

# Rock Mechanics

<b>Part I Rock Mechanics</b>	<b>1</b>
1 <b>Classificazione</b> .....	<b>2</b>
Barton .....	2
Beniawski & Romana .....	10
Jasarevic & Kovacevic .....	22
RMR modificato Sen .....	24
SRMR Robertson .....	31
Singh & Goel .....	35
2 <b>Stabilità</b> .....	<b>46</b>
Scivolamento planare .....	46
3 <b>Utility</b> .....	<b>50</b>
Previsione del fenomeno di crollo in caso di evento sismico .....	50
Valutazione della forza d'impatto di un masso .....	55
4 <b>Geoapp</b> .....	<b>56</b>
Sezione Geoapp .....	57
<b>Part II Bibliografia</b>	<b>57</b>
<b>Part III Contatti</b>	<b>59</b>
<b>Index</b>	<b>0</b>

## 1 Rock Mechanics

Il software **Rock Mechanics** Rappresenta ed elabora il rilievo geostrutturale di discontinuità di ammassi rocciosi eseguito in sito con il metodo della bussola e del clinometro, secondo le raccomandazioni [ISRM](#).

Il procedimento utilizzato per l'esecuzione del rilievo è quello descritto nelle raccomandazioni ISRM: "[Suggested Methods for the Quantitative Description of Discontinuities in Rock Masses](#)".

Effettua classificazioni geomeccaniche secondo:

- [Barton \(1979\)](#);
- Beniawski (1976), a cui è associata la classificazione di Romana (1985);
- Sen & Kazi (1984);
- Robertson (1970);
- [Singh & Göel \(1999\)](#);
- Jasarevic & Kovacevic (1996).

Esegue la verifica di stabilità secondo i cinematismi di:

- scivolamento lungo un piano;
- scivolamento di un cuneo.

Per cinematismi di scivolamento lungo due giunti consultare la scheda tecnica di [RockPlane](#). Interessante anche l'utilizzo del software [G.M.S. \(GeoMechanical Survey\)](#) che si interfaccia con l'applicazione [eGeo Compass](#).

### Nota:

Geostru ha ideato un servizio disponibili sulla pagina web [Geoapp](#) all'interno della quale sono presenti diverse applicazioni per effettuare calcoli on-line. Tra questi ve ne sono diversi da poter utilizzare insieme a Rock Mechanics, ad esempio: Scivolamenti lungo un piano, Cunei3D, Chiodature, Tiranti, Sistemi reti ancorate, Barriere paramassi, Analisi stabilità di superfici piane ecc.; maggiori dettagli sono presentati nella [Sezione Geoapp](#)<sup>57</sup> di questo Help.

## 1.1 Classificazione

### 1.1.1 Barton

#### Introduzione

Sviluppata nel 1974 al *Norwegian Geotechnical Institute* essenzialmente per l'applicazione in campo sotterraneo, negli ultimi anni è stata estesa a diversi campi e di recente, lo stesso [Barton \(2002\)](#) ha proceduto ad una revisione totale del sistema.

Il valore di  $Q$  si calcola da:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$$

in cui i vari indici sono:

- **RQD** (Rock Quality Designation), che tiene conto della suddivisione della massa rocciosa
- **$J_n$**  (*Joint Set Number*), che dipende dal numero di famiglie di giunti presenti nell'ammasso roccioso
- **$J_r$**  (*Joint Roughness Number*), che dipende dalla rugosità della famiglia più sfavorevole
- **$J_a$**  (*Joint Alteration Number*), che dipende dal grado di alterazione delle fratture, dallo spessore e dalla natura del riempimento, e che viene ugualmente determinato sulla famiglia più sfavorevole
- **$J_w$**  (*Joint Water Number*), che dipende dalle condizioni idrogeologiche
- **SRF** (*Stress Reduction Factor*), che è funzione dello stato tensionale in rocce massive o dal disturbo tettonico.

Di recente  $Q$  è stato normalizzato nei confronti della resistenza a compressione monoassiale della roccia:

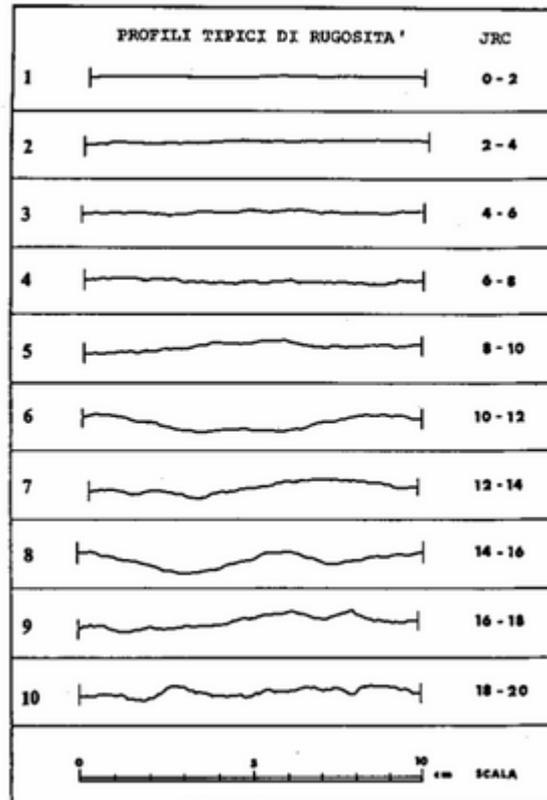


Figura 4

Le tabelle che seguono indicano i coefficienti numerici che vengono assegnati ai vari parametri. Le ultime modifiche e suggerimenti di Barton vengono riportati sotto ogni tabella.

### Parametri della classificazione di Barton

- **Parametro RQD** (*Rock Quality Designation, che tiene conto della suddivisione della massa rocciosa*):  
Prende il suo valore nominale; se RQD risulta  $< 10$ , si assume 10.
- **Parametro  $J_n$**  (*Joint Set Number, che dipende dal numero di famiglie di giunti presenti nell'ammasso roccioso*):

DEFINIZIONE	J <sub>n</sub>
Roccia massiva, nessuna o rare discontinuità	0,5 - 1
Una serie di discontinuità	2
Una serie di discontinuità + quelle random (casuali)	3
Due serie di discontinuità	4
Due serie di discontinuità + quelle random	6
Tre serie di discontinuità	9
Tre serie di discontinuità + quelle random	12
Quattro o più serie di discontinuità	15
Roccia completamente disgregata	20

#### Nel caso di gallerie:

in zona di imbocco J<sub>n</sub> va raddoppiato; in una zona di intersezione di due gallerie J<sub>n</sub> va triplicato.

- **Parametro J<sub>r</sub>** (*Joint Roughness Number, che dipende dalla rugosità della famiglia più sfavorevole*):

DEFINIZIONE	J <sub>r</sub>
Giunti discontinui	4
Giunti scabri o irregolari, ondulati	3
Giunti lisci, ondulati	2
Giunti levigati, ondulati	1,5
Giunti scabri o irregolari, piani	1,5
Giunti lisci, piani	1
Giunti levigati, piani	0,5
Zone mineralizzate contenenti minerali argillosi a riempire la discontinuità	1
Zone mineralizzate sabbia, ghiaia, zone disgregate, a riempire la discontinuità	1

La descrizione si riferisce alle caratteristiche a piccola e a media scala. Se la spaziatura media della famiglia principale è superiore a 3 m aumentare Jr di 1. Nel caso di giunti piani, levigati, contenenti strie o lineazioni, se queste sono orientate nella direzione più sfavorevole si utilizza 0,5.

- **Parametro Ja** (*Joint Alteration Number, che dipende dal grado di alterazione delle fratture, dallo spessore e dalla natura del riempimento, che viene determinato sulla famiglia più sfavorevole*):

Giunti sostanzialmente chiusi (apertura 1 – 3 mm) con pareti a contatto:

DEFINIZIONE	Ja
Giunti sigillati o mineralizzati	0.75
Giunti non alterati o con lievi ossidazioni	1
Giunti leggermente alterati o con spalmature di materiale non plastico	2
Giunti con spalmature limose, frazione argillosa limitata non plastica	3
Spalmature di minerali con bassa resistenza attritiva (argille, miche, talco, grafite, clorite, gesso)	4

Giunti mediamente aperti (< 5 mm) e presenza di riempimento che permette ancora il contatto fra le pareti in caso di scorrimento:

DEFINIZIONE	Ja
Riempimento sabbioso	4
Riempimento argilloso non plastico, molto sovraconsolidato	6
Riempimento argilloso plastico, mediamente sovraconsolidato	8
Riempimento argilloso rigonfiante	8-12*

\* il valore da assegnare dipende dalla percentuale della frazione argillosa rigonfiante e dalla possibilità che la stessa venga in contatto con l'acqua.

Giunti aperti (> 5 mm) senza nessun contatto fra le pareti in caso di scorrimento:

DEFINIZIONE	Ja
Zone o fasce di argilla limosa o sabbiosa non plastica	5
Zone o fasce di roccia disgregata	6
Zone o fasce di argilla non plastica	6
Zone o fasce di argilla plastica rigonfiante	8
Zone o fasce di argilla rigonfiante	12
Zone continue molto spesse di argilla non plastica	10
Zone continue molto spesse di argilla plastica non rigonfiante	13
Zone continue molto spesse di argilla plastica rigonfiante	13-20*

\* il valore da assegnare dipende dalla percentuale della frazione argillosa rigonfiante e dalla possibilità che la stessa venga in contatto con l'acqua.

