Per giunti naturali, tale resistenza è circa pari a 1/3 o 2/3 della resistenza di picco.

È infine possibile determinare una ulteriore resistenza, quella residua, minore della resistenza ultima e determinabile in laboratorio, invertendo il senso del taglio. Una volta raggiunto il massimo spostamento possibile in una direzione, si ripeterà il procedimento di inversione più e più volte, finché il valore della resistenza non si attesterà intorno ad un certo valore.

Le discontinuità lisce, invece, aumentano la resistenza a taglio in funzione dello spostamento, fino a giungere al valore residuo, senza passare dal picco (Figura 21).

Le resistenze a taglio delle discontinuità in generale, ma in particolare di quella di picco, aumentano all'aumentare della tensione normale agente sul provino.

3.3.1 Modello di Mohr - Coulomb (1773)

I criteri di resistenza studiati fino ad ora sono tanti, a partire dal più vecchio e dal più semplice, ovvero il criterio di rottura di Coulomb del 1773, che si riferisce a discontinuità lisce e correla la resistenza a taglio con lo sforzo normale, secondo la seguente relazione:

$$\tau_r = \sigma_n \cdot \operatorname{tg} \varphi_r$$

$$\tau_p = c + \sigma_n \cdot \operatorname{tg} \varphi_p$$

Dove

τ_r è la resistenza taglio

σ_n è lo sforzo normale

φ_r è l'angolo di attrito residuo

c è la coesione

L'involuppo della resistenza residua è dunque rappresentato da una retta passante per l'origine degli assi cartesiani nel primo caso e con origine in un certo valore nel secondo; entrambe sono inclinate dell'angolo ϕ .

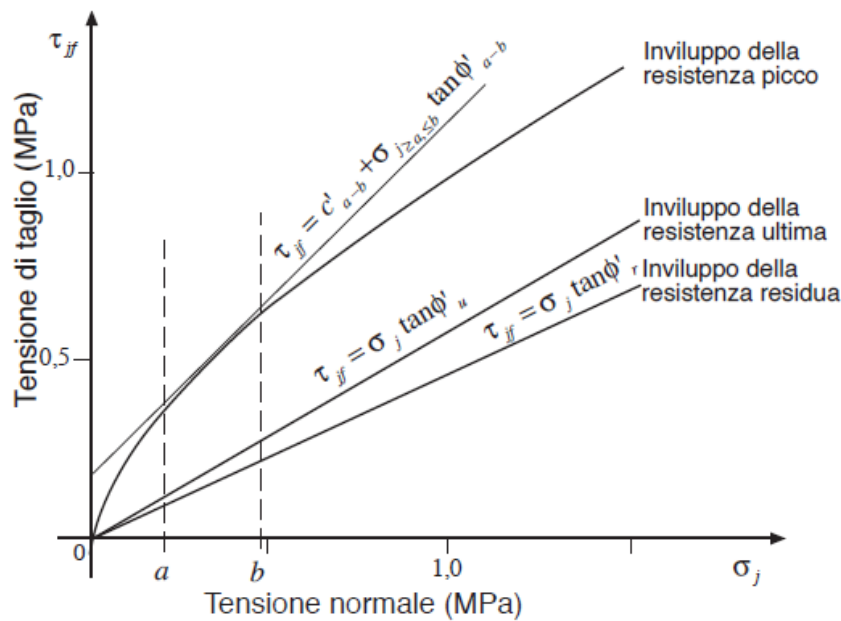


Figura 22 – Inviluppo di resistenza di picco, ultima e residua. Nell'intervallo (a, b) viene applicato il criterio di Mohr-Coulomb. (Luigi Carmignani, 2007)

Questo metodo è limitato alla caratterizzazione delle condizioni residue (o lisce) del giunto e quindi o per campioni rimaneggiati in laboratorio e resi appositamente lisci, o per discontinuità reali molto alterate.

Questo tipo di legge può, quindi, essere utilizzato solo nel caso in cui gli intervalli di tensione normale siano piccoli; per valutare la resistenza a taglio di picco per ampi intervalli di tensione normale vi sono altri criteri che seguono leggi non lineari, come, ad esempio, il criterio bilineare.

Sono pertanto le prove di taglio diretto che vengono effettuate su giunti scabri, ovvero su discontinuità reali, fanno emergere la non linearità della relazione che intercorre tra resistenza al taglio e sforzo normale applicato, infatti, in un primo momento, le asperità si oppongono allo scorrimento, le tensioni tangenziali aumentano quindi fino ad un valore di picco (τ_{\max}) in cui esse raggiungono il limite della resistenza a taglio della matrice rocciosa e si rompono; a questo punto lo sforzo tangenziale può solo diminuire fino a raggiungere un valore di resistenza residua (τ_{residua}).

3.3.2 Modello di Patton (1966)

È un altro metodo, più recente del precedente, e meno utilizzato nella pratica, per valutare la resistenza a taglio di picco. Si tratta di un criterio bi-lineare; in cui l'angolo ϕ_b (detto di base) può essere confuso con quello tra superfici lisce (angolo residuo).

L'innovazione è che oltre alla resistenza del materiale, viene presa in considerazione l'inclinazione delle asperità, le quali vengono idealizzate come a dente di sega, aventi tutte la stessa inclinazione (pari ad i) e le medesime caratteristiche di resistenza della roccia intatta.

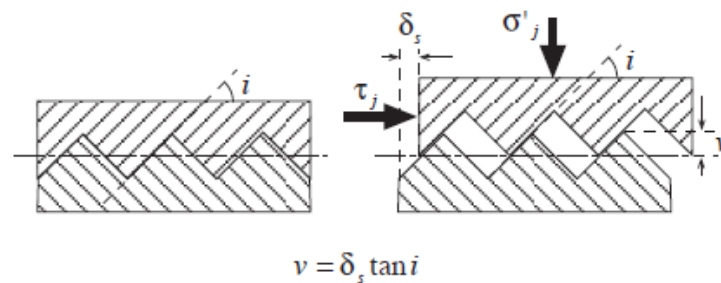


Figura 23 – Schematizzazione di una prova di taglio su una discontinuità scabra (a denti di sega). (Luigi Carmignani, 2007)

Il criterio di rottura bilineare si esprime come segue:

$$\tau = \sigma_n \cdot \tan(\phi_r + i) \quad \text{se } \sigma_n < \sigma_{tp} \quad (1)$$

$$\tau = c_p + \sigma_n \cdot \tan(\phi_r) \quad \text{se } \sigma_n > \sigma_{tp} \quad (2)$$

Dove

τ è la resistenza a taglio

σ_n è lo sforzo normale

ϕ_r l'angolo di attrito residuo

c_p la coesione apparente

i l'inclinazione delle asperità, compresa tra 0 e 40°

σ_{tp} è lo sforzo normale di transizione tra lo scivolamento delle asperità e la loro rottura a taglio.

Si utilizza la relazione (1) quando il livello di tensione normale non è elevato; lo scorrimento, in questo caso avviene in direzione parallela a "i", ad un certo punto le asperità verranno scavalcate ed avrà luogo il fenomeno della dilatanza. Lo spostamento normale provocato dallo scorrimento δ_s sarà pari a $\delta_s \times \tan(i)$, e viene chiamato *dilatanza della discontinuità*.

L'equazione (2) viene utilizzata per alti valori di sforzo normale efficace, per i quali viene superata la resistenza del materiale intatto e si ha la rottura delle asperità; in tal modo l'involuppo di rottura va a coincidere con quello del materiale intatto.

Il lavoro necessario per scavalcare le asperità è, quindi, maggiore di quello che serve per tagliarle alla base, per questo si avrà la loro rottura.

Lo scorrimento sarà secondo la giacitura media del piano di debolezza, nella stessa direzione di applicazione della forza di taglio.

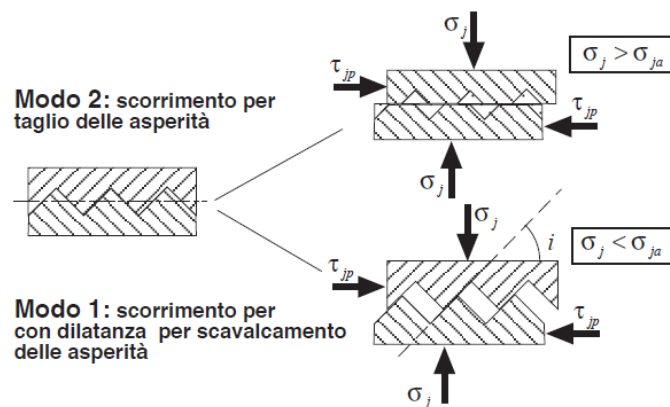


Figura 24 - Rappresentazione schematica dello scorrimento secondo una discontinuità con asperità. (Luigi Carmignani, 2007)

Questo criterio presenta alcuni limiti; ad esempio, è valido per una sola discontinuità priva di riempimento, inoltre è soggetto alla corretta valutazione dell'angolo di

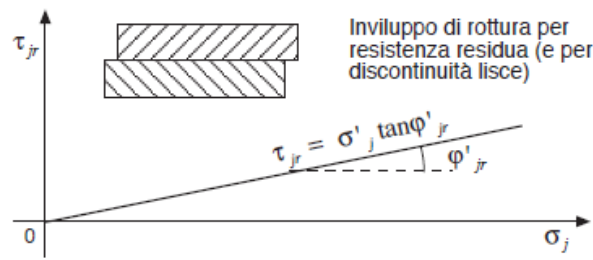


Figura 26 - In basso: diagramma tra la resistenza a taglio residua e la tensione normale. (Luigi Carmignani, 2007)

Sono stati Krahn e Morgenstern (nel 1979) ad introdurre il concetto di resistenza ultima: valore di resistenza che dipende ancora dalla scabrezza iniziale del giunto e diverso da quello che si attribuisce alla resistenza residua. Spesso, però, l'angolo di attrito di base, l'angolo di attrito residuo e l'angolo di attrito ultimo assumono lo stesso valore.

Il criterio di rottura di Patton è pertanto (Figura 25) rappresentato da due rette, la seconda delle quali intercetta l'asse y in un punto, tale valore è la coesione apparente, frutto di un'interpolazione lineare.

3.3.3 Barton (1976)

Considerata la difficile applicazione del metodo precedente, Barton, nel 1976 ne apporta alcune modifiche, dando origine ad un nuovo criterio di stampo empirico.

Egli studia l'inclinazione delle asperità non come misurazione reale di queste, ma come frutto della correlazione tra parametri JCS e JRC:

$$i_{eff} = JRC \cdot \log_{10}\left(\frac{JCS}{\sigma_n}\right)$$

Questa i_{eff} è quella che poi viene utilizzata nella formula più generale vista prima; in cui l'unica differenza con (i) è appunto la presenza di questa nuova inclinazione.

$$\tau_{picco} = \sigma_n \cdot tg(\varphi_r + i_{eff})$$

τ_{picco} è la resistenza a taglio di picco

σ_n sforzo normale

ϕ_r angolo residuo

i_{eff} angolo di dilatanza

JRC coefficiente di rugosità (valore compreso tra 0 e 20)

JCS resistenza a compressione della roccia.

Quest'ultimo criterio è forse il più utilizzato poiché meglio rappresenta l'andamento non-lineare della resistenza a taglio disponibile lungo un singolo giunto scabro, tuttavia anch'esso presenta dei limiti: il metodo è stato infatti elaborato per discontinuità senza riempimento, che presentano quindi un contatto primario roccia-roccia.

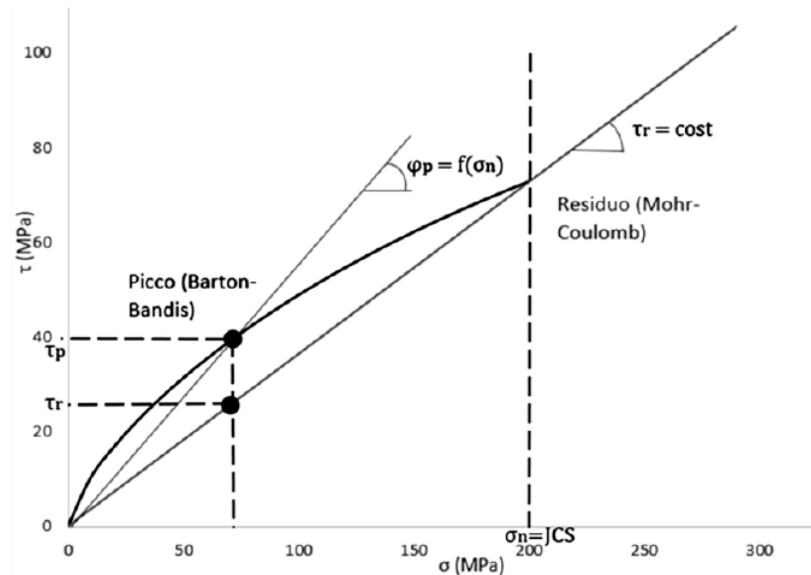


Figura 27 – Confronto tra l'involuppo di resistenza di Barton e quello di Mohr-Coulomb.

3.3.4 Barton & Bandis (1982)

Si tratta della legge elasto-plastica più comunemente usata che altro non è che un'estensione alla scala dell'ammasso roccioso del criterio di Barton (cap. 3.3.3); tale legge si esprime come segue:

$$\tau = \sigma_n \cdot \tan \left(\phi_r + JRC_n \cdot \log \left(\frac{JCS_n}{\sigma_n} \right) + i_u \right)$$

Dove JRC_n e JCS_n sono i coefficienti di scabrezza e resistenza delle discontinuità alla scala reale, ϕ_r è l'angolo di attrito residuo, considerato uguale a ϕ_b per superfici piane e non alterate, i_u è invece l'angolo caratteristico dell'ondulazione dei giunti misurati in sito.

JRC_n e JCS_n vengono solitamente valutati attraverso correlazioni empiriche che permettono di allargare alla scala reale i valori che vengono ricavati dalle prove di laboratorio (JRC_0 e JCS_0 nella seguente formula):

$$JRC_n = JRC_0 \cdot \left(\frac{L_n}{L} \right)^{-0,02JRC_0}$$
$$JCS_n = JCS_0 \cdot \left(\frac{L_n}{L} \right)^{-0,03JRC_0}$$

Dove L è la lunghezza caratteristica della discontinuità alla scala del campione, mentre L_n è quella alla scala reale in sito.

Le discontinuità naturali, e quindi le superfici scabre, sono pertanto soggette a forti effetti di scala (variazioni delle caratteristiche di resistenza e deformabilità con le dimensioni); ciò significa che i parametri determinati sui campioni di laboratorio non possono essere considerati rappresentativi delle condizioni in sito, in particolare, esistono diversi ordini di scabrezza, a seconda della dimensione del campione.