▪ **Parametro Jw** (*Joint water Number, che dipende dalle condizioni idrogeologiche*):

DEFINIZIONE	Jw
Acqua assente o scarsa, localmente < 5 lt/min	1
Afflusso medio con occasionale dilavamento del riempimento del giunto	0,66
Afflusso forte o ad alta pressione in rocce compatte con discontinuità aperte senza riempimento	0,5
Venute forti o ad alta pressione con dilavamento del riempimento del giunto	0,33

Venute eccezionalmente forti o a pressioni molto elevate subito dopo l'avanzamento, a diminuire nel tempo	0,2-0,1
Venute eccezionalmente forti o a pressioni molto elevate subito dopo l'avanzamento, costanti nel tempo	0,1-0,05

Negli ultimi quattro casi se sono installati sistemi efficaci di drenaggio  $J_w$  va portato a 1 o a 0,66. Per una caratterizzazione dell'ammasso lontano dall'influenza dello scavo e nel caso che  $RQD/J_n$  sia sufficientemente basso (0,5 - 25) in modo da assicurare una buona connettività idraulica, si possono assumere i valori di  $J_w$  (1,0 - 0,66 - 0,5 - 0,33) in funzione delle altezze di ricoprimento (0 - 5; 5 - 25; 25 - 250; > 250).

- **Parametro SRF** (*Stress Reduction Factor, che è funzione dello stato tensionale in rocce massive o dal disturbo tettonico:*

#### Zone di debolezza intersecanti lo scavo:

DEFINIZIONE	SRF
Diverse zone di debolezza con argilla o roccia chimicamente disgregata, roccia circostante molto allentata	10
Singole zone di debolezza con argilla o roccia chimicamente disgregata (altezze di copertura $\leq 50$ m)	5
Singole zone di debolezza con argilla o roccia chimicamente disgregata (altezze di copertura $> 50$ m)	2,5
Fasce di taglio multiple in roccia competente, rilassamento della roccia circostante	7,5
Fascia di taglio singola in roccia competente (altezze di copertura $\leq 50$ m)	5
Fascia di taglio singola in roccia competente (altezze di copertura $> 50$ m)	2,5

Zone intensamente fratturate con intersezione di discontinuità aperte e continue	5
--	---

Se le zone di debolezza o di fatturazione influenzano ma non intersecano direttamente lo scavo, SRF va ridotto del 25- 50%.

**Ammasso competente con problemi di tensioni geostatiche:**

DEFINIZIONE	sc/s1	sU/sc	SRF
Basso campo tensionale in prossimità della superficie	>200	< 0,01	2,5
Condizioni tensionali favorevoli	200-10	0,01-0,3	1
Campo tensionale alto, favorevole alla stabilità in calotta, può essere sfavorevole per la stabilità dei piedritti	10-5	0,3-0,5	0,5-0,2
Moderati colpi di tensione dopo più di un'ora in roccia massiva	5-3	0,5-0,65	5-50
Colpi di tensione quasi immediati in roccia massiva	3-2	0,65-1	50-400

$\sigma_c$  = resistenza a compressione della roccia

$\sigma_U$  = massima tensione tangenziale al contorno dello scavo

$\sigma_1$  = tensione principale maggiore agente

$\sigma_3$  = tensione principale minore agente

Se il rapporto fra le tensioni principali  $\sigma_1/\sigma_3$  è compreso fra 5 e 10, ridurre  $\sigma_c$  a  $0,75 \sigma_c$ , se il rapporto è  $> 10$  ridurre a  $0,5 \sigma_c$ .

Se la profondità della calotta dal piano campagna è inferiore alla larghezza dello scavo, Barton suggerisce di utilizzare  $SRF = 5$ .

Per una caratterizzazione dell'ammasso lontano dall'influenza dello scavo si possono assumere i valori di  $SRF$  (5 - 2,5 - 1,0 - 0,5) in funzione delle altezze di ricoprimento (0 - 5; 5 - 25; 25 - 250;  $> 250$ ).

Le ultime tre righe nella tabella sono generalmente applicabili a rocce molto dure e massive, con valori di  $RQD/J_n$  compresi fra 50 e 200.

#### Ammasso spingente:

DEFINIZIONE	SRF
Ammasso moderatamente spingente	5 -10
Ammasso fortemente spingente	10-20

#### Ammasso rigonfiante:

DEFINIZIONE	SRF
Ammasso moderatamente rigonfiante	5 -10
Ammasso fortemente rigonfiante	10-15

L'indice  $Q$  (variabile da 0,001 a 1000), così calcolato, è diviso in 9 intervalli cui corrispondono altrettante classi di ammasso roccioso:

Q	Classe	Descrizione
0,001-0,01	IX	Eccezionalmente scadente
0,01-0,1	VIII	Estremamente scadente
0,1-1	VII	Molto scadente
1-4	VI	Scadente
4-10	V	Mediocre

10-40	IV	Buona
40-100	III	Molto buona
100-400	II	Estremamente buona
400-1000	I	Ottima

Inoltre è possibile estrapolare due caratteristiche di resistenza dell'ammasso:

- **Una componente attritiva**, che può essere considerata come approssimazione dell'angolo di attrito dell'ammasso

$$FC = \tan^{-1} \left( \frac{J_n}{J_r} \cdot J_v \right)$$

- **Una componente coesiva**, che può essere considerata come approssimazione della coesione dell'ammasso

$$CC = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{1}{SRF} \cdot \frac{c}{100}$$

Invece il **modulo di deformazione** statico dell'ammasso può essere determinato mediante la:

$$E_M (GPa) = 10Q_c^{1/3}$$

in accordo con l'espressione di **Serafim e Pereira (1983)** derivata da RMR.

## 1.1.2 Beniaowski & Romana

### Introduzione

Nel campo della progettazione di infrastrutture di ingegneria civile, siano esse legate alla stabilità di un versante o alla stabilità di un'opera in sotterraneo, difficilmente si possono avere informazioni dettagliate sulle caratteristiche di resistenza e di deformabilità dell'ammasso roccioso interessato alla progettazione. Allora diventa importante poter utilizzare uno schema che possa soddisfare le richieste, un metodo empirico che

permetta di risolvere i problemi dovuti alla scarsa conoscenza o esperienza di una determinata area.

Le classificazioni di **Beniawsky (1976)** e **Romana (1985)** (*la seconda è derivata dalla prima, che risultava troppo "conservativa"*) consentono di soddisfare i quesiti richiesti e le problematiche che si presentano.

 La classificazione di **Beniawsky** si basa sul rilievo, in campagna o in laboratorio, di sei parametri:

- **A1** = resistenza a compressione uniassiale;
- **A2** = Rock Quality Designation Index (*Indice RQD*);
- **A3** = spaziatura delle discontinuità;
- **A4** = condizioni delle discontinuità;
- **A5** = condizioni idrauliche;
- **A6** = orientamento delle discontinuità.

Da questi sei parametri si ricava il **Rock Mass Rating (RMR, Beniawsky)** e con le dovute correzioni apportate da **Romana** nel 1985 lo Slope Mass Rating (SMR).

 L'RMR, nella pratica, viene differenziato come:

$$\text{RMR di base} = \text{RMR}_b = A1 + A2 + A3 + A4 + A5$$

$$\text{RMR corretto} = \text{RMR}_c = (A1 + A2 + A3 + A4 + A5) + A6$$

### Valore di A1

A1 si può ricavare sia da prove di laboratorio (Point Load Test), sia da prove di campagna mediante sclerometro o da prove speditive (*Standard ISRM*), definendo la resistenza a compressione uniassiale  $S_u$ .

- La prova Point Load Test

La prova Point Load ha il vantaggio di essere portatile; da essa si deriva l'indice di carico puntuale  $I_s$  che viene correlato alla resistenza alla compressione uniaassiale  $S_u$  mediante la relazione:

$$S_u = K I_s$$

**K** è un coefficiente moltiplicativo per il quale l'ISRM consiglia il valore 24, ma nella pratica si è evidenziato come tale valore non è univoco ma largamente variabile. Palmström suggerisce di variare K in funzione di  $I_s$  secondo lo schema seguente:

IS (MPa)	K
<3,5	14
3,5-6,0	16
6,0-1,0	20
>6,0	25

#### ▪ Le prove sclerometriche

Il martello di Schmidt, noto come sclerometro, è ampiamente utilizzato come prova non distruttiva e volta a misurare la "durezza di rimbalzo" della roccia. Dalla prova si ricava l'indice di rimbalzo R che è possibile correlare alla resistenza alla compressione uniaassiale mediante la relazione di Irfan e Dearman (1978):

$$S_u = 0,775 R + 21,3$$

#### ▪ Standard ISRM

In una fase preliminare delle indagini, mancando prove di campagna o di laboratorio, il valore di  $S_u$  può essere stimato osservando la risposta della roccia alla sua percussione con il martello da geologo.

Dalla risposta della roccia si possono ricavare i seguenti valori:

La roccia si incide con l'unghia o si sbriciola con le	0,25 - 1 MPa
--	--------------

mani	
Si sbriciola sotto i colpi della punta, lastre sottili si rompono con facilità con le mani	1 - 5 MPa
La punta lascia deboli buchi, lastre sottili si rompono con forti pressioni delle mani	5 - 25 MPa
La roccia si frattura con un colpo	25 - 50 MPa
Si frattura dopo due-tre colpi	50 - 100 MPa
Si scheggia solamente	>200 MPa

Definita la resistenza a compressione  $S_u$  è possibile ricavare il valore del primo parametro  $A_1$ .