Tale metodo evidenzia come la scala del campione condizioni la valutazione dei parametri: è stato, infatti, osservato come all'aumentare delle dimensioni del provino, la resistenza al taglio decresca, mentre aumenta lo spostamento tangenziale di picco.

Tuttavia, per discontinuità superiori a 5 metri, i valori di JRC e JCS che vengono calcolati con questo metodo sottostimano la resistenza a taglio.

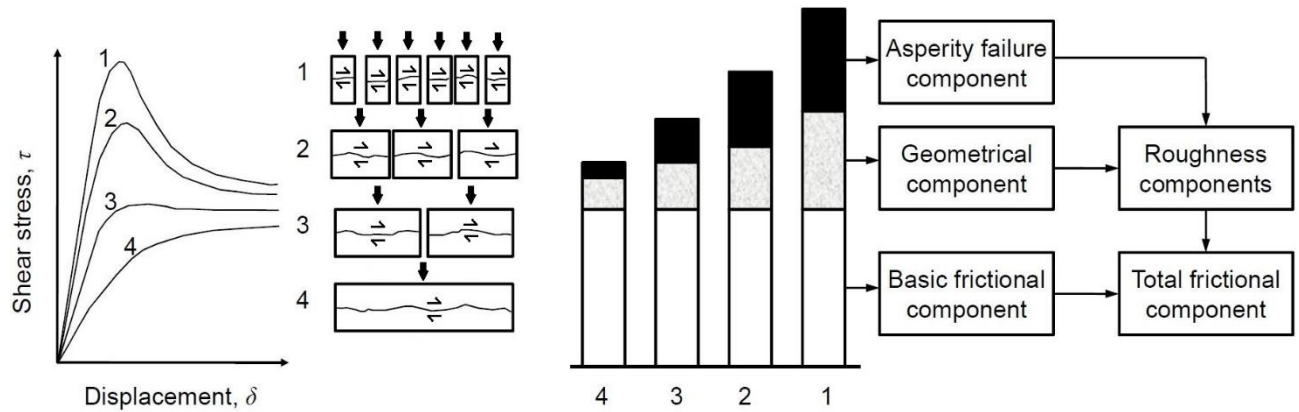


Figura 28 - Influenza del fattore di scala sulle tre componenti di resistenza al taglio di una discontinuità scabra. (Tatone, Grasselli, 2012)

3.3.5 Zhao (1997)

È un altro metodo che si usa per stimare la resistenza a taglio di una discontinuità, a differenza dei precedenti oltre a JRC e JCS, viene preso in considerazione un nuovo parametro: il JMC, ovvero joint matching coefficient. Si tratta di una misura dell'area di contatto tra le due parti della discontinuità del provino, tale valore viene stimato visivamente, si tratta pertanto di un coefficiente molto soggettivo.

L'espressione analitica del criterio viene riportata di seguito:

$$\tau = \sigma_n \tan \left(\phi_r + JRC \cdot JMC \cdot \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) \right)$$

Si ricorda che σ_n e ϕ_r sono rispettivamente lo sforzo normale e l'angolo di attrito residuo.

3.4 Metodi classici per la caratterizzazione delle discontinuità

3.4.1 Pettine di Barton

È lo strumento cui ci si affida per una stima rapida ed immediata del coefficiente JRC: joint roughness coefficient; si tratta dell'indice di rugosità della superficie della discontinuità: è stato definito per la prima volta da Barton nel 1976. Può essere misurato in vari modi, tra cui il pettine di Barton.

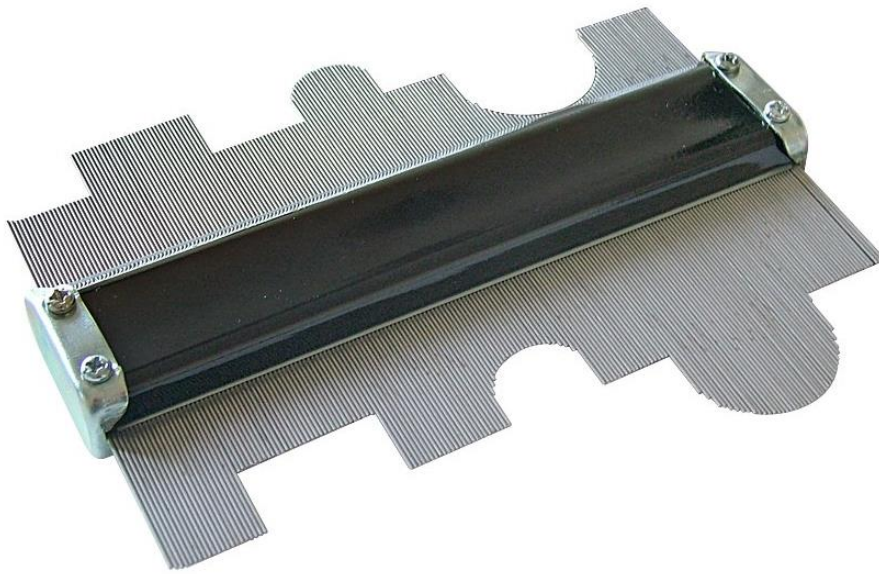


Figura 29 – Pettine di Barton

Tale attrezzo è lungo 10cm e restituisce una valutazione del JRC di una superficie scabra in maniera qualitativa: il profilo rilevato viene infatti confrontato visivamente con alcuni profili tipici, ai quali sono associati diversi indici di rugosità, che variano da 0, quando la superficie è perfettamente liscia, a 20, situazione in cui si ha una rugosità molto marcata. Questo strumento viene collocato perpendicolarmente alla superficie della discontinuità che si vuole studiare, nella direzione di scivolamento del blocco, i vari aghi del pettine ricreeranno quindi il profilo della superficie su cui è stato appoggiato, è in questo momento che diventa possibile il confronto con i profili standard.

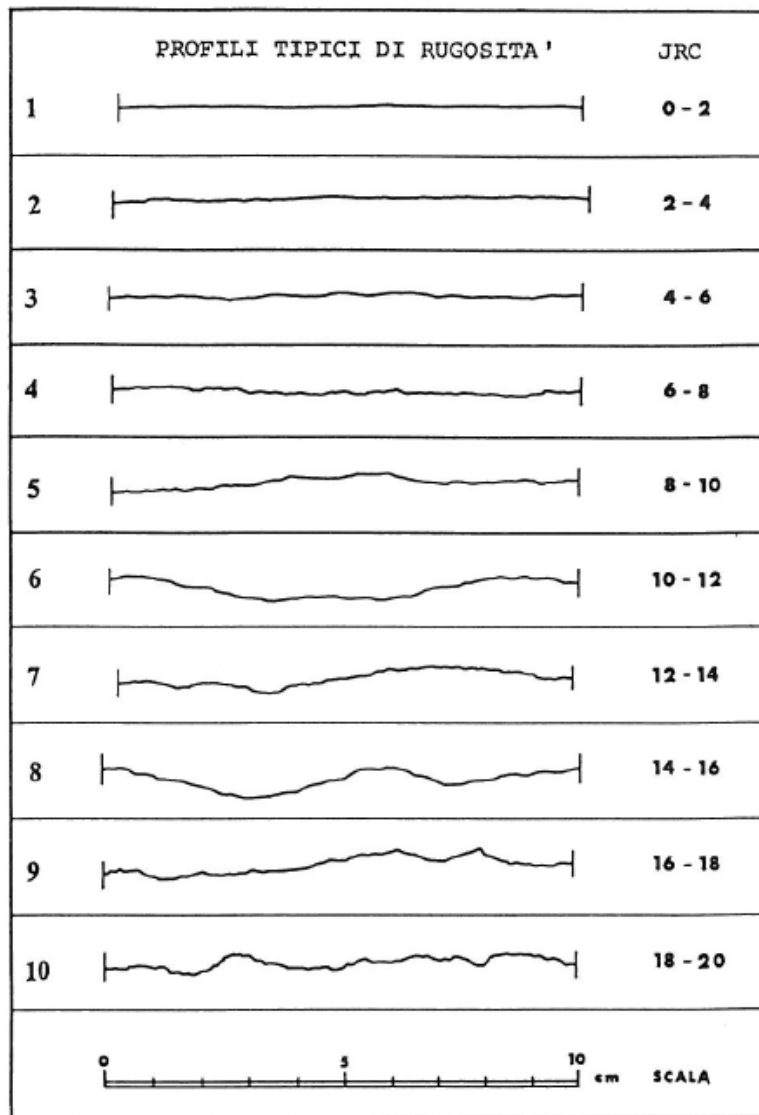


Figura 30 – Profili di rugosità e intervallo JRC. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

Si può concludere che il confronto con i profili tipici può rappresentare bene la scabrezza in piccola scala, come sui provini di laboratorio, ma su grande scala la lunghezza della superficie di interesse è troppo grande per poter essere stimata in vera grandezza. Il JRC fornisce quindi un'informazione sulle asperità su scala millimetrica; la stima da profilometro risente molto dell'operatore che la effettua, portando a notevoli errori nella valutazione della resistenza al taglio del giunto soprattutto in condizioni di piccoli sforzi assiali.

Come si ha avuto modo di apprendere, il primo metodo mai usato per la valutazione del JRC è quello del confronto visivo proposto da Barton; il limite di tale metodo è,

però la lunghezza dei profili standard rispetto a quella dell'intero giunto; per questo motivo si utilizza il grafico riportato sotto (Figura 31) in modo da tener conto della rugosità del giunto in scala reale.

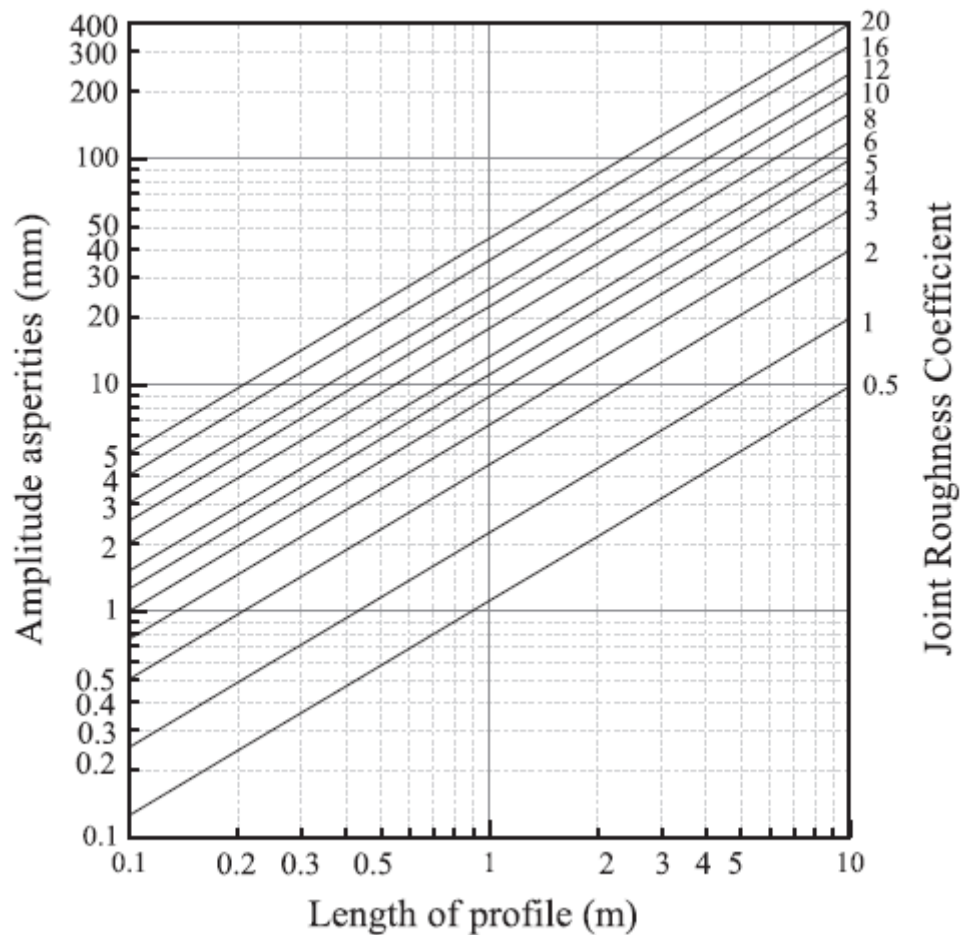


Figura 31 – Stima della variazione del JRC al variare della dimensione del provino. (Zhang, Karakus, Tang, Ge, 2014)

3.4.2 Tilt test

È un altro modo, studiato da Barton e Choubey nel 1977, per valutare il JRC; è la più semplice prova per stimare i parametri di resistenza al taglio.

Tale test sfrutta la teoria dell'equilibrio limite. La resistenza a taglio di picco alla base del blocco viene calcolata a partire dall'angolo in cui inizia lo scivolamento definito come la massima tensione resistente ovvero la più grande tensione di taglio che la superficie possa sostenere.

Le due parti di una stessa carota contenente una discontinuità sono montati sull'attrezzatura del test in modo che il giunto sia orizzontale; in laboratorio il provino può raggiungere l'ordine dei metri; se tale test viene effettuato a mano è ridotto a 10, 20 cm, mentre se tale valutazione viene eseguita in sito, è più facile utilizzare un inclinometro, presente in ogni bussola geologica.

Il campione viene poi leggermente inclinato, in modo tale che il blocco superiore non si muova; l'angolo in cui il pezzo superiore inizia a scorrere, è definito tilt-angle, ovvero angolo di inclinazione, ed è funzione della relazione tra lo sforzo di taglio τ e lo sforzo normale σ_n agente sulla discontinuità.

$$\alpha = \arctg \left(\frac{\tau}{\sigma_n} \right)$$

La prova viene effettuata su numerosi campioni contenenti la medesima discontinuità; dalla seguente formula si ottiene il valore di JRC:

$$JRC = \frac{\alpha - \phi_r}{\log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_{n0}} \right)^2}$$

ϕ_r , angolo di attrito residuo

σ_{n0} , sforzo normale al momento dello scorrimento.

L'angolo di inclinazione, nel caso in cui non sia presente nessuna coesione, nessun materiale di riempimento, se le asperità non si rompono e se le pareti della discontinuità sono perfettamente combacianti a inizio prova, è altresì dato dalla seguente relazione:

$$\varphi_i = \varphi_{materiale\ pareti} + i$$

Dove i è l'angolo di rugosità.

Nel caso in cui le due facce siano completamente non combacianti, l'angolo di inclinazione equivale all'attrito del materiale delle discontinuità. Se invece è presente la cementazione del collante o nel caso in cui si rompano le asperità, il suddetto angolo è funzione della combinazione tra coesione e attrito lungo la discontinuità.

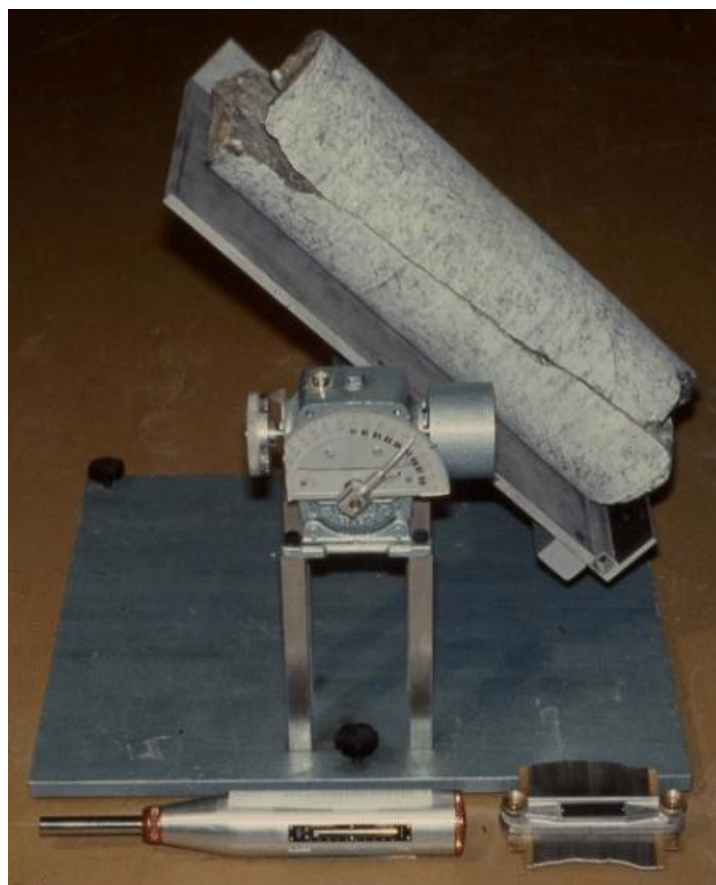


Figura 32 – Attrezzatura utilizzata per effettuare il Tilt test. In primo piano è visibile il martello di Schmidt

Nel caso in cui vi fosse del materiale di riempimento, sarebbe questo a governare l'angolo di inclinazione in funzione dello spessore di tale strato e dell'altezza delle asperità presenti sulle due facce.

Tuttavia, questo metodo presenta alcune limitazioni: per esempio, i provini vengono raccolti in sito e trasferiti in laboratorio, il che implica non infrequenti rotture dei blocchi. Inoltre, come specificato in precedenza sono necessari svariati test e quindi un gran numero di campioni.

Un altro grande limite è il non poter variare la forza normale al piano di scorrimento; essa è inoltre sempre inferiore al peso del blocco, ed è risaputo come la resistenza al taglio di una discontinuità aumenti notevolmente in maniera non lineare all'aumentare della componente normale σ_n ; per superare ciò si ricorre alla prova di

taglio diretto, dove è possibile variare la componente normale indipendentemente dalla componente di taglio e dal peso del blocco.

3.4.3 Metodo di Myers

Proposto nel 1962, questo metodo prevede la digitalizzazione della superficie della discontinuità; in seguito, vengono estratti una serie di profili in una direzione arbitraria, per ognuno di essi bisogna calcolare il parametro Z_2 (si veda Cap. 4.5), esso è intimamente collegato al parametro JRC attraverso le formule che vengono riportate in seguito, presenti in letteratura:

- Tse & Cruden, 1979

$$JRC = 32,2 + 32,47 \cdot \log(Z_2)$$

- Yang, Lo & Di, 2001

$$JRC = 32,69 + 32,98 \cdot \log(Z_2)$$

- Tatone & Grasselli, 2010

$$JRC = 51,85 \cdot \log(Z_2)^{0,60} - 10,37 \quad (\text{per profili con passo} \leq 0,5\text{mm})$$

$$JRC = 55,03 \cdot \log(Z_2)^{0,74} - 6,10 \quad (\text{per profili con passo} \geq 1\text{mm})$$

3.4.4 Back analysis

È un altro metodo per stimare il JRC, che trova le sue radici nel criterio di resistenza studiato da Barton.

Per questo test, vengono effettuate almeno tre prove di taglio al variare dello sforzo normale σ_n . si ricava il valore del joint roughness coefficient applicando una formula già vista in precedenza per il tilt test:

$$JRC = \frac{\arctg\left(\frac{\tau}{\sigma_n}\right) - \varphi_r}{\log_{10}\left(\frac{JCS}{\sigma_{n0}}\right)}$$

3.4.5 Martello di Schmidt

Si tratta dello strumento utilizzato per valutare la resistenza a compressione uniassiale delle pareti delle discontinuità JCS (joint compressive strength); tale parametro è fondamentale per stimare la resistenza a taglio di una discontinuità.

Viene valutata tramite l'utilizzo sull'interfaccia della discontinuità di uno sclerometro, anche detto martello di Schmidt (Figura 33). Questo strumento è costituito da un cilindro, con una punta che entrando e uscendo restituisce il valore dell'altezza di rimbalzo di una massa interna allo strumento, sulla parete oggetto di studio. Essa è definita tramite un indice proporzionale alla resistenza a compressione della roccia. Si valuta quindi la resistenza all'urto tramite la stima dell'assorbimento anelastico della roccia, che si ottiene misurando l'indice di rimbalzo R della massa battente, che viene letto su una scala numerica.

Affinché la prova venga effettuata correttamente, lo sclerometro deve essere ortogonale alla superficie e questa deve essere in condizioni sature al fine di ottenere un risultato più conservativo; non devono, inoltre, esserci particelle fini sull'area di prova.



Figura 33 – Martello di Schmidt

I valori di JCS vengono quindi ottenuti tramite la relazione di Miller:

$$\text{Log}_{10}(\text{JCS}) = 0,00088 + \gamma \cdot R + 1,01$$

dove γ è la densità della roccia (kN/m^3), mentre R è il numero dei rimbalzi contati usando il martello in posizione verticale verso il basso.

I valori forniti dallo strumento vengono inseriti in un grafico (Deere & Miller) che, in funzione delle caratteristiche della roccia e dell'inclinazione dello strumento, consente di stimare la resistenza a compressione delle pareti della discontinuità. In particolare, sull'asse delle ascisse sono riportati diversi indici di Schmidt per diverse inclinazioni del martello; mentre sull'asse delle ordinate vi sono i valori di JCS (Figura 34).

Il valore finale viene ricavato scegliendo correttamente la retta inclinata che si riferisce al peso specifico della roccia in questione.

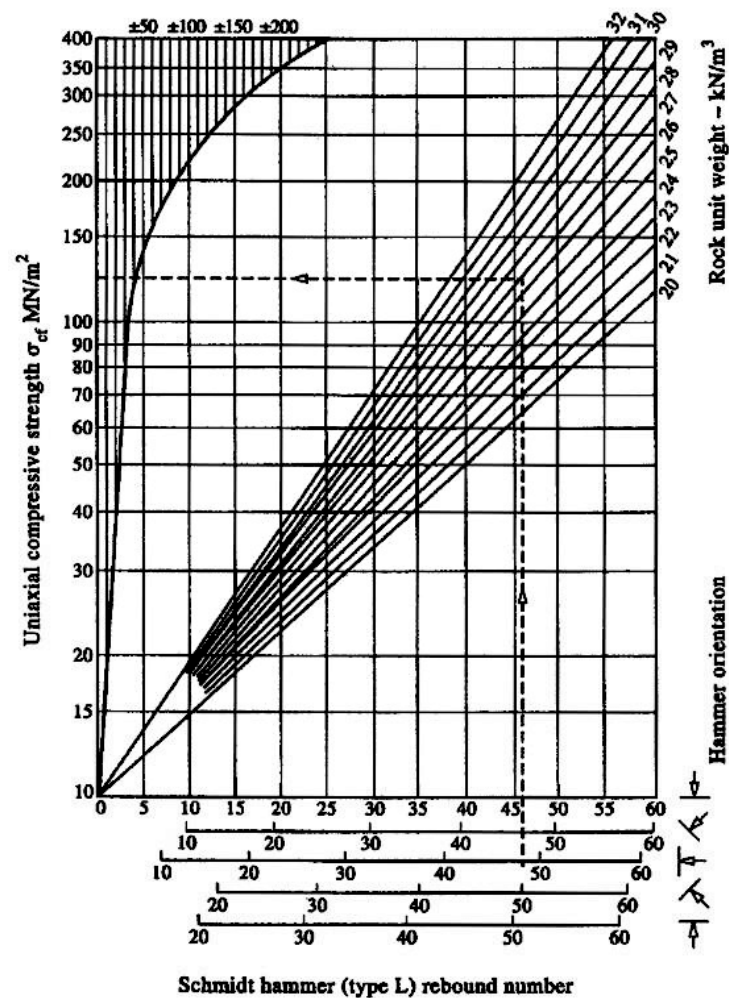


Figura 34 – Carta di correlazione per il martello di Schmidt. (Raccomandazioni ISRM, 2/1993)

Vengono ripetute varie misurazioni su una stessa superficie, in modo tale da avere dei risultati rappresentativi. Si fanno in genere gruppi di 10 prove, per ogni discontinuità di cui verranno scartati i 5 risultati più bassi per ogni gruppo, delle restanti 5, si calcola la media. Viene così stimato, tramite utilizzo del diagramma in Figura 33, il valore di JCS.

L'effetto "tamburo", ovvero il movimento della superficie saggiata, poiché costituita da blocchi, è la causa dei valori molto bassi di colpi per una serie di risultati. Questa prova è una delle poche che prende in considerazione la resistenza meccanica dello strato di materiale alterato che si trova sulla superficie della discontinuità; Tale strato è indice della qualità della roccia, dal momento che gioca un ruolo importante nella resistenza al taglio.

Un'alternativa, per stimare la resistenza di porzioni intatte di una superficie di potenziale scorrimento possono essere le prove di carico puntuale, qualora siano fattibili.

4. Misura della rugosità di una superficie

Gli studi sperimentali sul comportamento meccanico delle discontinuità evidenziano come la scabrezza sia uno dei parametri geometrici che fortemente influenzano la deformabilità e la resistenza delle discontinuità stesse. Dunque, la misura dell'irregolarità morfologica della discontinuità e la conseguente stima del grado di rugosità assume, quindi un'importanza rilevante per la stima delle resistenze offerte. Nella letteratura tecnica differenti sono i descrittori geometrici proposti a questo scopo. Quello maggiormente impiegato nella pratica progettuale è il Joint Roughness Coefficient (proposto da Barton) che in realtà non rappresenta una reale misura della geometria del profilo del giunto, ma più propriamente è definibile come un parametro empirico funzionale al criterio di resistenza al taglio di Barton e Bandis per i giunti.

Nonostante questo parametro non possa caratterizzare la scabrezza in 3-dimensioni, ne definisca un valore lungo una direzione prefissata e di lunghezza limitata sulla base di confronti soggettivi con profili proposti dall'Autore (Barton e Choubey, 1977), esso è ancora il più utilizzato nella pratica ingegneristica per la quantificazione della rugosità delle discontinuità. A questo si aggiunge che è stato evidenziato (Beer et al., 2002) come la stima di JRC da profilometro risenta molto dell'operatore che la effettua, portando a notevoli errori nella stima della resistenza al taglio del giunto soprattutto in condizioni di bassi sforzi assiali.

Per superare gli svantaggi del metodo di confronto visivo, per automatizzare il calcolo di JRC e per definirne variazioni legate alla direzione di misura sono stati presentati numerosi approcci che prevedono la digitalizzazione dei suddetti profili (Tse & Cruden, 1979; Maerz et al., 1990; Yu & Vayssade, 1991; Yang et al., 2001; Tatone & Grasselli, 2010; Zhang et al., 2014).

La digitalizzazione del profilo può essere condotta con metodi tradizionali (profilometri) ovvero con rilievi fotogrammetrici o con laser scanner. Il risultato è, sostanzialmente, una nuvola di punti che rappresentano geometricamente la

morfologia della superficie di discontinuità da analizzare. Tale nuvola di punti è disposta secondo una griglia con spaziatura regolare (profilometri e laser scanner) o irregolare (fotogrammetria), mantenendo, in quest'ultimo caso, una densità costante di punti rilevati per unità di area lungo l'intera superficie. Tale insieme di punti viene quindi analizzato al fine di ottenerne profili lungo allineamenti ovvero studiato nel suo insieme per trarne indicazioni sulla reale morfologia di superficie. I metodi proposti per parametrizzare la scabrezza possono basarsi, quindi, su parametri 2D che considerano il profilo bidimensionale del giunto ovvero possono usare parametri 3D stimati per l'intera superficie della discontinuità.

Non solo, alcuni approcci considerano parametri di rugosità direzionali altri non-direzionali. I primi sono in grado di cogliere differenze di scabrezza lungo una superficie o un profilo ad essa appartenente in relazione alla direzione (nel caso della superficie, approcci 3D) e al verso (nel caso del profilo, approcci 2D) di analisi; i secondi, definiscono il grado di scabrezza indipendentemente dal verso di analisi.

Un altro aspetto importante risiede nella valutazione dell'anisotropia della rugosità. In via generale, a seconda della roccia e dello stato tensionale e dei modi di rottura rispetto ai quale le discontinuità si formano, possono assumere caratteristiche geometriche differenti in relazione alla direzione di analisi, posso pertanto avere una direzione in cui la rugosità è prevalente ed altre in cui potrebbe essere trascurabile. Definire, quindi il grado di anisotropia morfologica della discontinuità è di fondamentale importanza per stimarne la variabilità delle caratteristiche di resistenza.

Dato che il criterio di resistenza maggiormente impiegato rimane essere quello di Barton-Bandis, i vari parametri impiegati, e descritti nel seguito, sono stati correlati dai vari Autori ai corrispondenti valori di JRC attraverso formulazioni empiriche.

Nel seguito vengono riportati i principali approcci metodologici proposti nella letteratura tecnica per la misura della rugosità di una superficie, le formulazioni empiriche per definire il valore di JRC corrispondente.