 Se si utilizzano prove Point Load o prove sclerometriche risulta più agevole, rispetto alle tabelle e ai grafici proposte da Beniauskis, ricavare il valore di  $A_1$  trasformando i grafici in forma di equazioni:

VALORE DI $S_u$ (MPa)	EQUAZIONE
$\leq 44,5$	$A_1 = \frac{4}{44,5} S_u + 1$
44,5-93,75	$A_1 = \frac{4}{49,25} S_u + 1,368$
93,75-140	$A_1 = \frac{3}{46,25} S_u + 2,919$
140-180	$A_1 = 0,0375 \cdot S_u + 6,75$
180-240	$A_1 = 0,025 \cdot S_u + 9$
$>240$	$A_1 = 15$

🔑 Qualora si utilizzi lo Standard ISRM si usa la tabella proposta da **Beniawsky** nell'ultima versione del sistema (1989):

<b>Su (MPa)</b>	>2 00	100- 200	50- 100	25- 50	5- 25	1 - 5	< 1
<b>Coefficiente A1</b>	15	12	7	4	2	1	0

### Valore di A2

Se si effettuano sondaggi è possibile ricavare il valore di RQD, da cui si ottiene il coefficiente A2, dal recupero di percentuale di carotaggio riferito alla somma degli spezzoni di carota con lunghezza maggiore o uguale a 100 mm:

$$RQD = \frac{\sum L_c}{L_t} \cdot 100$$

dove:

- **Lc** = somma delle lunghezze degli spezzoni di carota > 100 mm;
- **Lt** = lunghezza totale del tratto in cui si è misurata Lc.

🔑 In mancanza di carote di sondaggio, RQD si ricava dal numero di famiglie di discontinuità caratterizzanti l'ammasso roccioso e dalla misura della loro spaziatura. Dalla relazione di Palmström (1982) si ha:

$$RQD = 115 - 3,3 J_v$$

dove:

**Jv** è il numero di fratture per metro cubo di roccia.

🔑 In forma alternativa RQD si può ricavare dalla formula di Priest e Hudson (1981):

$$RQD = 100 e^{(0,1 n)} (0,1 n + 1)$$

con  $n$  numero medio di giunti per metro.

Calcolato RQD con uno di questi metodi, si ricava il coefficiente  $A_2$  mediante le equazioni, che derivano sempre dai grafici di Beniauskas:

VALORE DI RQD %	EQUAZIONE
$\leq 26,5$	$A_2 = \frac{3}{26.6} RQD + 3$
26,5-39	$A_2 = \frac{2}{12.4} RQD + 1.71$
6,0-1,0	$A_2 = \frac{7}{37.6} RQD + 0.739$
$> 6,0$	$A_2 = \frac{5}{23.4} RQD - 1.367$

### Valore di $A_3$

Una volta calcolata la spaziatura media, cioè la distanza media tra due discontinuità adiacenti, è possibile ricavare il valore del coefficiente  $A_3$ , mediante le seguenti relazioni:

SPAZIATURA (m)	EQUAZIONE
$\leq 0,2$	$A_3 = 15s + 5$
0,2-0,4	$A_3 = 10s + 6$
0,4-0,66	$A_3 = 7.752s + 5.9$
0,66-0,94	$A_3 = 7.067s + 7.35$
0,94-1,6	$A_3 = 6.07s + 8.288$
1,6-2,0	$A_3 = 5s + 10$
$> 2,0$	$A_3 = 20$

### Valore di $A_4$

Determinare dalle tavole di classificazione di Bieniawsky il valore numerico relativo alla condizione delle discontinuità, invece, risulta molto soggettivo.

Perciò per valutare correttamente A4 conviene procedere sommando alcuni parametri numerici attribuibili alla persistenza del giunto, all'apertura del giunto, alla rugosità dello stesso, all'alterazione delle pareti, e al materiale di riempimento:

$$A4 = v1 + v2 + v3 + v4 + v5$$

I valori da assegnare sono:

### v1 – Persistenza del giunto

<b>PERSISTENZA (m)</b>	<b>v1</b>
<=1	6
1-3	4
3-10	2
10-20	1
>20	0

### v2 – Apertura del giunto

<b>APERTURA (mm)</b>	<b>v2</b>
Completamente chiuso	6
< 0,1	5
0,1-1	4
1-5	1
>5	0

### v3 – Rugosità del giunto

<b>RUGOSITA'</b>	<b>v3</b>
Molto Rugosa	6
Rugosa	5
Leggermente Rugosa	3
Liscia	1
Levigata	0

#### v4 – Alterazione delle pareti

<b>ALTERAZIONE</b>	<b>v4</b>
Non alterate	6
Leggermente alterate	5
Mediamente alterate	3
Molto alterate	1
Decomposte	0

#### v5 – Riempimento delle discontinuità

<b>RIEMPIMENTO (mm)</b>	<b>RIEMPIMENTO</b>	<b>v5</b>
-	Assente	6
< 5	Compatto	4
> 5	Compatto	2
< 5	Soffice	2
> 5	Soffice	0

Valore di A5

Questo valore viene derivato dalle condizioni idrauliche riferite ad un fronte di 10 m. Dalle tabelle fornite da **Beniawsky** si ottiene:

<b>Venute d'acqua su 10 m di lunghezza</b>	Nessuna	<10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min
<b>Condizione</b>	Asciutta	Umida	Bagnata	Deboli venute	Forti venute
<b>Coefficiente A5</b>	15	10	7	4	0

### Valore di A6

Per l'orientamento delle discontinuità si applica un coefficiente di correzione A6, a seconda che si tratti di gallerie o fondazioni.

<b>APPLICAZIONE</b>	Molto favorevole	Favorevole	Mediocre	Sfavorevole	Molto sfavorevole
<b>Gallerie</b>	0	-2	-5	-10	-12
<b>Fondazioni</b>	0	-2	-7	-15	-25

 Per quanto riguarda i versanti il coefficiente A6 proposto da Beniawsky risulta troppo "conservativo" e pertanto nel calcolo di RMR si utilizza la metodologia proposta da Romana.

## Valore di RMR (Rock Mass Rating) e parametri caratteristici dell'ammasso

Attribuiti tutti i coefficienti, sulla base del valore  $RMR_c$  calcolato si identificano 5 intervalli a cui corrispondono 5 classi di ammasso roccioso e altrettante valutazioni di qualità della roccia:

<b>RMRC</b>	100-81	80-61	60-41	40-21	$\leq 20$
<b>Classe</b>	I	II	III	IV	V
<b>Descrizione</b>	Molto buono	Buono	Mediocre	Scadente	Molto scadente

Dal valore di  $RMR_b$  si derivano i parametri caratteristici dell'ammasso, che secondo Beniauskas assumono il valore:

$$\text{coesione di picco } c_p \text{ (kPa)} = 5 RMR_b$$

$$\text{angolo di attrito di picco } f_p = 0,5 RMR_b + 5$$

$$\text{modulo di deformazione } E \text{ (GPa)} = 2 RMR_b - 100$$

I valori della coesione residua e dell'angolo di attrito residuo si ricavano introducendo nelle formule sopra indicate un valore di  $RMR_b$  modificato secondo la:

$$RMR_b = RMR_b(\text{originario}) - [0,2 \times RMR_b(\text{originario})] \quad (\text{Priest, 1983})$$

La formula di  $E$  è però da considerare valida per valori di RMR superiori di 50, mentre per valori inferiori si utilizza la formula di **Serafim e Pereira (1983)**:

$$E(\text{GPa}) = 10^{(RMR_b - 10/40)}$$

 Il valore di GSI (*Geological Strength Index*) viene ricavato dalla:

$$GSI = RMR - 5$$

dove RMR viene calcolato tenendo conto dei punteggi assegnati ai primi quattro parametri e assumendo condizioni idrauliche asciutte ( $A5 = 15$ ). Tale relazione è da ritenersi valida per  $RMR > 23$ .

### Slope Mass Rating (SMR, Romana 1985)

Romana propone di aggiungere al valore di RMR (di base), alcuni fattori di aggiustamento sulla base dell'orientamento relativo fra discontinuità e fronte del versante e aggiungere un ulteriore fattore che tiene conto del metodo di scavo:

$$SMR = RMR_b + (F1 \times F2 \times F3) + F4$$

 Il primo fattore di aggiustamento è il prodotto di tre fattori:

- **F1** dipende dal parallelismo fra l'immersione del fronte e l'immersione dei giunti.
- **F2** è riferito all'inclinazione del giunto nell'ipotesi di rottura planare.
- **F3** mantiene le relazioni proposte da Beniauskas per l'inclinazione fra fronte e giunti.

 **F4** rappresenta un fattore di correzione legato al metodo di scavo ed è stato fissato empiricamente.

Le condizioni di stabilità verificate sono relative rotture planari e per ribaltamento (toppling); il metodo è stato esteso anche alle rotture a cuneo di recente da Anbalagan et al..