4.1 Tatone e Grasselli (2009)

Uno dei parametri direzionali più noti è l'angolo θ^*_{max} , ovvero la massima pendenza apparente dell'asperità lungo la direzione di taglio della superficie, proposto da Tatone e Grasselli (2009). Gli Autori propongono un'analisi sia lungo profili, sia su superfici di discontinuità definendo due parametri, $\theta^*_{max}/[C+1]_{2D}$ e $\theta^*_{max}/[C+1]_{3D}$, che si riferiscono all'inclinazione dei segmenti di linea retta di un profilo 2D e alla distribuzione cumulativa dell'inclinazione apparente delle facce triangolari della superficie, consentendo di calcolare con sufficiente precisione la porzione del profilo o dell'area maggiormente inclinata rispetto ad alcuni valori di θ^* definiti a priori. Tale misura viene poi normalizzata rispetto alla lunghezza o alla superficie totale.

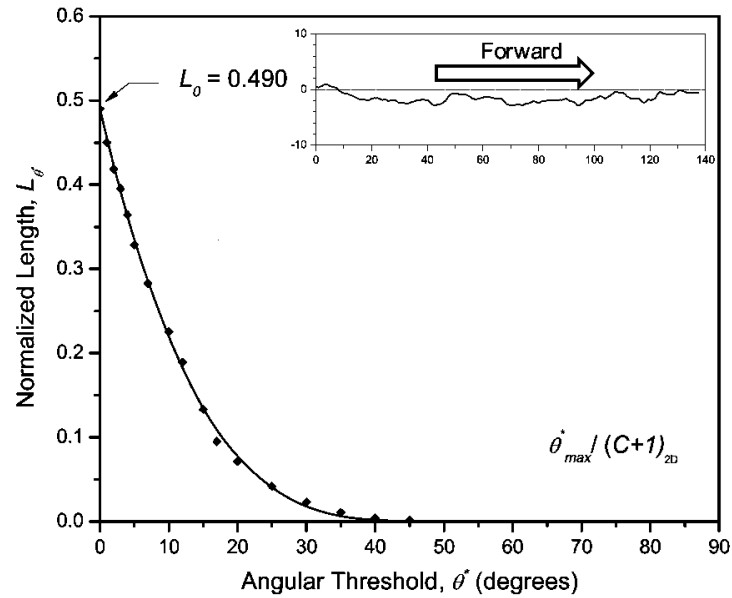


Figura 35 - Lunghezza normalizzata del profilo in funzione dell'angolo di soglia di rugosità, (Tatone & Grasselli, 2012).

Si è ricavata una relazione tra le lunghezze e le aree sopra descritte.

$$L_{\theta^*} = L_0 \cdot \left(\frac{\theta^*_{max} - \theta^*}{\theta^*_{max}} \right)$$

$$A_{\theta^*} = A_0 \cdot \left(\frac{\theta^*_{max} - \theta^*}{\theta^*_{max}} \right)$$

dove A_0 e L_0 sono l'area e la lunghezza normalizzate corrispondenti ad un angolo Θ^* pari a 0; Θ^*_{\max} è l'inclinazione del segmento o della faccia con pendenza maggiore C è un parametro che descrive la forma della distribuzione cumulata.

Si otterranno, quindi, dei grafici (Figura 35) in cui inserire sull'asse delle ordinate la lunghezza normalizzata L_0^* per il caso 2D o l'area A_0^* per il caso 3D, mentre sull'asse delle ascisse verranno letti i valori dell'angolo $\Theta^*_{\max}/[C+1]$ in 2D o 3D a seconda di quale sia l'altra grandezza in gioco. Si calcola, dunque, l'area sottesa alla curva; tale spazio dipende dalla quantità di segmenti o facce inclinate: più sono, più la superficie è ruvida.

Per calcolare l'area si usa la seguente equazione:

$$A_{curva}^{2D} = 2 \cdot L_0 \cdot \theta^*_{\max} / [C + 1]$$

$$A_{curva}^{3D} = 2 \cdot A_0 \cdot \theta^*_{\max} / [C + 1]$$

Dato che L_0 e A_0 sono solitamente molto vicini a 0,5, quanto detto fino ad ora si semplifica molto, definendo l'inclinazione della rugosità come

$$\Theta^*_{\max} / [C+1]$$

L'approccio proposto dagli Autori si annovera tra i metodi direzionali in quanto l'analisi ed il calcolo dell'angolo di inclinazione delle asperità riguarda solo la parte inclinata nella direzione di analisi e, pertanto, dopo aver stabilito un verso di analisi (avanti o indietro) è possibile ottenere curve cumulate differenti per lo stesso profilo-superficie in relazione al verso di analisi.

Applicando l'approccio proposto ai profili di riferimento di Barton e Choubey gli Autori definiscono le seguenti correlazioni, che seguono una legge di potenza, mettendo in relazione i valori di $\Theta^*_{\max} / (C + 1)_{2D}$ e il JRC sulla base del passo di campionamento digitale dei profili analizzati:

$$JRC = 3,95 \cdot \left[\frac{\theta^*_{\max}}{(C+1)_{2D}} \right]^{0,70} - 7,98 \quad (\text{intervallo campionamento: 0,5 mm})$$

$$JRC = 2,40 \cdot \left[\frac{\theta^*_{\max}}{(C+1)_{2D}} \right]^{0,85} - 4,42 \quad (\text{intervallo campionamento: 1,0 mm})$$

Dove θ_{\max}^* è la massima inclinazione del profilo 2D nella direzione di analisi scelta e C è un parametro dimensionale.

Dalle seguenti tabelle risulterà chiara ed evidente la direzionalità del parametro θ_{\max} .

JRC profile	Actual JRC value (from Table 1)	$\theta_{\max}^*/(C+1)_{2D}$ (0.5 mm sampling interval)		
		Forward direction ^a	Reverse direction ^b	Average
0-2	0.4	2.69	2.98	2.83
2-4	2.8	5.20	4.14	4.67
4-6	5.8	5.43	5.12	5.27
6-8	6.7	8.27	7.66	7.97
8-10	9.5	10.36	6.17	8.26
10-12	10.8	9.37	9.31	9.34
12-14	12.8	10.03	9.48	9.75
14-16	14.5	10.63	12.96	11.80
16-18	16.7	13.48	13.04	13.26
18-20	18.7	17.03	14.44	15.74

Tabella 12 – Riepilogo dei valori di $\theta_{\max}^*/(C+1)_{2D}$, con intervallo di campionamento di 0,5 mm (Tatone, Grasselli, 2010)

JRC profile	Actual JRC value (from Table 1)	$\theta_{\max}^*/(C+1)_{2D}$ (1.0 mm sampling interval)		
		Forward direction ^a	Reverse direction ^b	Average
0-2	0.4	2.44	2.02	2.23
2-4	2.8	4.02	3.41	3.71
4-6	5.8	5.25	5.31	5.28
6-8	6.7	8.51	5.88	7.20
8-10	9.5	8.70	6.14	7.42
10-12	10.8	8.84	9.35	9.10
12-14	12.8	8.67	9.57	9.12
14-16	14.5	10.21	13.32	11.77
16-18	16.7	12.22	13.22	12.72
18-20	18.7	14.94	13.81	14.37

Tabella 13 - Riepilogo dei valori di $\theta_{\max}^*/(C+1)_{2D}$, con intervallo di campionamento di 1 mm (Tatone, Grasselli, 2010)

Gli Autori propongono anche una stima della resistenza al taglio della discontinuità dipendente dall'angolo di resistenza di base, dello stato di tensione agente lungo la discontinuità e dei parametri geometrici del metodo, espresso tramite la seguente equazione:

$$\tau = \sigma_n \cdot \tan \left[\varphi_b + \left(\frac{\theta_{\max}^*}{C+1} \right)^{1,18 \cos \beta} \right] \cdot \left[1 + \exp \left[- \left(\frac{\theta_{\max}^*}{C+1} \cdot \frac{\sigma_n}{9A_0 \sigma_t} \right) \right] \right]$$

Questa equazione mette in relazione lo sforzo normale σ_n , la resistenza a trazione σ_t , proveniente dalla trazione indiretta brasiliana, l'angolo di attrito di base ϕ_b , l'angolo Θ^*_{max} e il parametro tridimensionale di scabrezza, C.

Tale relazione è stata poi modificata da Tang et al. (2014), correlando non solo lo sforzo normale σ_n , la resistenza a trazione σ_t , l'angolo di attrito di base ϕ_b , l'angolo Θ^*_{max} e il parametro tridimensionale di scabrezza C, ma anche A_0 , ovvero l'area normalizzata corrispondente ad un angolo Θ^*_{max} uguale a 0.

$$\tau = \sigma_n \cdot \tan \left[\phi_b + 10 \cdot \frac{A_0 \cdot \theta^*_{max}}{1 + C} \cdot \frac{(\sigma_t / \sigma_n)}{1 + (\sigma_t / \sigma_n)} \right]$$

Un'altra modifica all'equazione riportata poc'anzi è stata apportata da Xia et al. (2014) con la seguente espressione:

$$\tau_p = \sigma_n \cdot \tan \left[\phi_b + \frac{4A_0 \cdot \theta^*_{max}}{C + 1} \cdot \left[1 + \exp \left(-\frac{1}{9A_0} \cdot \frac{\theta^*_{max}}{C + 1} \cdot \frac{\sigma_n}{\sigma_t} \right) \right] \right]$$

Essa è molto simile a quella di riferimento di Tatone e Grasselli, tuttavia fornisce risultati differenti, ciò è causa, nonché esempio, della grande variabilità che hanno le stime di tali parametri. Quest'ultima equazione pone in relazione lo sforzo normale σ_n , la resistenza a trazione σ_t , l'angolo di attrito di base ϕ_b , l'angolo Θ^*_{max} , il parametro tridimensionale di scabrezza C, l'area A_0 normalizzata corrispondente ad un angolo Θ^*_{max} pari a 0.

4.2 Coefficienti di rugosità lineare e superficiale

Si tratta dei coefficienti R_p , in 2D e R_s , in 3D, che vengono molto spesso utilizzati per caratterizzare l'irregolarità di una discontinuità rispetto ad una linea o a un piano. Il coefficiente di rugosità lineare R_p viene definito come il rapporto dato dalla lunghezza del profilo reale L_t e la lunghezza nominale del profilo L_n , (El-Soudani, 1978):

$$R_p = \frac{L_t}{L_n} = \frac{\sum_{i=1}^{N-1} \sqrt{(x_{i+1} - x_i)^2 + (y_{i+1} - y_i)^2}}{L_n}$$

Dove x e y si riferiscono alle coordinate dei punti adiacenti di un profilo 2D, mentre N è il numero totale dei punti di cui è costituito l'intero profilo. L_n non è altro che una proiezione sulla linea scelta del profilo bidimensionale.

Il coefficiente R_p , così come il coefficiente Z_2 (Cap. 4.3) è fortemente dipendente dall'intervallo di campionamento utilizzato per digitalizzare i profili. Si potrà, infatti, notare (Figura 36) come il pettine di Barton, ad esempio, è in grado di ottenere misurazioni solo ad intervalli orizzontali fissi sulla superficie; tipicamente essi sono pari a 0,5 mm o a 1 mm, di conseguenza si ha la perdita di informazioni circa le caratteristiche della superficie con lunghezza inferiore a questo intervallo.

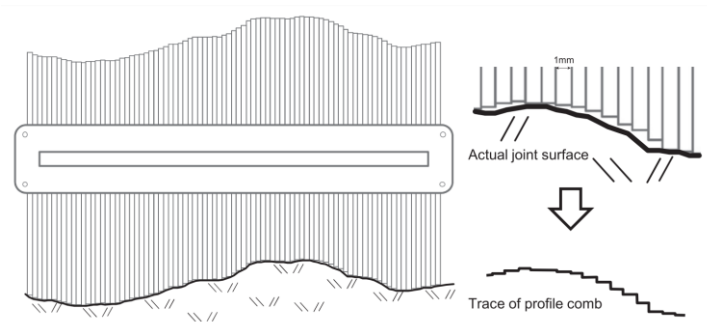


Figura 36 - Utilizzo di un profilometro e ingrandimento del dettaglio dei "denti" a contatto con la superficie della roccia che illustrano l'intervallo di campionamento dell'utensile e come esso non sia in grado di catturare le caratteristiche della superficie più piccole di questo intervallo; in basso a destra: profilo registrato. (Tatone, Grasselli, 2010).

Questo indice è stato ampiamente utilizzato per ricavare il valore di JRC; le relazioni che si riportano ne sono un esempio:

$$JRC = \left(0,0336 + \frac{0,00127}{\ln(R_p)} \right)^{-1}$$

Tatone e Grasselli, intervallo di campionamento 0,5 mm.

$$JRC = \left(0,0338 + \frac{0,00107}{\ln(R_p)} \right)^{-1}$$

Tatone e Grasselli, intervallo di campionamento 1 mm.

$$JRC = 92,07 \cdot \sqrt{(R_p - 1)} - 3,28$$

Yu e Vayssade, intervallo di campionamento 0,5 mm.

$$JRC = 95,23 \cdot \sqrt{(R_p - 1)} - 2,62$$

Yu e Vayssade, intervallo di campionamento 1 mm.

I rapporti maggiori sono dati dai profili più grezzi in quanto le maggiori irregolarità e ondulazioni fanno sì che la lunghezza reale del profilo sia maggiore.

Grazie a Maerz et al. i 10 profili standard sono stati digitalizzati e ne sono state calcolate le caratteristiche geometriche. È poi stata effettuata una regressione lineare tra i valori di JCR riportati e le caratteristiche geometriche.

La migliore correlazione è data dalla relazione seguente:

$$JRC = 411(R_p - 1) \quad (\text{Maerz et al., intervallo di campionamento 0,5 mm})$$

Dove R_p è l'indice del profilo di rugosità che può essere approssimato dalla somma delle lunghezze pitagoriche di molti piccoli segmenti rettilinei.