Sulla base della tabella che segue si attribuiscono i valori ai fattori:

CASO		Molto favorevole	Favorevole	Mediocre	Sfavorevole	Molto sfavorevole
<b>Planare</b>	aj-af	>30°	30°- 20°	20°- 10°	10°- 5°	< 5°
<b>Toppling</b>	aj-af-180°					
<b>Cuneo</b>	ai-af					
	F1	0,15	0,40	0,70	0,85	1,00
<b>Planare</b>	βj	<20°	20°- 30°	30°- 35°	35°- 45°	>45°
<b>Cuneo</b>	βi					

CASO		Molto favorevole	Favorevole	Mediocre	Sfavorevole	Molto sfavorevole
	F2	0,15	0,40	0,70	0,85	1,00
<b>Toppling</b>	F2	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00
<b>Planare Cuneo</b>	$\beta_j - \beta_f$ $\beta_i - \beta_f$	$>10^\circ$	$10^\circ - 0^\circ$	$0^\circ$	$0^\circ - (-10^\circ)$	$< -10^\circ$
<b>Toppling</b>	$\beta_j - \beta_f$	$<110^\circ$	$110^\circ - 120^\circ$	$>120^\circ$	-	-
	F3	0	-6	-25	-50	-60

dove:

$a_j$  = immersione del giunto;

$a_i$  = immersione della retta di intersezione di due piani per la rottura a cuneo;

$a_f$  = immersione del fronte del versante;

$\beta_j$  = inclinazione del giunto;

$\beta_i$  = inclinazione della retta di intersezione di due piani per la rottura a cuneo;

$\beta_f$  = inclinazione del fronte.

Il fattore F4 vale invece:

METODO DI SCAVO	F4
Scarpata naturale	15
Abbattimento con pretaglio	10
Abbattimento controllato	8
Abbattimento normale	0
Abbattimento non controllato	-8

 Calcolato il valore di SMR, si possono avere indicazioni generali, fornite da Romana, sul grado di stabilità della scarpata, sul tipo di cinematismo di rottura che si può instaurare e su quanto possano pesare eventuali interventi di stabilizzazione:

<b>SMR</b>	100-81	80-61	60-41	40-21	21-0
<b>Classe</b>	I	II	III	IV	V
<b>Descrizione</b>	Molto buona	Buona	Mediocre	Scadente	Molto scadente
<b>Stabilità</b>	Sicuramente stabile	Stabile	Parzialmente stabile	Instabile	Sicuramente instabile
<b>Modo di rottura</b>	Assente	Possibili blocchi	Lungo piani o per cunei	Lungo piani o su grandi cunei	Su grandi piani o rototrazionali
<b>Stabilizzazione</b>	Nessuna	Occasionale	Sistemica	Estesa	Riprofilare la scarpata

### 1.1.3 Jasarevic & Kovacevic

#### Indice n (Jasarevic & Kovacevic)

 Il metodo è stato sviluppato sulle formazioni carbonatiche della Croazia ed ha una evidente derivazione dal sistema RMR. Il sistema di classificazione è semplice e si sviluppa attribuendo almeno tre coefficienti numerici relativi a proprietà geomeccaniche dell'ammasso roccioso e di almeno altrettanti relativi a proprietà geologico-ingegneristiche. Ad ogni parametro viene assegnato un valore  $n_i$  variabile da 1 a 5 come riportato nella seguente tabella:

PROPRIETA' GEOMECCANICHE					PROPRIETA' GEOLOGICO-INGEGNERISTICHE					ni	
Su (MPa)	Is $\perp$ (MPa)	Is // (MPa)	Vp (km/s)	Vp/V0	$\alpha$	Acqua	RQD (%)	Jv	S (cm)	Proprietà dei giunti	
> 130	> 5,7	> 0,8	> 6,5	> 0,8	70-90	A	> 65	1-2	> 50	JRC: 16-20	1
100-130	5,3-5,7	0,7-0,8	4,7-6,5	0,6-0,8	0-20	U	45-65	2-5	20-50	JRC: 12-16	2

70-100	4,7-5,3	0,6-0,7	3,0-4,7	0,4-0,6	20-35	B	35-45	5-10	10-20	JRC: 8-12	3
40-70	4,3-4,7	0,5-0,6	1,2-3,0	0,2-0,4	35-50	S	25-35	10-15	6-10	JRC: 4-8	4
< 40	< 4,3	< 0,5	<1,2	<0,2	50-70	F	<25	>15	<6	JRC: <4 o riempiti	5

dove:

$S_u$  = resistenza a compressione uniassiale della roccia intatta;

$I_{s \perp}$  = indice point load misurato perpendicolarmente alla discontinuità principale;

$I_{s //}$  = indice point load misurato parallelamente alla discontinuità principale;

$V_p$  = velocità sismica delle onde longitudinali;

$V_0$  = velocità sismica di riferimento (roccia intatta) delle onde longitudinali;

$\alpha$  = inclinazione della discontinuità più sfavorevole;

Acqua = A: assente – U: umido – B: bagnato – S: deboli venute – F: forti venute;

$J_v$  = numero di giunti per m<sup>3</sup>;

$S$  = spaziatura delle discontinuità.

Se i valori non sono univoci si prende il coefficiente numerico intermedio, ad esempio per  $J_v$  variabile fra 5 e 15 si prende 3,5.

🔑 Quindi il valore dell'indice  $n$  sarà dato dalla:

$$n = \frac{\sum_{i=1}^{NT} n_i}{NT}$$

dove **NT** è il numero delle proprietà considerate (minimo 6) nell'attribuzione dei coefficienti numerici.

Gli autori suggeriscono inoltre la seguente correlazione fra  $n$  e  $RMR_c$ :

$$RMR_c = 110 - 20n$$

🔑 Dal calcolo di  $RMR$  è possibile derivare la classe e la qualità dell'ammasso, simile a quella di Bieniawsky:

<b>RMRC</b>	100-81	80-61	60-41	40-21	<=20
-------------	--------	-------	-------	-------	------

Classe	I	II	III	IV	V
Descrizione	Molto buono	Buono	Mediocre	Scadente	Pessimo

Dal valore di  $RMR_c$  si derivano i parametri caratteristici dell'ammasso con le seguenti:

$$c \text{ (kPa)} = 3,625 RMR_c \text{ (Sen)}$$

$$\phi \text{ (}^\circ\text{)} = 25 (1 + 0,01 RMR_c) \text{ per } RMR_c > 20 \text{ (Sen)}$$

$$\phi \text{ (}^\circ\text{)} = 1,5 RMR_c \text{ per } RMR_c < 20 \text{ (Sen)}$$

$$E \text{ (MPa)} = \text{Exp}(4,407 + 0,081 RMR_c) \text{ (Jasarevic \& Kovacevic)}$$

 Gli autori ritengono che la formula utilizzata per il calcolo di E sia più corretta rispetto a quella di **Serafim e Pereira (1983)**:

$$E \text{ (GPa)} = 10(RMR_b - 10 / 40)$$

#### 1.1.4 RMR modificato Sen

### Introduzione

[Sen e Sadagah \(2003\)](#) apportano una modifica alla determinazione di RMR proposta da Beniawki, senza modificare in alcun modo la classificazione, proponendo di calcolare RMR mediante un'equazione semplificata a partire dai soli parametri di RQD, della resistenza della roccia  $S_u$  (MPa), della spaziatura  $s$  (m), esprimendo le condizioni idrauliche in funzione della portata (G) e mantenendo i coefficienti numerici indicati da Beniawski per la condizione (A4) e l'orientamento delle discontinuità (A6).

### Valore di A1

A1 si può ricavare sia da prove di laboratorio (*Point Load Test*), sia da prove di campagna mediante sclerometro o da prove speditive (*Standard ISRM*), definendo la resistenza a compressione uniassiale  $S_u$ .

- La prova Point Load Test

La prova Point Load ha il vantaggio di essere portatile; da essa si deriva l'indice di carico puntuale  $I_s$  che viene correlato alla resistenza alla compressione uniassiale  $S_u$  mediante la relazione:

$$S_u = K I_s$$

**K** è un coefficiente moltiplicativo per il quale l'ISRM consiglia il valore 24, ma nella pratica si è evidenziato come tale valore non è univoco ma largamente variabile. Palmström suggerisce di variare K in funzione di  $I_s$  secondo lo schema seguente:

IS (MPa)	K
<3,5	14
3,5-6,0	16
6,0-1,0	20
>6,0	25

- Le prove sclerometriche

Il martello di Schmidt, noto come sclerometro, è ampiamente utilizzato come prova non distruttiva e volta a misurare la "durezza di rimbalzo" della roccia. Dalla prova si ricava l'indice di rimbalzo R che è possibile correlare alla resistenza alla compressione uniassiale mediante la relazione di **Irfan e Dearman** (1978):

$$S_u = 0,775 R + 21,3$$

 Se si utilizzano prove Point Load o prove sclerometriche risulta più agevole, rispetto alle tabelle e ai grafici proposte da Beniauskis, ricavare il valore di A1 trasformando i grafici in forma di equazioni:

VALORE DI $S_u$ (MPa)	EQUAZIONE
$\leq 44,5$	$A1 = \frac{4}{44.5} S_u + 1$
44,5-93,75	$A1 = \frac{4}{49.25} S_u + 1.368$
93,75-140	$A1 = \frac{3}{46.25} S_u + 2.919$
140-180	$A1 = 0.0375 \cdot S_u + 6.75$
180-240	$A1 = 0.025 \cdot S_u + 9$
$>240$	$A1 = 15$

## Valore di A2

Se si effettuano sondaggi è possibile ricavare il valore di RQD, da cui si ottiene il coefficiente A2, dal recupero di percentuale di carotaggio riferito alla somma degli spezzoni di carota con lunghezza maggiore o uguale a 100 mm:

$$RQD = \frac{\sum L_c}{L_t} \cdot 100$$

dove:

- **L<sub>c</sub>** = somma delle lunghezze degli spezzoni di carota  $> 100$  mm;
- **L<sub>t</sub>** = lunghezza totale del tratto in cui si è misurata L<sub>c</sub>.