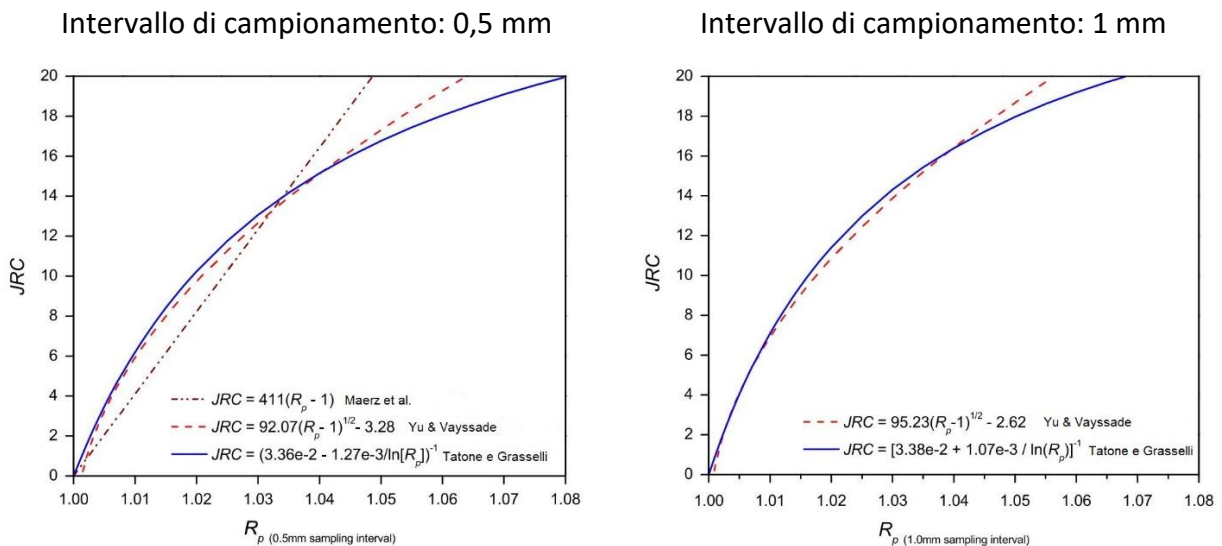


Figura 37 – I grafici riportano l'andamento delle diverse equazioni che correlano JRC e R_p per diversi intervalli di campionamento. (Tatone, Grasselli, 2010).

Parliamo ora dell'altro coefficiente, quello della rugosità superficiale (R_s), che viene definito come il valore della superficie reale A_t rapportata all'area della superficie nominale A_n (El-Soudani, 1978):

$$R_s = \frac{A_t}{A_n}$$

Secondo quanto detto, superfici molto ruvide avranno indici molto elevati, a causa dell'ondulazione e della asperità della superficie, mentre una superficie perfettamente liscia, avrà un valore pari a 1.

4.3 Parametro Z_2

Si tratta della radice quadrata della derivata prima delle altezze di un profilo bidimensionale; tale parametro viene definito nel seguente modo (Myers, 1962):

$$Z_2 = \sqrt{\frac{1}{L} \int_{x=0}^{x=L} \left(\frac{dy}{dx} \right)^2 dx} \approx \sqrt{\frac{1}{L} \sum_{i=1}^{N-1} \frac{(y_{i+1} - y_i)^2}{(x_{i+1} - x_i)}} = \sqrt{\frac{1}{M(Dx)^2} \sum_{i=1}^M (y_{i+1} - y_i)^2}$$

Dove L è la lunghezza totale del profilo, N il numero totale dei punti da cui è costituito, (X_i, Z_i) , e di conseguenza anche (X_{i+1}, Z_{i+1}) sono le coordinate dei punti vicini del profilo. La lunghezza del profilo L è considerabile pari al prodotto tra il numero di campionamento (N-1) del profilo lungo x, per la loro lunghezza Dx. Quindi:

$$L \approx (N - 1) \cdot Dx$$

Si ha pertanto:

$$Z_2 = \sqrt{\frac{1}{N-1} \sum_{i=1}^{N-1} \frac{(y - y_i)^2}{(x_{i+1} - x_i)}} = \sqrt{\frac{1}{N-1} \sum_{i=1}^{N-1} (\tan \alpha_i)^2}$$

Questo parametro è quindi fortemente dipendente da come viene campionato il profilo: se il passo viene stabilito pari alla lunghezza del profilo, Z_2 assume un valore minimo; se riduciamo il passo, questo parametro aumenta fino a giungere ad un valore più o meno costante, quando il passo è uguale a Dx_r ; esso è il grado di accuratezza massima raggiungibile dal calcolo.

In letteratura, sono molte le formule che correlano il parametro Z_2 al valore di JRC:

$$JRC = 32,2 + 32,47 \cdot \log (Z_2)$$

Tse e Cruden, intervallo di campionamento 0,5 mm.

$$JRC = 32,69 + 32,98 \cdot \log (Z_2)$$

Yang et al., intervallo di campionamento 0,5 mm.

$$JRC = 61,79 \cdot Z_2 - 3,47$$

Yu e Vayssade, intervallo di campionamento 0,5 mm.

$$JRC = 64,22 \cdot Z_2 - 2,31$$

Yu e Vayssade, intervallo di campionamento 1 mm.

$$JRC = 51,85 \cdot (Z_2)^{0,60} - 10,37$$

Tatone e Grasselli, intervallo di campionamento 0,5 mm.

Come si vede, sono correlazioni decisamente diverse tra loro, per esempio, Tse e Cruden hanno considerato unicamente l'effetto dato dall'angolo di inclinazione, trascurando così l'effetto scala. Essi hanno, quindi visto che i valori di JCR calcolati in questo modo sono abbastanza in linea con i corrispondenti valori dei profili standard.

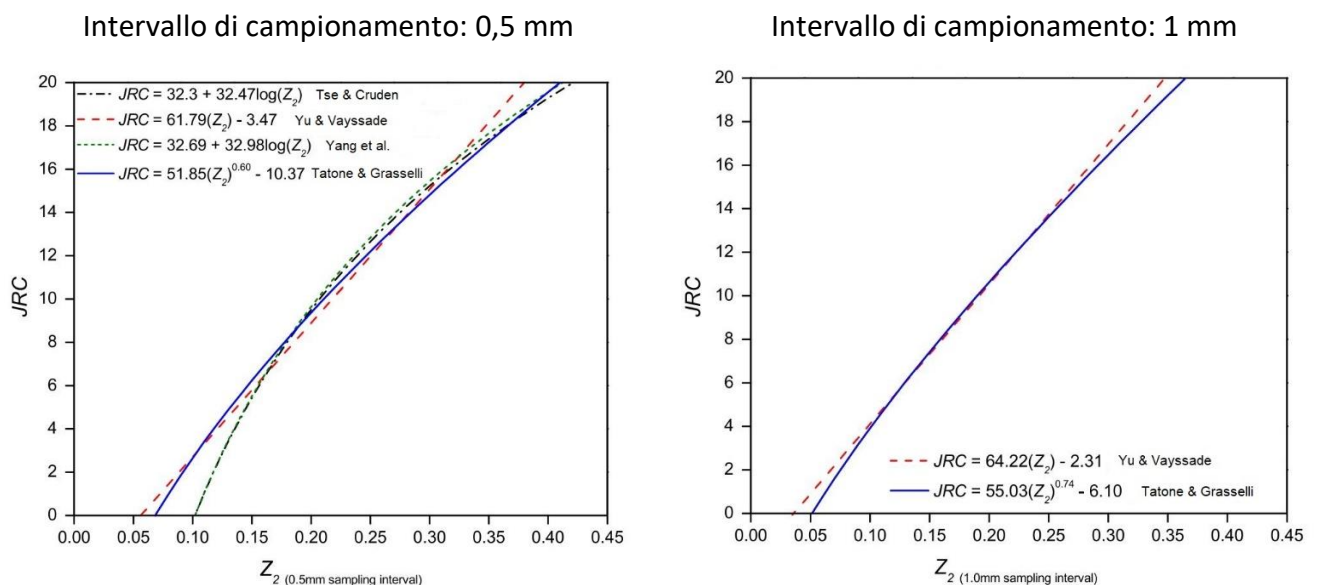


Figura 38 - I grafici riportano l'andamento delle diverse equazioni che correlano JRC e Z_2 per diversi intervalli di campionamento. (Tatone, Grasselli, 2010)

Il metodo Z_2 ha alcune limitazioni, ad esempio dove i tre profili hanno lo stesso angolo di inclinazione (Figura 39), il parametro Z_2 è lo stesso, mentre il JCR di questi è evidentemente differente per ognuno di loro; questo succede perché tale metodo considera unicamente l'angolo di inclinazione media, trascurando l'influenza delle ampiezze.

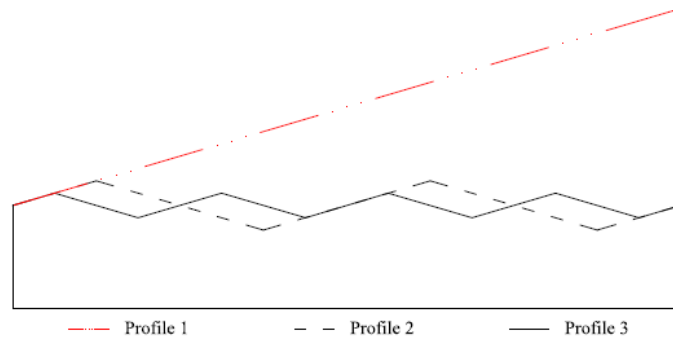


Figura 39 – Tre diversi profili di rugosità per un medesimo angolo di inclinazione. (Zhang, Karakus, Tang, Ge, 2014)

4.4 Parametro λ

Per cercare di ovviare alle limitazioni del metodo Z_2 , e per tener conto degli effetti scala sul JCR, viene introdotto un nuovo parametro: λ .

Dal grafico precedente (Figura 39) si sono estrapolati alcuni punti al fine di trovare una relazione per stimare una regressione migliore di quella offerta dal metodo grafico di Barton, con l'intento di dimostrare come l'ampiezza massima (H) e la lunghezza del profilo (L) delle asperità influenzino il JCR.

Risulta dunque evidente che tenere in considerazione il rapporto H/C nella stima del JCR in aggiunta al parametro Z_2 , migliora notevolmente l'accuratezza del risultato.

Dal momento che l'altezza massima è un dato puntuale, si preferisce usare l'altezza media, per definire il profilo di rugosità.

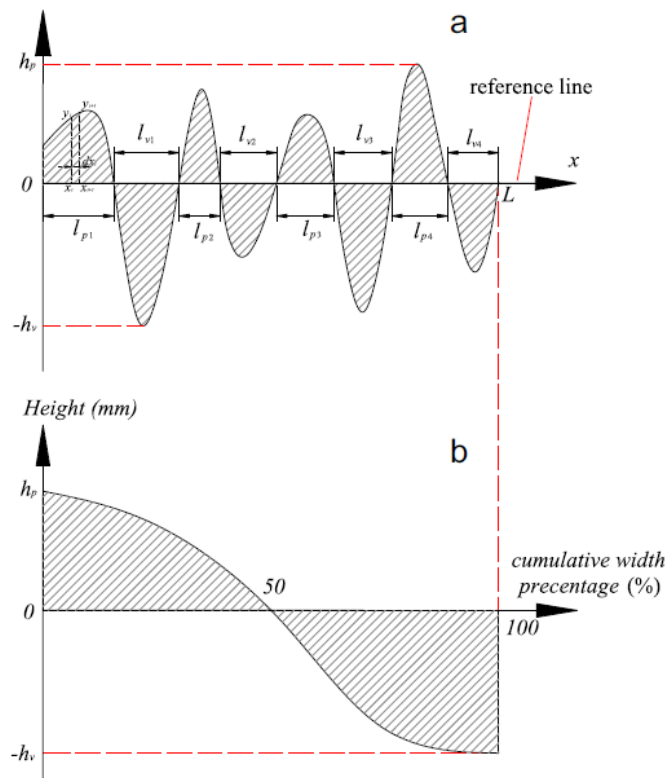


Figura 40 - a) profilo del giunto campione e b) distribuzione della larghezza cumulativa in relazione alle varie altezze di asperità. (Zhang, Karakus, Tang, Ge, 2014)

Vengono selezionati i punti più alti (h_p) e i più bassi (h_v) delle asperità e si ricava l'altezza delle asperità h_t :

$$h_t = h_p - h_v$$

A seguire è necessario trovare il valore di altezza media. Il processo utilizzato prevede l'utilizzo di un algoritmo iterativo, così definito:

- 1) Si stabilisce a discrezione il passaggio di una linea orizzontale di riferimento ad una altezza compresa tra h_v e h_p , detto h_x ;
- 2) Ad ogni valore di altezza della rugosità si sottrae l'altezza della linea di riferimento, h_x , e si calcola l'altezza media, h_{av} :

$$h_{av} = \frac{1}{L} \int_{x=0}^{x=L} |y| dx = \sum_{i=1}^N \frac{|y_{i+1} + y_i| \cdot (x_{i+1} - x_i)}{2L}$$

Dove L è la lunghezza del profilo, x e y le coordinate dell'asperità.

- 3) Tramite il precedente processo iterativo, si individua la linea di riferimento tra i punti massimi e minimi del profilo;
- 4) A seguire si trova l'altezza media minima, h ;
- 5) Infine, si traccia la linea di altezza media sul grafico del profilo di rugosità.

Considerando come esempio la Figura 40a, su cui è stato applicato il suddetto processo, si evidenzia che la somma delle aree ombreggiate sopra e sotto la linea di riferimento dovrà essere uguale. In altre parole: la percentuale di lunghezza cumulativa è del 50% (Figura 40b).

$$\frac{1}{L} \cdot \sum_{i=1}^n l_{pi} = \frac{1}{L} \cdot \sum_{j=1}^m l_{vj} = 50\%$$

Dove n è il numero di segmenti al di sopra della linea media del profilo, m è il numero di segmenti al di sotto della linea media, L la lunghezza del profilo, l_{pi} e l_{vj} sono le lunghezze di base di ciascuna area. Tramite il seguente grafico è possibile determinare l'area minima delle parti ombreggiate per qualsiasi profilo di rugosità.