In forma alternativa RQD si può ricavare dalla formula di [Priest e Hudson \(1981\)](#):

$$RQD = 100 e^{(0.1n)} (0.1n + 1)$$

con **n** numero medio di giunti per metro.

Calcolato RQD con uno di questi metodi, si ricava il coefficiente A2 mediante le equazioni, che derivano sempre dai grafici di Beniauskis:

VALORE DI RQD %	EQUAZIONE
$\leq 26,5$	$A_2 = \frac{3}{26.6} RQD + 3$
26,5-39	$A_2 = \frac{2}{12.4} RQD + 1.71$
6,0-1,0	$A_2 = \frac{7}{37.6} RQD + 0.739$
$> 6,0$	$A_2 = \frac{5}{23.4} RQD - 1.367$

### Valore di A3

Una volta calcolata la spaziatura media, cioè la distanza media tra due discontinuità adiacenti, è possibile ricavare il valore del coefficiente A3, mediante le seguenti relazioni:

SPAZIATURA (m)	EQUAZIONE
$\leq 0,2$	$A_3 = 15s + 5$
0,2-0,4	$A_3 = 10s + 6$
0,4-0,66	$A_3 = 7.752s + 5.9$
0,66-0,94	$A_3 = 7.067s + 7.35$
0,94-1,6	$A_3 = 6.07s + 8.288$
1,6-2,0	$A_3 = 5s + 10$
$> 2,0$	$A_3 = 20$

### Valore di A4

Determinare dalle tavole di classificazione di Bieniawsky il valore numerico relativo alla condizione delle discontinuità, invece, risulta molto soggettivo.

Perciò per valutare correttamente A4 conviene procedere sommando alcuni parametri numerici attribuibili alla persistenza del giunto, all'apertura del giunto, alla rugosità dello stesso, all'alterazione delle pareti, e al materiale di riempimento:

$$A4 = v1 + v2 + v3 + v4 + v5$$

I valori da assegnare sono:

### v1 – Persistenza del giunto

<b>PERSISTE NZA (m)</b>	<b>v1</b>
<1	6
1-3	4
3-10	2
10-20	1
>20	0

### v2 – Apertura del giunto

<b>APERTUR A (mm)</b>	<b>v2</b>
Completam ente chiuso	6
< 0,1	5
0,1-1	4
1-5	1
>5	0

### v3 – Rugosità del giunto

<b>RUGOSITA'</b>	<b>v3</b>
Molto Rugosa	6
Rugosa	5
Leggermente Rugosa	3
Liscia	1
Levigata	0

#### v4 – Alterazione delle pareti

<b>ALTERAZIONE</b>	<b>v4</b>
Non alterate	6
Leggermente alterate	5
Mediamente alterate	3
Molto alterate	1
Decomposte	0

#### v5 – Riempimento delle discontinuità

<b>RIEMPIME NTO (mm)</b>	<b>RIEMPIME NTO</b>	<b>v5</b>
-	Assente	6
< 5	Compatto	4
> 5	Compatto	2
< 5	Soffice	2
> 5	Soffice	0

Valore di A5

Questo valore viene derivato dalle condizioni idrauliche riferite ad un fronte di 10 m. Dalle tabelle fornite da Beniawsky si ottiene:

<b>Venute d'acqua su 10 m di lunghezza</b>	Nessuna	<10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min
<b>Condizione</b>	Asciutta	Umida	Bagnata	Deboli venute	Forti venute
<b>Coefficiente A5</b>	15	10	7	4	0

### Valore di A6

Per l'orientamento delle discontinuità si applica un coefficiente di correzione A6, a seconda che si tratti di gallerie o fondazioni.

<b>APPLICAZIONE</b>	Molto favorevole	Favorevole	Mediocre	Sfavorevole	Molto sfavorevole
<b>Gallerie</b>	0	-2	-5	-10	-12
<b>Fondazioni</b>	0	-2	-7	-15	-25

Secondo la formulazione degli Autori il valore RMRc si calcola mediante la seguente:

$$\text{RMRc} = 0,2 \text{ RQD} + 15 \log(s) + 0,075 S_u - 2,9 \log(G) + 34 + (A5 + A6)$$

Qualora manchi un sondaggio da cui derivare RQD, si introduce il valore di  $n$  (numero medio di giunti) e  $RMR_c$  viene calcolato dalla:

$$RMR_c = 20 (1 + 0,1 n) e^{-0,1n} - 15 \log(n) + 0,075 S_u - 2,9 \log(G) + 34 + (A5 + A6)$$

Sulla base del valore  $RMR_c$  calcolato si identificano gli intervalli a cui corrispondono le classi di ammasso roccioso e altrettante valutazioni di qualità della roccia:

<b>RMRC</b>	100-81	80-61	60-41	40-21	$\leq 20$
<b>Classe</b>	I	II	III	IV	V
<b>Descrizione</b>	Molto buono	Buono	Mediocre	Scaden te	Molto scaden te

Dal valore di  $RMR_c$  si derivano i parametri caratteristici dell'ammasso, che secondo Sen et al. assumono i seguenti valori:

$$\text{coesione } c \text{ (kPa)} = 3,625 RMR_c$$

$$\text{angolo di attrito } f = 25(1+0,01 RMR_c) \text{ per } RMR_c > 20$$

$$\text{angolo di attrito } f = 1,5 RMR_c \text{ per } RMR_c < 20$$

### 1.1.5 SRMR Robertson

## Slope Rock Mass Rating (SRMR, Robertson)

Il metodo, applicabile solo alla stabilità di versanti in roccia, è derivato da RMR ed è stato sviluppato dallo Studio di Consulenza Steffen Robertson & Kirsten, i quali partono dalla constatazione che il sistema RMR, quando applicato in scavi di cava in ammassi teneri con valori di RMR inferiori a 40, porta ad una stima non corretta dei parametri di resistenza.

Il valore di SRMR si ricava da:

$$SRMR = A1 + A2 + A3 + A4$$

dove:

- **A1** = valore derivato dalla resistenza della roccia intatta;
- **A2** = valore derivato da Rock Quality Designation Index (Indice RQD);
- **A3** = valore derivato dalla spaziatura delle discontinuità;
- **A4** = valore derivato dalle condizioni delle discontinuità.

## Valore di A1

<b>IS (MPa)</b>	>10	4-10	2-4	1-2	Non applicabile- usare Su						
<b>Su (MPa)</b>	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	0,6-1	0,15-0,6	0,08-0,15	0,04-0,08	<0,04
<b>Coefficiente</b>	30	27	22	19	17	15	10	6	2	1	0

## Valore di A2

Se si effettuano sondaggi è possibile ricavare il valore di RQD, da cui si ottiene il coefficiente A2, dal recupero di percentuale di carotaggio riferito alla somma degli spezzoni di carota con lunghezza maggiore o uguale a 100 mm:

$$RQD = \frac{\sum L_c}{L_t} \cdot 100$$

dove:

- **L<sub>c</sub>** = somma delle lunghezze degli spezzoni di carota > 100 mm;
- **L<sub>t</sub>** = lunghezza totale del tratto in cui si è misurata L<sub>c</sub>.

 In mancanza di carote di sondaggio, RQD si ricava dal numero di famiglie di discontinuità caratterizzanti l'ammasso roccioso e dalla misura della loro spaziatura. Dalla relazione di **Palmström (1982)** si ha:

$$RQD = 115 - 3,3 J_v$$

dove  $J_v$  è il numero di fratture per metro cubo di roccia.

 In forma alternativa RQD si può ricavare dalla formula di **Priest e Hudson (1981)**:

$$RQD = 100 e^{(0.1n)}(0.1n + 1)$$

con  $n$  numero medio di giunti per metro.

Calcolato RQD con uno di questi metodi, si ricava il coefficiente A2 mediante la tabella seguente:

RQD	90-100	75-90	50-75	25-50	< 25
Coefficiente	20	17	13	8	3

### Valore di A3

s(m)	>2	0,6-2	0,2-0,6	0,06-0,2	<0,06
Coefficiente	20	15	10	8	5

### Valore di A4

<b>Condizione</b>	Molto scabre Non continue Chiuse Pareti non alterate	Leggermente scabre Continue apertura < 1mm Pareti leggermente alterate	Leggermente scabre Continue apertura < 1mm Pareti alterate	Piane lisce Continue Apertura 1-5 mm Riempimento <5 mm	Continue Apertura > 5mm Riempimento > 5mm (da applicare sempre se $S_u < 1$ MPa)
<b>Coefficiente</b>	30	25	20	10	0

Il fattore legato alle condizioni idrauliche non viene considerato dato che la quantità di acqua presente nell'ammasso roccioso non ne influenza la sua resistenza. Essendo però l'acqua una forza destabilizzante, va inserita come tale nella verifica di stabilità.

 Per valori di SRMR inferiori a 40 la rottura è funzione delle sole caratteristiche meccaniche dell'ammasso, ai quali Robertson attribuisce i seguenti valori identificando una ulteriore suddivisione di classi:

SRMR	Classe	Coesione (kPa)	Angolo di attrito (°)
40-35	IVa	138	40
35-30	IVa	86	36
30-25	IVb	50-72	30-34
25-20	IVb	50-70	26-30
20-15	Va	50-60	24-27,5
15-5	Vb	14-50	21-24

### 1.1.6 Singh & Goel

## Introduzione

**Singh e Goel (1999)**, per l'applicazione nel campo delle gallerie, propongono di calcolare il valore dell'indice **N** (*Rock Mass Number*) dalla classificazione Q di Barton, mediante la formula:

$$N = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot J_w$$

esprimendo cioè N come valore di Q escluso l'effetto tensionale.

Nella formula i vari indici sono:

- **RQD** (*Rock Quality Designation*), che tiene conto della suddivisione della massa rocciosa;
- **J<sub>n</sub>** (*Joint Set Number*), che dipende dal numero di famiglie di giunti presenti nell'ammasso roccioso;
- **J<sub>r</sub>** (*Joint Roughness Number*), che dipende dalla rugosità della famiglia più sfavorevole;
- **J<sub>a</sub>** (*Joint Alteration Number*), che dipende dal grado di alterazione delle fratture, dallo spessore e dalla natura del riempimento, e che viene ugualmente determinato sulla famiglia più sfavorevole;
- **J<sub>w</sub>** (*Joint Water Number*), che dipende dalle condizioni idrogeologiche.

## Parametri della classificazione di Singh e Goel

- **Parametro RQD** (*Rock Quality Designation, che tiene conto della suddivisione della massa rocciosa*):

Prende il suo valore nominale; se RQD risulta < 10, si assume 10.

Se si effettuano sondaggi è possibile ricavare il valore di RQD dal recupero di percentuale di carotaggio riferito alla somma degli spezzoni di carota con lunghezza maggiore o uguale a 100 mm:

$$RQD = \frac{\sum L_c}{L_t} \cdot 100$$

dove:

- **L<sub>c</sub>** = somma delle lunghezze degli spezzoni di carota > 100 mm
- **L<sub>t</sub>** = lunghezza totale del tratto in cui si è misurata L<sub>c</sub>.

 In mancanza di carote di sondaggio, RQD si ricava dal numero di famiglie di discontinuità caratterizzanti l'ammasso roccioso e dalla misura della loro spaziatura. Dalla relazione di **Palmström (1982)** si ha:

$$RQD = 115 - 3,3 J_v$$

dove **J<sub>v</sub>** è il numero di fratture per metro cubo di roccia.

 In forma alternativa RQD si può ricavare dalla formula di **Priest e Hudson (1981)**:

$$RQD = 100 e^{(0.1n)}(0.1n + 1)$$

con **n** numero medio di giunti per metro.

- **Parametro J<sub>n</sub>** (*Joint Set Number, che dipende dal numero di famiglie di giunti presenti nell'ammasso roccioso*):

DEFINIZIONE	J <sub>n</sub>
Roccia massiva, nessuna o rare discontinuità	0,5-1
Una serie di discontinuità	2
Una serie di discontinuità + quelle random (casuali)	3
Due serie di discontinuità	4

Due serie di discontinuità + quelle random	6
Tre serie di discontinuità	9
Tre serie di discontinuità + quelle random	12
Quattro o più serie di discontinuità	15
Roccia completamente disgregata	20

### Nel caso di gallerie:

in zona di imbocco  $J_n$  va raddoppiato; in una zona di intersezione di due gallerie  $J_n$  va triplicato.

**Parametro  $J_r$**  (*Joint Roughness Number, che dipende dalla rugosità della famiglia più sfavorevole*):

DEFINIZIONE	$J_r$
Giunti discontinui	4
Giunti scabri o irregolari, ondulati	3
Giunti lisci, ondulati	2
Giunti levigati, ondulati	1,5
Giunti scabri o irregolari, piani	1,5
Giunti lisci, piani	1
Giunti levigati, piani	0,5
Zone mineralizzate contenenti minerali argillosi a riempire la discontinuità	1
Zone mineralizzate sabbia, ghiaia, zone	1

disgregate, a riempire la discontinuità	
--	--

La descrizione si riferisce alle caratteristiche a piccola e a media scala. Se la spaziatura media della famiglia principale è superiore a 3 m aumentare Jr di 1. Nel caso di giunti piani, levigati, contenenti strie o lineazioni, se queste sono orientate nella direzione più sfavorevole si utilizza 0,5.

Parametro Ja (Joint Alteration Number, che dipende dal grado di alterazione delle fratture, dallo spessore e dalla natura del riempimento, che viene determinato sulla famiglia più sfavorevole):

Giunti sostanzialmente chiusi (apertura 1 – 3 mm) con pareti a contatto:

DEFINIZIONE	Ja
Giunti sigillati o mineralizzati	0.75
Giunti non alterati o con lievi ossidazioni	1
Giunti leggermente alterati o con spalmature di materiale non plastico	2
Giunti con spalmature limose, frazione argillosa limitata non plastica	3
Spalmature di minerali con bassa resistenza attritiva (argille, miche, talco, grafite, clorite, gesso)	4

Giunti mediamente aperti (< 5 mm) e presenza di riempimento che permette ancora il contatto fra le pareti in caso di scorrimento:

DEFINIZIONE	Ja
-------------	----

Riempimento sabbioso	4
Riempimento argilloso non plastico, molto sovraconsolidato	6
Riempimento argilloso plastico, mediamente sovraconsolidato	8
Riempimento argilloso rigonfiante	8-12*

\* il valore da assegnare dipende dalla percentuale della frazione argillosa rigonfiante e dalla possibilità che la stessa venga in contatto con l'acqua.

Giunti aperti (> 5 mm) senza nessun contatto fra le pareti in caso di scorrimento:

DEFINIZIONE	Ja
Zone o fasce di argilla limosa o sabbiosa non plastica	5
Zone o fasce di roccia disgregata	6
Zone o fasce di argilla non plastica	6
Zone o fasce di argilla plastica rigonfiante	8
Zone o fasce di argilla rigonfiante	12
Zone continue molto spesse di argilla non plastica	10
Zone continue molto spesse di argilla plastica non rigonfiante	13
Zone continue molto spesse di argilla plastica rigonfiante	13-20*

\* il valore da assegnare dipende dalla percentuale della frazione argillosa rigonfiante e dalla possibilità che la stessa venga in contatto con l'acqua.

- **Parametro Jw** (*Joint water Number, che dipende dalle condizioni idrogeologiche*):

DEFINIZIONE	Jw
Acqua assente o scarsa, localmente < 5 lt/min	1
Afflusso medio con occasionale dilavamento del riempimento del giunto	0,66
Afflusso forte o ad alta pressione in rocce compatte con discontinuità aperte senza riempimento	0,5
Venute forti o ad alta pressione con dilavamento del riempimento del giunto	0,33
Venute eccezionalmente forti o a pressioni molto elevate subito dopo l'avanzamento, a diminuire nel tempo	0,2-0,1
Venute eccezionalmente forti o a pressioni molto elevate subito dopo l'avanzamento, costanti nel tempo	0,1-0,05

Negli ultimi quattro casi se sono installati sistemi efficaci di drenaggio  $J_w$  va portato a 1 o a 0,66.

Per una caratterizzazione dell'ammasso lontano dall'influenza dello scavo e nel caso che  $RQD/J_n$  sia sufficientemente basso (0,5 - 25) in modo da assicurare una buona connettività idraulica, si possono assumere i valori di  $J_w$  (1,0 - 0,66 - 0,5 - 0,33) in funzione delle altezze di ricoprimento (0 - 5; 5 - 25; 25 - 250; > 250).

## Valore del coefficiente A1

A1 si può ricavare sia da prove di laboratorio (*Point Load Test*), sia da prove di campagna mediante sclerometro o da prove speditive (*Standard ISRM*), definendo la resistenza a compressione uniassiale  $S_u$ .

## La prova Point Load Test

La prova Point Load ha il vantaggio di essere portatile; da essa si deriva l'indice di carico puntuale  $I_s$  che viene correlato alla resistenza alla compressione uniassiale  $S_u$  mediante la relazione:

$$S_u = K I_s$$

**K** è un coefficiente moltiplicativo per il quale l'ISRM consiglia il valore 24, ma nella pratica si è evidenziato come tale valore non è univoco ma largamente variabile. Palmström suggerisce di variare K in funzione di  $I_s$  secondo lo schema seguente:

IS (MPa)	K
<3,5	14
3,5-6,0	16
6,0-10,0	20
>10,0	25

- Le prove sclerometriche

Il martello di Schmidt, noto come sclerometro, è ampiamente utilizzato come prova non distruttiva e volta a misurare la "durezza di rimbalzo" della roccia. Dalla prova si ricava l'**indice di rimbalzo R** che è possibile correlare alla resistenza alla compressione uniassiale mediante la relazione di **Irfan e Dearman (1978)**:

$$S_u = 0,775 R + 21,3$$

Definita la resistenza a compressione  $S_u$  è possibile ricavare il valore del parametro  $A_1$ .