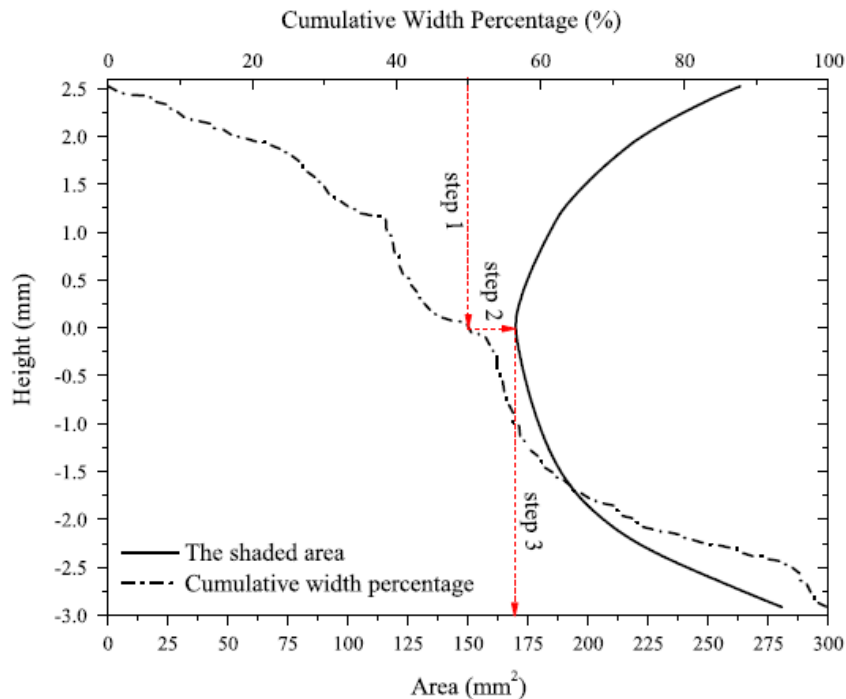


Figura 41 - Percentuale cumulativa di larghezza rispetto all'altezza delle asperità per i 10 profili standard del JCR. (Zhang, Karakus, Tang, Ge, 2014)

Nel grafico (Figura 41) si entra con la percentuale di lunghezza cumulativa; ci si sposta poi in direzione orizzontale fino ad intersecare la curva delle aree ombreggiate; infine, si scende lungo la verticale e si giunge all'asse delle ascisse dove si può leggere il valore dell'area minima, in mm², delle zone d'ombra per il profilo.

Dai risultati delle prove di taglio "in avanti" e "indietro" è evidente che il JCR sia diverso nei due casi e, per tener conto di tutto ciò, l'angolo di dilatazione viene orientato come positivo o negativo. Solitamente si considera positivo l'angolo nella direzione di taglio.

Il profilo viene, quindi, suddiviso in incrementi di uguale ampiezza nella direzione orizzontale; il parametro Z_2 (Cap. 4.3) può essere semplificato:

$$Z'_2 = \left[\frac{1}{M} \cdot \sum_{i=1}^M \left(\frac{\max(0, y_{i+1} - y_i)}{D_x} \right)^2 \right]^{1/2}$$

Dove D_x è l'ampiezza incrementale nella direzione orizzontale.

Dunque, sulla base del metodo grafico di Barton, la relazione che intercorre tra JCR e H/C può essere aggiornata prendendo in considerazione anche l'angolo di inclinazione dell'asperità nonché la sua ampiezza; questo nuovo indice di rugosità prende il nome di λ :

$$\lambda = \left(\frac{h}{L} \right)^\alpha \cdot (Z'_2)^{1-\alpha}$$

Dove α è una costante di valore pari a 1/3.

Vediamo ora in che modo sia possibile correlare λ e JCR:

$$JRC_{suggerito} = \frac{a}{c + e^{-b\lambda}} + k$$

Dove a, b, c, e k sono costanti.

Per giungere a tale equazione, sono stati digitalizzati 64 profili di Bandis, poi ognuno di essi è stato diviso in 500 parti e si sono ottenute le coordinate incrementali. Si è

calcolato λ e, infine, sfruttando le relazioni già fornite da Bardis, si è giunti alla relazione tra JCR e λ .

Per calcolare i parametri a, b, c, e k, si è ridotta al minimo la somma degli errori al quadrato.

4.5 Funzione di struttura (SF)

Questo parametro si indica con SF, ed è dato dalla seguente equazione:

$$SF = \frac{1}{L} \int_{x=0}^{x=L} [f(x+dx) - f(x)]^2 dx = \frac{1}{L} \sum_{i=1}^{N-1} (y_{i+1} - y_i)^2 \cdot (x_{i+1} - x_i) \\ = (Z_2 \cdot \Delta s)^2$$

Tale parametro è indice della variazione dell'altezza dell'asperità; dà, quindi. Un'idea di come vari la superficie.

$$JRC = 37,63 + 16,5 \cdot \log(SF) \quad (\text{Yang et al.})$$

$$JRC = 2,69 + 245,70 \cdot SF \quad (\text{Tse e Cruden})$$

$$JRC = 239,27 \cdot \sqrt{SF} - 4,51 \quad (\text{Yu e Vayssade})$$

4.6 Dimensione frattale e parametro di ampiezza

Sono molti gli studi che sono stati condotti su una possibile correlazione tra i parametri della geometria frattale e il JRC, pertanto sono tantissime le formulazioni presenti in letteratura.

In età sempre più moderne, alcuni ricercatori hanno applicato la geometria frattale (modelli frattali autoaffini e autosimili) alle superfici rocciose. Ad esempio, Lee et al. hanno affermato che i valori di JRC siano direttamente proporzionali ai valori della dimensione frattale (D).

Attraverso l'analisi di regressione polinomiche si ottiene la relazione empirica che intercorre tra il punto medio del JCR e la corrispondente dimensione frattale:

$$JRC = -0,87804 + 37,7844 \cdot \left(\frac{D-1}{0,015}\right) - 16,9304 \cdot \left(\frac{D-1}{0,015}\right)^2$$

D, ovvero la dimensione frattale, descrive come la scabrezza cambi con il cambiare della scala, mentre A, ovvero il parametro di ampiezza, indica la varianza della pendenza di una superficie alla scala di riferimento; maggiori sono questi due valori, maggiore è la scabrezza della superficie.

A questo metodo sono poi state proposte delle varianti per quantificare la rugosità del giunto naturale in 2D.

Tale metodo suggerisce di suddividere la superficie in un reticolo a quadri di lunghezza w.

Tra la lunghezza del lato di ciascun quadrato e la deviazione standard delle altezze delle asperità, intercorre una ben precisa relazione (Malinverno, 1990):

$$S(w) = A \cdot w^H$$

Dove, A è la costante di proporzionalità che descrive l'ampiezza della superficie e H, parametro legato alla dimensione frattale, è l'esponente di Hurst (Kulatilake & Um, 1999; Fardin et al., 2001).

$$H = E - D$$

Dove E è la dimensione euclidea, ovvero il numero di dimensioni (2 se si è in 2D, 3 se si lavora in 3D) e D la dimensione frattale, che indica l'autocorrelazione spaziale della coordinata z che definisce la superficie.

Per una superficie 3D, S(w) si calcola come il valore quadratico medio dei residui dell'altezza del profilo (Fardin et al., 2001):

$$S(w) = RMS(w) = \frac{1}{n_w} \sum_{i=1}^{n_w} \sqrt{\frac{1}{m_i - 2} \sum_{j \in w} (z_j - \bar{z})^2}$$

dove n_w è il numero totale di finestre di campionamento locale di lunghezza w , m_i è il numero di punti nella finestra w_i , z_j è il residuo delle altezze della superficie per il j -esimo punto di misura nella i -esima finestra, e \bar{z} è altezza della superficie residua media nell' i -esima finestra.

Anche in questo caso sono molte le equazioni che pongono in relazione la dimensione frattale con il JRC, se ne riportano degli esempi:

$$JRC = -1138,6 + 1141,6D \quad (\text{Turk et al.})$$

$$JRC = 1870(D - 1) \quad (\text{Maerz e Franklin})$$

$$JRC = -0,87804 + 27,7844 \cdot \frac{(D-1)}{0,015} - 16,9304 \cdot \left[\frac{(D-1)}{0,15} \right]^2 \quad (\text{Lee et al.})$$

La geometria frattale può essere utilizzata solo con delle strutture geometriche che hanno delle proprietà di autosomiglianza, ovvero, che al variare della scala mantengono le proprie caratteristiche a meno di costanti di proporzionalità.

Però, è estremamente difficile ottenere dimensioni frattali caratteristiche per i profili di rugosità; è, quindi, quasi impossibile valutare la correttezza e l'idoneità delle equazioni riportate sopra, che correlano la dimensione frattale D al JRC.

5. Misura della rugosità di una superficie di discontinuità nota

I metodi appena descritti sono stati applicati per misurare la rugosità di una superficie di discontinuità artificiale realizzata come replica in malta di un giunto naturale (Ferrero et al, 2018).

La superficie di discontinuità è stata oggetto di un rilievo fotogrammetrico di dettaglio (Ferrero et al, 2018), che ha permesso la ricostruzione geometrica della superficie tramite una nuvola di punti e un DSM (Digital Surface Model). La nuvola di punti è costituita da una serie di coordinate X,Y,Z (X e Y appartenenti al piano medio orizzontale della discontinuità e Z direzione verticale) di punti appartenenti alla superficie. La nuvola di punti è stata quindi trattata al fine di estrapolare le coordinate Z dei punti costituenti la superficie rispetto a una griglia X,Y regolare di nodi, aventi passo pari a 0.5 mm in entrambe le direzioni.

A questo scopo i dati sono stati trattati tramite programma SURFER utilizzando una funzione polinomiale di primo ordine per determinare i valori di altezze di asperità sui nodi della griglia scelta.

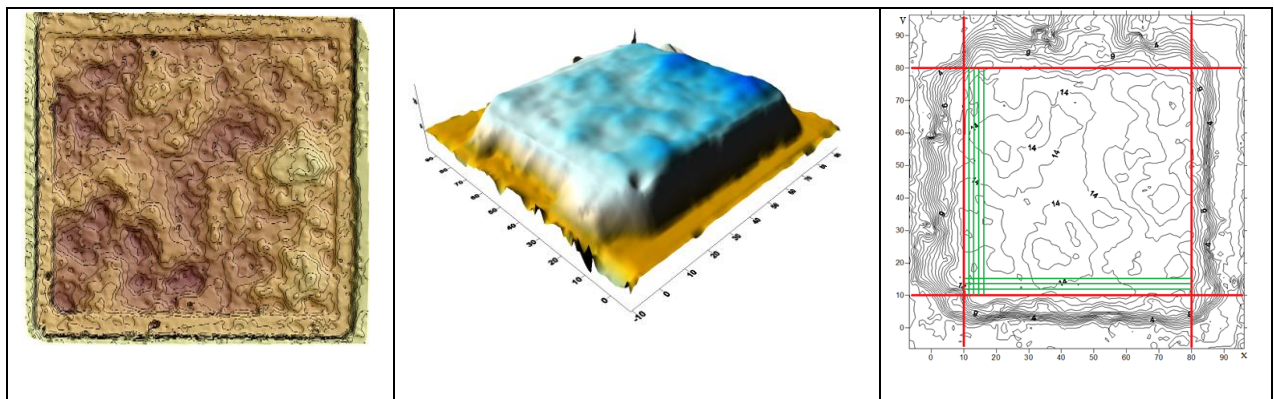


Figura 42 - DSM della superficie di discontinuità ottenuto tramite rilievo fotogrammetrico e ricostruzione a curve di livello per l'estrapolazione dei profili lungo gli allineamenti verdi rappresentati in figura.

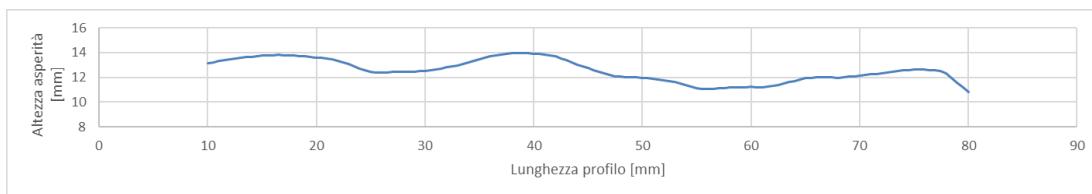


Figura 43 – Esempio di un profilo estrapolato dalla nuvola di punti.

Sono quindi stati estrapolati 65 profili lungo entrambe le direzioni ed in seguito sono stati analizzati con alcuni dei metodi sopra riportati, in particolare:

- Metodo di Tatone e Grasselli
- Metodo Z_2
- Metodo R_p

Ciascuno dei 65 profili ottenuti lungo la direzione x, preso con passo costante pari a 0.5 mm, è stato suddiviso in tanti segmenti (Figura 43) di cui si sono estratte le coordinate y e z, e si sono calcolate le grandezze geometriche utili per l'applicazione del metodo: la lunghezza, l'angolo θ_i e la pendenza. Di ogni allineamento, quindi, sono stati calcolati i valori di Z_2 ed R_p .

Per l'applicazione del metodo proposto da Tatone e Grasselli, sono stati calcolati, per ciascun profilo, i valori di θ_{max} e L_0 . Interpolando i dati ottenuti per ciascun profilo con l'equazione della curva teorica che meglio rappresentava la distribuzione sperimentale

$$L_{\theta*} = L_0 \cdot \left(\frac{\vartheta_{max}^* - \vartheta^*}{\vartheta_{max}^*} \right)^c$$

e imponendo una regressione ai minimi quadrati sono stati determinati i valori dell'esponente c di tutti gli allineamenti.

Si è arrivati così alla determinazione dei parametri rappresentativi: θ_{max} , L_0 e c per ciascuno degli allineamenti studiati.

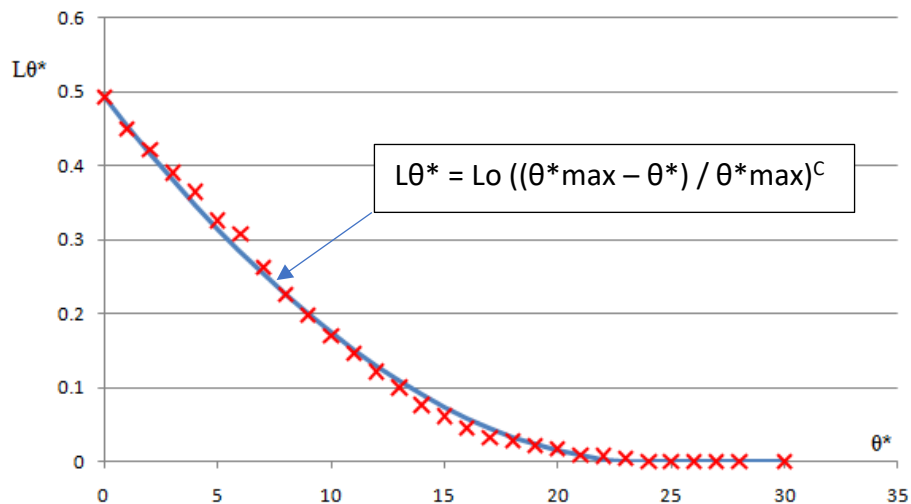


Figura 44 - Esempio di curva $L_{\theta^*} - \theta^*$. Per ogni allineamento l'asse θ^* è esteso fino al valore di θ_{max} . In blu la curva interpolatrice per la definizione del parametro c

5.1 Analisi di Z_2

Per ciascuno dei 65 profili analizzati sono stati calcolati i valori di Z_2 riportati nella Tabella 14. I valori ottenuti sono stati trattati statisticamente ottenendone valore minimo, massimo, medio e deviazione standard. I valori così ottenuti sono stati impiegati per stimare il valore di JRC attraverso le formulazioni proposte nel Paragrafo 4.3.

ALLINEAMENTO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Z2	0.309	0.261	0.220	0.205	0.201	0.201	0.201	0.200	0.193	0.191
ALLINEAMENTO	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Z2	0.189	0.185	0.177	0.172	0.173	0.172	0.160	0.150	0.158	0.169
ALLINEAMENTO	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
Z2	0.178	0.185	0.186	0.184	0.175	0.168	0.166	0.166	0.166	0.170
ALLINEAMENTO	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40
Z2	0.177	0.183	0.184	0.185	0.185	0.179	0.174	0.178	0.177	0.171
ALLINEAMENTO	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50
Z2	0.170	0.169	0.161	0.165	0.174	0.184	0.192	0.200	0.207	0.213
ALLINEAMENTO	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60
Z2	0.222	0.239	0.258	0.263	0.250	0.239	0.238	0.238	0.246	0.246
ALLINEAMENTO	61	62	63	64	65					
Z2	0.249	0.256	0.270	0.277	0.270					

Tabella 14 - Valori di Z_2 ottenuti per i 65 profili analizzati.

	min	max	medio	d.s.	
Z2	0.150	0.309	0.200	0.037	
JRC	5.4	15.6	9.3	2.4	Tse Cruden
	5.5	15.9	9.4	2.5	Yang et al.
	5.8	15.6	8.9	2.3	Yu e Vayssade
	6.2	15.2	9.3	2.1	Tatone e Grasselli

Tabella 15 - Valore minimo, medio, massimo e deviazione standard dei valori di Z_2 e JRC.

Come si può osservare dalla Tabella 15, la superficie di discontinuità riporta un valore variabile di Z_2 tra 0.150 e 0.309 con un valore medio di 0.200.

I valori di JRC ottenuti con le formulazioni empiriche evidenziano valori simili di JRC: il valore minimo varia, in relazione alla formula impiegata, tra 5.5 e 6.2, il valore massimo tra 15.2 e 15.9 ed il valore medio tra 8.9 e 9.4.

5.2 Analisi di R_p

Per ciascuno dei 65 profili analizzati sono stati calcolati i valori di R_p riportati nella Tabella 16. I valori ottenuti sono stati trattati statisticamente ottenendone valore minimo, massimo, medio e deviazione standard. I valori così ottenuti sono stati impiegati per stimare il valore di JRC attraverso le formulazioni proposte nel Paragrafo 4.2.

ALLINEAMENTO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
R_p	1.041	1.031	1.022	1.020	1.019	1.019	1.019	1.018	1.017	1.017
ALLINEAMENTO	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
R_p	1.017	1.016	1.015	1.014	1.014	1.014	1.012	1.011	1.012	1.014
ALLINEAMENTO	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
R_p	1.015	1.016	1.017	1.016	1.015	1.013	1.013	1.013	1.013	1.014
ALLINEAMENTO	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40
R_p	1.015	1.016	1.015	1.016	1.015	1.014	1.014	1.015	1.014	1.014
ALLINEAMENTO	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50
R_p	1.013	1.013	1.012	1.013	1.014	1.016	1.017	1.019	1.020	1.021
ALLINEAMENTO	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60
R_p	1.023	1.027	1.031	1.031	1.028	1.026	1.025	1.025	1.026	1.026
ALLINEAMENTO	61	62	63	64	65					
R_p	1.027	1.029	1.032	1.035	1.033					

Tabella 16 - Valori di R_p ottenuti per i 65 profili analizzati

	min	max	medio	d. s.	
R_p	1.011	1.041	1.019	0.007	
JRC	4.4	16.7	7.8	2.8	Maerz et al.
	6.3	15.3	9.2	2.1	Yu e Vayssade
	6.6	15.3	9.7	2.1	Tatone e Grasselli

Tabella 17 - Valore minimo, medio, massimo e deviazione standard dei valori di R_p e JRC.

Come si può osservare dalla Tabella 17 la superficie di discontinuità riporta un valore variabile di R_p tra 1.011 e 1.041 con un valore medio di 1.019.

I valori di JRC ottenuti con le formulazioni empiriche evidenziano valori simili di JRC: il valore minimo varia, in relazione alla formula impiegata, tra 4.4 e 6.6, il valore massimo tra 15.3 e 16.7 ed il valore medio tra 7.8 e 9.7.

5.3 Metodo Tatone e Grasselli

Per ciascuno dei 65 profili analizzati sono stati calcolati i valori di Θ^*_{max} , L_0 e C del modello di Tatone Grasselli, riportati in Tabella 18 e Tabella 19. Essendo l'approccio dipendente dal verso dell'analisi, ciascun profilo è stato analizzato considerando un verso positivo (da sinistra a destra) e negativo (da destra a sinistra). I valori ottenuti sono stati trattati statisticamente ottenendone valore minimo, massimo, medio e deviazione standard. I valori così ottenuti sono stati impiegati per stimare il valore di JRC attraverso le formulazioni proposte nel Paragrafo 4.1.

POSITIVO										
ALLINEAMENTO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
L_0	0.486	0.471	0.471	0.486	0.507	0.500	0.443	0.407	0.371	0.371
Θ^*_{MAX}	49.665	41.665	27.781	19.958	15.590	15.792	18.996	22.517	21.944	18.197
C	3.187	2.680	2.080	1.811	1.886	1.716	2.026	2.468	2.097	2.351
ALLINEAMENTO	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
L_0	0.33	0.33	0.35	0.31	0.38	0.39	0.31	0.25	0.29	0.29
Θ^*_{MAX}	15.79	17.80	18.65	19.97	18.83	16.88	15.60	15.88	17.76	18.93
C	1.54	2.00	2.77	3.22	3.47	3.31	1.98	1.52	2.00	1.68
ALLINEAMENTO	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
L_0	0.26	0.29	0.32	0.39	0.36	0.34	0.31	0.34	0.39	0.37
Θ^*_{MAX}	17.98	19.41	17.70	15.91	13.44	17.54	16.24	15.33	14.71	16.88
C	1.05	1.41	1.47	1.75	1.42	2.27	1.78	1.78	1.87	1.86
ALLINEAMENTO	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40
L_0	0.39	0.41	0.41	0.40	0.40	0.38	0.37	0.36	0.34	0.31
Θ^*_{MAX}	23.14	25.89	29.97	29.84	30.79	29.27	24.34	19.37	15.39	13.49
C	2.64	3.36	4.55	4.47	4.78	4.95	4.46	3.19	2.36	1.78
ALLINEAMENTO	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50
L_0	0.31	0.42	0.36	0.41	0.39	0.42	0.47	0.49	0.44	0.47
Θ^*_{MAX}	12.27	11.50	11.74	11.82	19.11	22.36	22.51	18.93	18.41	20.81
C	1.82	3.17	2.48	2.34	3.06	3.56	4.00	3.08	2.60	2.90
ALLINEAMENTO	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60
L_0	0.42	0.41	0.45	0.42	0.41	0.34	0.30	0.34	0.36	0.36
Θ^*_{MAX}	20.88	21.67	24.58	29.60	29.82	30.35	32.33	37.16	39.22	40.12
C	2.24	1.78	2.00	2.39	2.97	2.63	2.42	3.33	3.86	4.28
ALLINEAMENTO	61	62	63	64	65					
L_0	0.36	0.36	0.33	0.39	0.40					
Θ^*_{MAX}	39.40	38.86	37.98	40.40	40.09					
C	3.73	3.23	2.22	2.71	2.92					

Tabella 18 - Valori di Θ^*_{max} , L_0 e C per il verso positivo ottenuti per i 65 profili analizzati.

NEGATIVO										
ALLINEAMENTO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
L_0	0.51	0.53	0.53	0.51	0.49	0.50	0.56	0.59	0.63	0.63
θ^*_{MAX}	53.81	38.31	38.48	38.95	38.56	39.64	40.34	39.15	38.83	35.77
c	4.44	3.10	3.37	3.61	3.18	3.18	3.65	3.83	3.54	3.33
ALLINEAMENTO	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
L_0	0.67	0.67	0.65	0.69	0.62	0.61	0.69	0.75	0.71	0.71
θ^*_{MAX}	35.99	34.90	33.86	32.98	31.88	30.77	29.11	26.84	26.65	28.17
c	3.34	3.11	2.89	3.33	2.67	2.63	2.97	3.18	2.80	3.00
ALLINEAMENTO	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
L_0	0.74	0.71	0.68	0.61	0.64	0.66	0.69	0.66	0.61	0.63
θ^*_{MAX}	31.58	32.64	33.55	34.07	33.79	34.07	32.64	32.02	31.00	28.56
c	3.86	3.69	3.60	3.18	3.65	3.76	3.87	3.68	3.00	2.59
ALLINEAMENTO	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40
L_0	0.61	0.59	0.59	0.60	0.60	0.62	0.63	0.64	0.66	0.69
θ^*_{MAX}	25.98	26.52	26.39	29.02	31.54	33.10	34.30	36.99	37.90	37.12
c	2.07	1.91	2.05	2.58	2.86	3.35	3.84	4.39	4.46	5.18
ALLINEAMENTO	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50
L_0	0.69	0.58	0.64	0.59	0.61	0.58	0.53	0.51	0.56	0.53
θ^*_{MAX}	36.40	35.95	35.05	36.87	36.34	36.02	37.13	36.79	37.80	36.34
c	5.16	4.58	5.12	4.32	3.81	3.33	2.88	2.62	2.89	2.59
ALLINEAMENTO	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60
L_0	0.58	0.59	0.55	0.58	0.59	0.66	0.70	0.66	0.64	0.64
θ^*_{MAX}	38.44	37.80	41.51	42.02	43.46	41.47	41.06	38.52	40.67	42.11
c	2.87	2.62	2.59	2.67	3.33	3.82	3.81	3.18	3.03	3.18
ALLINEAMENTO	61	62	63	64	65					
L_0	0.64	0.64	0.67	0.61	0.60					
θ^*_{MAX}	41.21	40.55	40.16	36.14	31.94					
c	3.18	3.03	3.11	2.16	1.70					

Tabella 19 - Valori di θ^*_{max} , L_0 e C per il verso negativo ottenuti per i 65 profili analizzati.

		max	min	medio	d. s.
POS	θ_{max}	49.66	11.50	23.18	9.06
	L_0	0.51	0.25	0.38	0.06
	c	4.953	1.051	2.626	0.920
	JRC	14.3	0.051	6.4	3.2

Tabella 20 - Valore minimo, medio, massimo e deviazione standard dei valori dei parametri di Tatone e Grasselli e di JRC, verso positivo

		max	min	medio	d. s.
NEG	θ_{max}	53.81	25.98	35.65	4.99
	L_0	0.75	0.49	0.62	0.06
	c	5.178	1.703	3.297	0.736
	JRC	14.3	5.4	9.6	2.1

Tabella 21 - Valore minimo, medio, massimo e deviazione standard dei valori dei parametri di Tatone e Grasselli e di JRC, verso negativo

Come si può osservare dalle due tabelle riportate nella precedente pagina, (Tabella 20 e Tabella 21) la superficie di discontinuità riporta un valore differente in relazione al verso di analisi positivo o negativo. Nella direzione positiva, al di là di un valore minimo abbastanza anomalo pari a 0 (discontinuità perfettamente liscia), il valore di JRC si assesta su 6.5 decisamente inferiore a quello trovato con gli altri metodi ed anche in direzione negativa, valore che risulta essere pari a 9.6 per quest'ultimo caso.

6. Conclusione

In queste pagine è stato ribadito più volte come la rugosità di un giunto abbia una forte influenza sulle proprietà meccaniche della roccia e debba per questo essere caratterizzata con particolare attenzione. Le discontinuità hanno infatti un significativo effetto sul comportamento meccanico dell'ammasso roccioso, il quale, a causa di esse, riduce la propria resistenza a taglio.

Si parla in generale di discontinuità in roccia, le quali possono essere anche di grandi estensioni, e non possono essere trasportate per intero in laboratorio per un'analisi: si possono prelevare solo dei provini di piccole dimensioni. È sorto quindi un grande problema: studiare una discontinuità presente su vasta scala in laboratorio comporta degli errori? Sì, o meglio, essendo la superficie di una roccia anisotropa ed irregolare, non si può pensare di prelevare un piccolo provino e ottenere un valore esatto, preciso e inconfutabile di rugosità o resistenza al taglio da attribuire all'intero sistema, bensì si è evidenziato come la dipendenza dalla dimensione del provino sia in parte attribuita alla variazione della resistenza delle asperità intatte e in parte alla variazione della geometria della superficie con la scala. (Barton & Choubey, 1977).

Tuttavia, la determinazione accurata della rugosità superficiale dei giunti in roccia alla scala del sito è essenziale per una corretta caratterizzazione dell'ammasso roccioso.

Nelle discontinuità naturali è fondamentale tenere in considerazione l'eterogeneità del materiale e l'anisotropia nelle diverse direzioni di scivolamento. Il criterio di resistenza dei giunti evidenzia infatti il legame tra resistenza al taglio e scabrezza, per cui se la rugosità varia con la direzione considerata, la stima della resistenza cambia. La resistenza al taglio è quindi funzione della direzione dello scivolamento. È lampante come questo parametro sia alla base di fenomeni ben più ampi, dando un enorme contributo alla stabilità dei fronti di roccia, per esempio.

Abbiamo visto come l'evoluzione digitale abbia contribuito notevolmente al miglioramento della stima del parametro JCR introdotto da Barton. Ricordiamo che in un primo momento la stima era visiva: veniva letto un certo andamento della

superficie sul profilometro, veniva confrontata con i profili standard e solo a quel punto veniva assegnato un valore al JCR. Con l'introduzione della fotogrammetria e dei laser scanner, la stima di tale parametro avviene anche digitalmente, a seguito di una ricostruzione virtuale del profilo, tramite la combinazione di più fattori una volta ignorati. I metodi che sono stati proposti si basano su parametri 2D, ovvero che considerano il profilo bidimensionale del giunto, o 3D, stimati per l'intera superficie della discontinuità.

Si è fatta quindi una distinzione tra i vari approcci: quelli che sfruttano parametri di rugosità cosiddetti direzionali, che possono cogliere le differenze di scabrezza lungo il profilo in relazione a direzione e verso, e quelli che invece usano i non-direzionali, che definiscono il grado di rugosità in maniera indipendente dal verso di analisi.