🔑 Se si utilizzano prove Point Load o prove sclerometriche risulta più agevole ricavare il valore di  $A_1$  trasformando i grafici proposti da Beniawsky in forma di equazioni:

VALORE DI $S_u$ (MPa)	EQUAZIONE
$\leq 44,5$	$A_1 = \frac{4}{44,5} S_u + 1$
44,5-93,75	$A_1 = \frac{4}{49,25} S_u + 1,368$
93,75-140	$A_1 = \frac{3}{46,25} S_u + 2,919$
140-180	$A_1 = 0,0375 \cdot S_u + 6,75$
180-240	$A_1 = 0,025 \cdot S_u + 9$
$>240$	$A_1 = 15$

## Valore del coefficiente $A_6$

Per l'orientamento delle discontinuità si applica un coefficiente di correzione  $A_6$ .

Molto favorevole	Favorevole	Mediocre	Sfavorevole	Molto sfavorevole
0	-2	-5	-10	-12

## Risultati derivati dal calcolo di N

Ricavato il valore di N, si ottiene il valore di RCR (Rock Condition Rating) come proposto da Singh-Goel:

$$RCR = 8 \ln(N) + 30$$

Dal valore di RCR si derivano tutti gli altri parametri:

$$RMR_{\text{corretto}} = RCR + (A1 + A6)$$

$$RMR_{\text{base}} = RCR + A1$$

dove:

- **RMRcorretto** = Rock Mass Rating (RMR) corretto;
- **RMRbase** = Rock Mass Rating (RMR) di base.

Dalla formula:

$$RMR = 9 \ln(Q) + 44$$

proposta da Beniawsky, si ottiene invece l'indice Q di Barton:

$$Q = \text{Exp}\left(\frac{RMR - 44}{9}\right)$$

e perciò:

$$SRF = \frac{N}{Q}$$

$$Q_c = \frac{N}{SRF} \cdot \frac{S_u}{100}$$

dove:

- **SRF** = Stress Reduction Factor, che è funzione dello stato tensionale in rocce massive o dal disturbo tettonico;
- **Qc** = Indice Q normalizzato nei confronti della resistenza a compressione monoassiale della roccia.

🔗 Inoltre dal calcolo di RMR è possibile derivare:

<b>RMRC</b>	100-81	80-61	60-41	40-21	<=20
<b>Classe</b>	I	II	III	IV	V
<b>Descrizione</b>	Molto buono	Buono	Mediocre	Scadente	Molto scadente

Dal valore di RMR<sub>b</sub> si derivano i parametri caratteristici dell'ammasso, che secondo Bieniawsky assumono il valore:

$$\text{coesione di picco } c_p \text{ (kPa)} = 5 \text{ RMR}_b$$

$$\text{angolo di attrito di picco } f_p = 0,5 \text{ RMR}_b + 5$$

$$\text{modulo di deformazione } E \text{ (GPa)} = 1,5 \text{ RMR}_b - 100$$

I valori della coesione residua e dell'angolo di attrito residuo si ricavano introducendo nelle formule sopra indicate un valore di RMR<sub>b</sub> modificato secondo la:

$$\text{RMR}_b = \text{RMR}_b(\text{originario}) - [0,2 \times \text{RMR}_b(\text{originario})] \text{ (Priest, 1983)}$$

La formula di E è però da considerare valida per valori di RMR superiori di 50, mentre per valori inferiori si utilizza la formula di **Serafim e Pereira (1983)**:

$$E \text{ (GPa)} = 10(\text{RMR}_b - 10 / 40)$$

Mentre da Q:

Q	Classe	Descrizione
---	--------	-------------

0,001-0,01	IX	Eccezzionalm ente scadente
0,01-0,1	VIII	Estremamen te scadente
0,1-1	VII	Molto scadente
1-4	VI	Scadente
4-10	V	Mediocre
10-40	IV	Buona
40-100	III	Molto buona
100-400	II	Estremamen te buona
400-1000	I	Ottima

📌 Ed è possibile estrapolare due caratteristiche di resistenza dell'ammasso:

- **Una componente attritiva**, che può essere considerata come approssimazione dell'angolo di attrito dell'ammasso:

$$FC = \tan^{-1} \left( \frac{J_r}{J_w} \right)$$

- **Una componente coesiva**, che può essere considerata come approssimazione della coesione dell'ammasso:

$$CC = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{1}{SRF} \cdot \frac{c}{100}$$

Invece il modulo di deformazione statico dell'ammasso può essere determinato mediante la:

$$E_m (GP_a) = 10Q_c^{1/3}$$

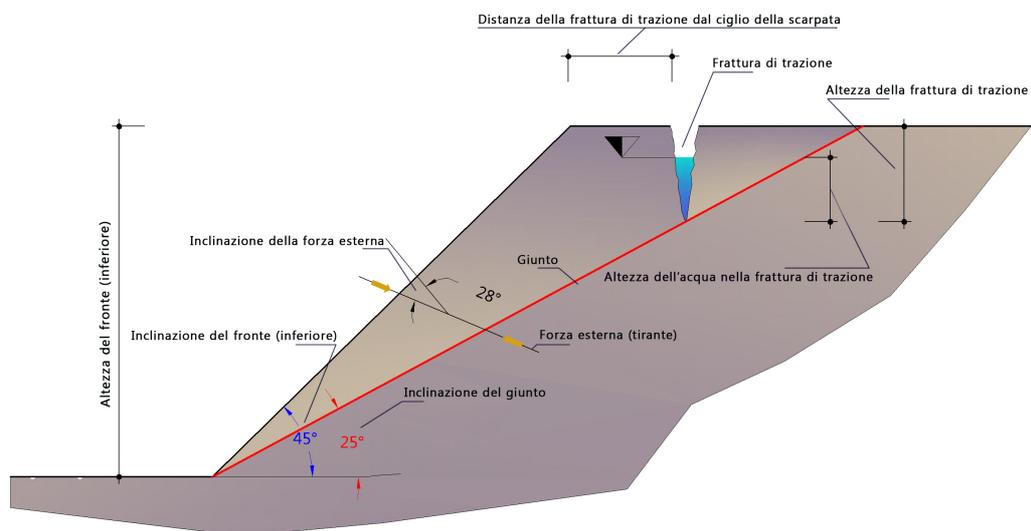
in accordo con l'espressione di Serafim e Pereira derivata da RMR.

## 1.2 Stabilità

### 1.2.1 Scivolamento planare

#### Scivolamento lungo un singolo piano

Nelle condizioni di equilibrio limite di una scarpata interessata da un giunto, con un fronte superiore piano (Fig. 1), cioè quando una discontinuità presenta un'inclinazione inferiore all'inclinazione del fronte ed una immersione prossima ( $\pm 20^\circ$ ) a quella del fronte, l'analisi delle condizioni di stabilità viene eseguita così come per tutti gli altri cinematismi di rottura piani.



**Figura 1** – Condizioni di equilibrio limite di una scarpata interessata da un giunto, con un fronte superiore piano.

In genere si ipotizzano due possibili geometrie di rottura: assenza o presenza di una frattura di trazione aperta nella parte superiore della scarpata.

Nell'ipotesi di **assenza di fratture di trazione e di forze esterne**, la più semplice, le condizioni di equilibrio vengono espresse dalla:

$$F_s = \frac{cA + N \tan \varphi}{T} = \frac{cA + W \cos \alpha \cdot \tan \varphi}{W \sin \alpha}$$

dove :

A = lunghezza del piano di scivolamento :

$$A = \frac{H_f}{\sin \psi}$$

W = peso del cuneo di distacco ;

$\psi$  = inclinazione del giunto.

🔗 Quando invece sono **presenti forze esterne e acqua nei giunti**, le condizioni di equilibrio sono espresse dalla formula più generale:

$$F_s = \frac{cA + N \tan \theta}{T} = \frac{cA + (W \cos \theta - F_H \sin \theta - U + Q \cos \theta) \cdot \tan \theta}{W \sin \theta + F_H \cos \theta - Q \sin \theta}$$

dove, oltre ai simboli già visti:

$F_H$  = forza d'inerzia dovuta al sisma;

U = spinta idraulica sul piano;

Q = forze esterne;

$\theta$  = inclinazione delle forze esterne.

La geometria del problema si risolve con:

$F_H$  = forza d'inerzia dovuta al sisma:

$$F_H = 0.5 S \frac{a_g}{g} W$$

dove:

S = 1, trattandosi di formazioni rocciose.

W = peso del cuneo di distacco:

$$W = \frac{1}{2} H_f^2 (\cot \alpha - \cot \psi)$$

U = spinta idraulica sul piano:

$$U = \frac{w_w H_w^2}{2 \sin \alpha}$$

dove:

$H_f$  = altezza del fronte;

$\alpha$  = inclinazione del fronte;

- $\gamma$  = peso di volume della roccia;  
 $\gamma_w$  = peso di volume dell'acqua;  
 $H_w$  = altezza dell'acqua;  
 $a_g$  = accelerazione orizzontale massima.