Uno dei parametri direzionali più noti è Θ^*_{\max} , proposto da Tatone e Grasselli (2009), sia in 2D sia in 3D, che indica la massima pendenza apparente di un'asperità lungo la direzione di taglio della superficie. Tramite tale coefficiente è possibile stimare la resistenza al taglio della discontinuità; la formulazione proposta dagli Autori ha poi subito alcune modifiche negli anni seguenti.

Per la caratterizzazione dell'irregolarità di una superficie rispetto ad una linea o ad un piano sono stati proposti anche i parametri R_p e R_s (El-Soudani, 1978), coefficienti non direzionali fortemente dipendenti dall'intervallo di campionamento che si è utilizzato per riprodurre digitalmente i profili. Essi rientrano in alcune delle leggi logaritmiche ed esponenziali per la stima del JCR per diversi intervalli di campionamento.

Si approda poi alla definizione del parametro Z_2 (Myers, 1962), altro parametro non direzionale, che tiene conto dell'inclinazione media delle asperità, presentando quindi ancora alcune limitazioni nel campo di applicabilità; limitazioni che la messa a punto del metodo λ ha cercato di ridurre: la sua grande innovazione è il tener conto dell'altezza media delle asperità lungo la lunghezza della superficie, si tratta pertanto di un metodo direzionale particolarmente affidabile grazie all'utilizzo del rapporto tra l'ampiezza delle asperità e le lunghezze dei profili.

È poi stato proposto lo studio della scabrezza di un giunto tramite la geometria frattale, che, però, può essere applicata solo nel caso di strutture geometriche con proprietà di autosomiglianza, cosa estremamente difficile da ottenere per i profili di rugosità. È dunque quasi impossibile l'applicazione di tale teoria alla valutazione della scabrezza di un giunto. Motivo per cui anche nel caso applicativo si sono preferiti i confronti tra i metodi di Tatone e Grasselli, Z_2 ed R_p , dove si è ricostruita sia geometricamente la superficie, tramite una nuvola di punti sia il modello digitale del terreno.

Tramite il programma SURFER si sono determinate le altezze delle asperità sui nodi della griglia scelta. Sono quindi stati estrapolati 65 profili che sono poi stati suddivisi, durante ciascuna analisi, in tanti piccoli segmenti di cui si sono estratte le coordinate per poter calcolare le grandezze necessarie all'applicazione di ciascun metodo.

Si sono calcolati, per ogni profilo, i valori di R_p e Z_2 , e poi, tramite l'applicazione delle formule proposte da Tse & Cruden, 1979; Maerz et al., 1990; Yu & Vayssade, 1991; Yang et al., 2001; Tatone & Grasselli, 2010; Zhang et al., 2014, si sono ricavati i valori di JRC minimo, massimo e medio.

Notiamo che i valori ricavati con il metodo R_p hanno un campo di variabilità maggiore: se per il metodo Z_2 il JRC varia tra 8,9 e 9,4, per il metodo R_p varia invece tra 7,8 e 9,7; questa considerazione vale anche per le altre grandezze ricavate. Per l'ultimo metodo applicato il valore medio di JCR in direzione positiva è di circa 6,5, molto inferiore rispetto agli altri; quello in direzione negativa di 9,6, in linea con quanto ricavato precedentemente.

Si nota quindi come i valori di JCR non siano determinabili univocamente, ma come a seconda del metodo scelto possano subire delle variazioni anche considerevoli.

Riassumiamo i risultati ottenuti e fin qui discussi nella seguente tabella:

	MAX	MIN	MEDIO
JCR Z_2	15,2÷15,9	5,5÷6,2	8,9÷9,4
JCR R_p	15,3÷16,7	4,4÷6,6	7,8÷9,7
JCR T&G, POSITIVO	14,3	0,051	6,4
JCR T&G, NEGATIVO	14,3	5,4	9,6

Tabella 22 – Tabella riassuntiva utile per un confronto dei risultati ottenuti

È risultato evidente come ci sia stata una continua ricerca di miglioramento della valutazione del JCR e della resistenza a taglio per un piano di debolezza; si continuerà ad affinare le tecniche viste, negli anni a venire, elaborando relazioni per regressioni sempre migliori rispetto alla formulazione ed alla stima dei parametri fornita da uno dei capostipiti di questi studi: Barton.

Ringraziamenti

Ringrazio in primis mamma e papà, che da sempre mi sostengono e condividono con me ansie e gioie: nessuno meglio di loro sa quante difficoltà abbia incontrato, quante lacrime abbi versato in questi anni, seguendo un percorso tutt'altro che senza insidie.

Ringrazio il mio fratellone, che ha sempre saputo capire il mio stato d'animo e ha ogni volta trovato il giusto modo per confortarmi e farmi sentire unica e amata.

Ringrazio i miei zii, che da lontano, a volte con timore, si sono sempre interessati, e sono sicura che, senza dirmelo, abbiano pianto anche loro per tutte le delusioni accumulate, ma, e di questo sono sicura, hanno gioito con me delle belle notizie.

Ringrazio poi il mio ragazzo, che ha saputo spronarmi e incentivarmi a non mollare, posso dire di aver dato il peggio di me con lui, ora è doveroso ringraziarlo per la pazienza che ha avuto in questi anni, se sono giunta fin qui, è anche merito suo.

Ringrazio tutti i miei amici, che con gli anni sono sempre meno, ma sempre più veri e sinceri, la mia migliore amica che c'è sempre, nonostante tutto, le tante persone che ho conosciuto durante questo percorso, i veri e propri compagni di corso, senza i quali sarebbe stato tutto più difficile, quasi impossibile: spero siano amicizie destinate a durare, nonostante i chilometri di distanza e gli impegni lavorativi. Tra loro ringrazio esplicitamente Valentina, che è stata la prima persona che ho conosciuto mentre vagavo in cerca dell'aula giusta il primo giorno di università, è stata una persona davvero importante: è lei che mi ha sopportata a lezione, in aula studio, al telefono, è insieme che abbiamo condiviso le paure dei primi esami, è lei che mi ha insegnato a non mollare, che non è un voto a definire una persona, è lei che mi ha obbligata a tirare fuori la grinta.

Ringrazio la Ginnastica Cumiana, il mio dirigente, le mie compagne, gli allenatori e le allenatrici, alcuni dei quali mi conoscono da 20 anni, sono le persone con le quali sono cresciuta, imparando ad affrontare i molti ostacoli che la vita sa presentare. Sono sincera se dico che senza tutti loro non ce l'avrei mai fatta; questo sport è sempre

stato la mia vita e mi ha insegnato davvero tanto: a essere coraggiosa, a provarci sempre e comunque, ad essere determinata nel raggiungere gli obbiettivi.

Vorrei poi ringraziare l'ing. Cosimo Valente e i suoi collaboratori, dal primo all'ultimo, per le ore che mi hanno dedicato durante il tirocinio, per l'avermi sempre tenuta in considerazione sebbene la mia esperienza fosse poca. Sono grata a tutti loro per non aver mai considerato la giovane età o l'inesperienza un problema, ma anzi aver cercato di valorizzare i miei punti di forza, avermi coinvolta e spronata a provare, a decidere e perché no, anche a sbagliare.

Rivolgo un ringraziamento particolare a tutto il corpo docenti del Politecnico di Torino, il quale mi ha insegnato molto bene che nella vita ci vuole tenacia e che è imprevedibile: nulla andrà mai come ci si aspetta; senza questi insegnamenti tale traguardo avrebbe un sapore del tutto diverso.

Ringrazio infine il professor Scavia, che mi ha guidata in questo percorso, le nostre strade si sono incrociate più volte durante questi anni: ho sempre ammirato il suo atteggiamento con studenti e colleghi, la sua cortesia e disponibilità; è tramite lui che ho conosciuto la mia corelatrice, la professoressa Migliazza, sotto la cui guida sono riuscita a concludere il lavoro per tempo e a realizzare questo sogno.

Bibliografia

- Abolfazli, Fahimifar, 2020, An investigation on the correlation between the joint roughness coefficient (JRC) and joint roughness parameters.
- Andriani, 2015, Uso proprio e improprio dei criteri di resistenza degli ammassi rocciosi. *Geologi e territorio*, 17-22.
- Bandis, Lumsden, Barton, 1981, Experimental Studies of Scale Effects on the Shear Behavior of Rock Joints. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*. 18 (1), 1-21.
- Bandis, Stavros, 1980, Experimental Studies of Scale Effects on Shear Strength, and Deformation of Rock Joints. *PhD Thesis*, University of Leeds, Leeds.
- Barla, Forlati, Scavia, 1986, Caratteristiche di resistenza al taglio di discontinuità naturali in roccia. *Rivista italiana geotecnica*, 219-235.
- Barton, 1973, Review of a new shear-strength criterion for rock joints. *Eng. Geol.* 7, 287 – 332.
- Barton, 1976, Shear-Strength of Rock and Rock Joints. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts* 13 (9), 255-279.
- Barton, Choubey, Associates, 1977, The shear strength of rock joints in theory and practice. *Rock Mechanics and Rock Engineering* 10 (1-2), 1-54.
- Beer, Stead, Coggan, 2002, Technical Note Estimation of the Joint Roughness Coefficient (JRC) by Visual Comparison. *Rock Mechanics and Rock Engineering* 35, 65–74.
- Carmignani, 2007, Appunti di geologia applicata, Vol. II, CGT Centro di Geotecnologie dell'Università degli Studi di Siena.

- Chena, Feng, Zhang, Zhang, 2018, Surface roughness measurement method based on multi-parameter modeling learning.
- Cianci, Parente, 2013, Il certificato di laboratorio geotecnico: il taglio diretto.
- Du, Hu, Hu, 2009, Measurement of joint roughness coefficient by using profilograph and roughness ruler. *Journal of Earth Science* 20 (890).
- Enhui, Jian, Yan, Hongjing, 2019, The influences of light source and roughness ranges on colour image-based visual roughness measurement performance.
- Ferrero, Migliazza, Umili, 2018, Comparison of methods for discontinuity roughness evaluation. *Rivista Italiana di Geotecnica*, vol 3.
- Heng, Qi, 2016, A new index to describe joint roughness coefficient (JRC) under cyclic shear.
- Hudson, Harrison, 2005, Engineering Rock Mechanics. An Introduction to the Principles. Pergamon.
- Jang, Jang, Park, 2006, A new method for determination of joint roughness coefficient.
- Jang, Kang, Jang, 2014, Determination of Joint Roughness Coefficients Using Roughness Parameters. *Rock Mechanics and Rock Engineering* 47, 2061–2073.
- Jian, Enhui, Huaia, Menghui, Peng, 2017, A new surface roughness measurement method based on a color distribution statistical matrix.
- Karakus, Tang, Ge, Zhang, Guangcheng Zhang, 2014, A new method estimating the 2D Joint Roughness Coefficient for discontinuity surfaces in rock masses.
- Liu, Tian, Liu, Jiang, 2017, Updates to JRC-JCS model for estimating the peak shear strength of rock joints based on quantified surface description.

- Lorusso, Rutigliani, Frieda Van Roey, Mack, 2018, Unbiased roughness measurements: Subtracting out SEM effects.
- Lushnikov, Lushnikov, 2017, Methods of Assessment of Accuracy of Road Surface Roughness measurement with Profilometer.
- Maertz, Franklin, Bennet, 1990, Joint roughness measurement using shadow profilometry. Pergamon.
- Muralha, Grasselli, Tatone, Blümel, Panayiotis, Chryssanthakis, Yujing, 2015, ISRM suggested method for laboratory determination of the shear strength of rock joints: revised version.
- Myers, 1962, Characterization of surface roughness. *Wear* 5 (3), 182-189.
- Sanei, Faramarzi, Goli, Fahimifar, Rahmati, Mehinrad, 2013, Development of a new equation for joint roughness coefficient (JRC) with fractal dimension: a case study of Bakhtiary Dam site in Iran.
- Singh, Basu, 2018, Evaluation of existing criteria in estimating shear strength of natural rock discontinuities.
- Tatone, 2009, Quantitative characterization of natural rock discontinuity roughness in-situ and in the laboratory.
- Tatone, Grasselli, 2010, A new 2D discontinuity roughness parameter and its correlation with JRC.
- Tatone, Grasselli, 2012, Quantitative Measurements of Fracture Aperture and Directional Roughness from Rock Cores. *Rock Mechanics and Rock Engineering* 45, 1-11.
- Tatone, Grasselli, 2012, Rock Mechanics and Rock Engineering: An Investigation of Discontinuity Roughness Scale-Dependency Using High-Resolution Surface Measurements.

- Tse, Cruden, 1979, Estimating Joint Roughness Coefficients. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts* 16, 303-307.
- Wanga, Gub, Shenc, Zhangd, Zhanga, Wang, 2019, Shear stress relaxation behavior of rock discontinuities with different joint roughness coefficient and stress histories.
- Wua, Xub, Tanga, Fangc, Jiang, Liu, Wang, Wang, Kang, 2018, Investigation on the shear properties of discontinuities at the interface between different rock types in the Badong formation.
- Yang, Lo, Di, 2001, Reassessing the Joint Roughness Coefficient (JRC) Estimation Using Z_2 . *Rock Mechanics and Rock Engineering* 34, 243–251.
- Yong, Ye, Liang, Huang, Shi-Gui Du, 2016, Estimation of the joint roughness coefficient (JRC) of rock joints by vector similarity measures.
- Yu, Vayssade, 1991, Joint profiles and their roughness parameters. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts* 28 (4), 333-336.
- Zhang, 2016, Engineering properties of rocks, Butterworth-Heinemann, Elsevier, Amsterdam.
- Zhang, Karakus, Tang, Ge, Zhang, 2014, A new method estimating the 2D Joint Roughness Coefficient for discontinuity surfaces in rock masses.
- Zhang, Liu, En Hui Lu, Xin Yu Suo, Ning Chen, 2019, A novel surface roughness measurement method based on the red and green aliasing effect.
- Zoorabadi, Saydam, Timms, Hebblewhite, 2015, Non-linear flow behaviour of rough fracture shaving standard JRC profiles.

Sitografia

<https://www-tandfonline-com.ezproxy.biblio.polito.it/doi/full/10.1080/19648189.2015.1021383>

https://www.geostru.com/Help_Online_2015/GMS/IT/index.html?chapter_2.htm

<https://www.geoenv.it/lezioni/faglia.htm>

<http://www.ingv.it/emergeo/geologia-del-terremoto/le-faglie>

Siti verificati in data 6/12/2020.