🔑 Quando si è in **presenza di una frattura di trazione**, il caso più generale diventa:

$$F_s = \frac{cA + N \tan \phi}{T} = \frac{cA + (W \cos \alpha - F_H \sin \alpha - U - V \sin \alpha + Q \cos \alpha) \cdot \tan \phi}{W \sin \alpha + F_H \cos \alpha + V \cos \alpha - Q \sin \alpha}$$

per cui si hanno i nuovi valori:

$$A = \frac{H_f - z}{\sin \alpha}$$

$$W = \frac{1}{2} \left[ H_f^2 (\cot \alpha - \cot \phi) - z^2 \cot \alpha \right]$$

$$U = \frac{\gamma_w z_w A}{2}$$

$$V = \frac{\gamma_w z_w^2}{2}$$

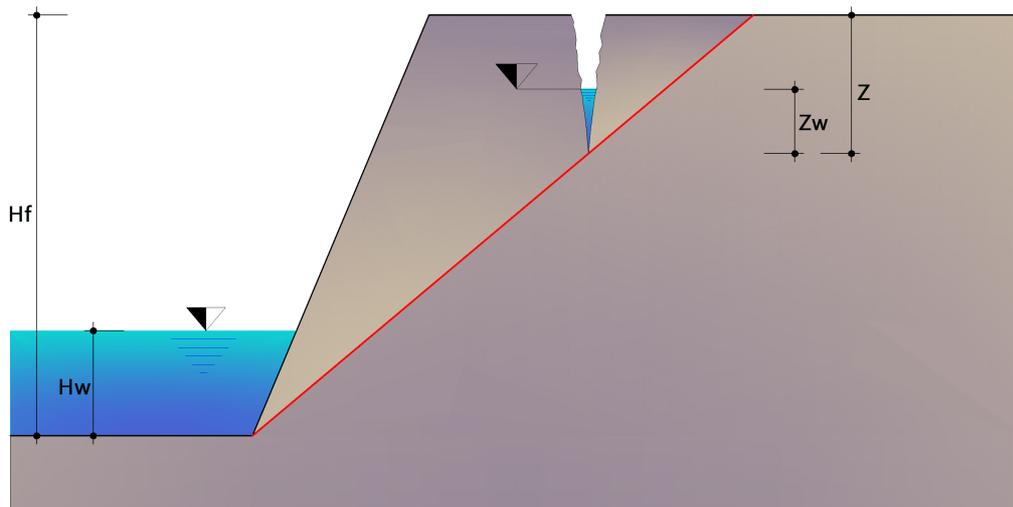
$$z = H_f \left( 1 - \frac{\tan \alpha}{\tan \phi} \right) - b \tan \alpha$$

dove:

- $z$  = altezza della frattura di trazione  
 $b$  = distanza della frattura di trazione dal ciglio della scarpata  
 $z_w$  = altezza dell'acqua nella frattura di trazione  
 $V$  = spinta idraulica nella frattura di trazione.

E' da tener in conto che la relazione che esprime il valore della spinta idraulica sul giunto è valida per condizioni di scarpata drenata in caso di precipitazioni intense. Quando il drenaggio al piede è impedito, come per esempio nel caso di un bacino di ritenuta (Fig. 2), il valore della spinta idraulica sul giunto vale:

$$U = \frac{\gamma_w (H_w + z_w) A}{2}$$



**Figura 2** - Bacino di ritenuta, grandezze significative

Nel caso in cui il piano di scivolamento interessa un **fronte superiore leggermente inclinato**, con inclinazione  $\beta$  (Fig. 2), le variabili necessarie all'analisi di stabilità, oltre a quelle già note, sono:

$H_p$  = altezza del fronte (fronte inferiore + fronte superiore)

$$A = \frac{H_p}{\sin \beta}$$

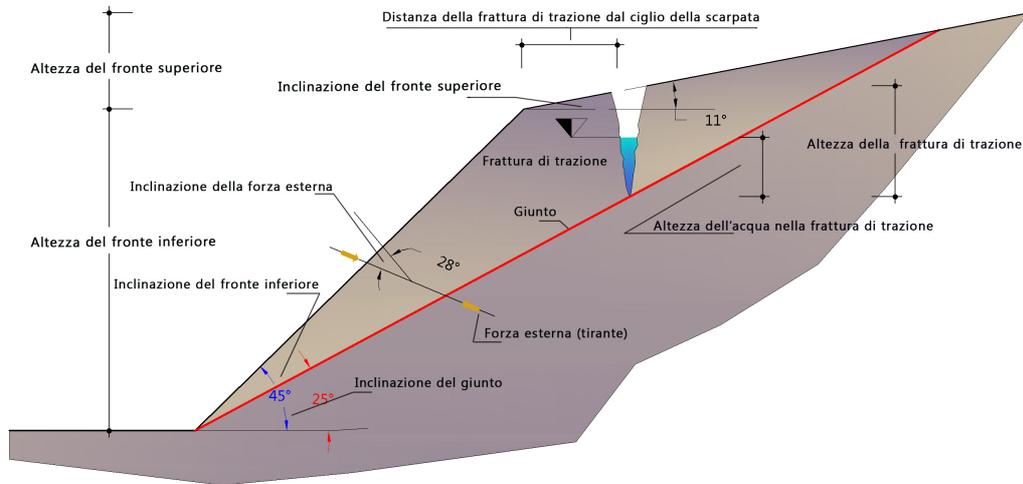
$$W = \frac{1}{2} [H_p H_f (\cot \beta - \cot \alpha)]$$

Quando poi si è in **presenza di una frattura di trazione**, si ha:

$$A = \frac{H_f \cot \beta + b}{\cos \beta}$$

$$W = \frac{1}{2} \left[ H_p H_f \frac{\sin(\beta - \alpha)}{\sin \beta \sin \alpha} - z \left( \frac{H_p - H_f}{\tan \beta} - b \right) \right]$$

$$z = H_f \left( 1 - \frac{\tan \beta}{\tan \alpha} \right) - b (\tan \beta - \tan \alpha)$$



**Figura 3** - Condizioni di equilibrio limite di una scarpata interessata da un giunto, con un fronte superiore inclinato.

Anche in questo caso, quando il drenaggio al piede è impedito, il valore della spinta idraulica sul giunto vale:

$$U = \frac{w(H_w + z_w)A}{2}$$

## 1.3 Utility

Enter topic text here.

### 1.3.1 Previsione del fenomeno di crollo in caso di evento sismico

Gli eventi sismici di magnitudo anche bassa sono riconosciute come una delle cause scatenanti i fenomeni di crollo.

La suscettibilità alle azioni sismiche è stata studiata da [Harp & Noble \(1993\)](#), che hanno proposto di classificare l'ammasso roccioso secondo una metodologia derivata dalla Q di Barton.

Gli autori propongono di calcolare, sulla base dei rilievi geostrutturali nell'area di studio, un valore di Q modificato secondo la:

$$Q = \frac{(115-3) \cdot J_v}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{1}{AF}$$

dove  $J_v$  è il numero di giunti per  $m^3$  e  $J_n$ ,  $J_r$ ,  $J_a$   
 Parametro  $J_n$  (Joint Set Number, che dipende dal numero di famiglie di giunti presenti nell'ammasso roccioso):

DEFINIZIONE	$J_n$
Roccia massiva, nessuna o rare discontinuità	0,5 - 1
Una serie di discontinuità	2
Una serie di discontinuità + quelle random (casuali)	3
Due serie di discontinuità	4
Due serie di discontinuità + quelle random	6
Tre serie di discontinuità	9
Tre serie di discontinuità + quelle random	12
Quattro o più serie di discontinuità	15
Roccia completamente disgregata	20

#### Nel caso di gallerie:

in zona di imbocco  $J_n$  va raddoppiato; in una zona di intersezione di due gallerie  $J_n$  va triplicato.

Parametro  $J_r$  (Joint Roughness Number, che dipende dalla rugosità della famiglia più sfavorevole):

DEFINIZIONE	$J_r$
Giunti discontinui	4

Giunti scabri o irregolari, ondulati	3
Giunti lisci, ondulati	2
Giunti levigati, ondulati	1,5
Giunti scabri o irregolari, piani	1,5
Giunti lisci, piani	1,0
Giunti levigati, piani	0,5
Zone mineralizzate contenenti minerali argillosi a riempire la discontinuità	1
Zone mineralizzate sabbia, ghiaia, zone disgregate, a riempire la discontinuità	1,0

La descrizione si riferisce alle caratteristiche a piccola e a media scala. Se la spaziatura media della famiglia principale è superiore a 3 m aumentare  $J_r$  di 1. Nel caso di giunti piani, levigati, contenenti strie o lineazioni, se queste sono orientate nella direzione più sfavorevole si utilizza 0,5.

Parametro  $J_a$  (Joint Alteration Number, che dipende dal grado di alterazione delle fratture, dallo spessore e dalla natura del riempimento, che viene determinato sulla famiglia più sfavorevole):

Giunti sostanzialmente chiusi (apertura 1 – 3 mm) con pareti a contatto:

<b>DEFINIZIONE</b>	<b><math>J_a</math></b>
Giunti sigillati o mineralizzati	0.75
Giunti non alterati o con lievi ossidazioni	1
Giunti leggermente alterati o con spalmature di materiale non plastico	2
Giunti con spalmature limose, frazione	3

argillosa limitata non plastica	
Spalmature di minerali con bassa resistenza attritiva (argille, miche, talco, grafite, clorite, gesso)	4

Giunti mediamente aperti (< 5 mm) e presenza di riempimento che permette ancora il contatto fra le pareti in caso di scorrimento:

DEFINIZIONE	Ja
Riempimento sabbioso	4
Riempimento argilloso non plastico, molto sovraconsolidato	6
Riempimento argilloso plastico, mediamente sovraconsolidato	8
Riempimento argilloso rigonfiante	8-12*

\* il valore da assegnare dipende dalla percentuale della frazione argillosa rigonfiante e dalla possibilità che la stessa venga in contatto con l'acqua.

Giunti aperti (> 5 mm) senza nessun contatto fra le pareti in caso di scorrimento:

DEFINIZIONE	Ja
Zone o fasce di argilla limosa o sabbiosa non plastica	5
Zone o fasce di roccia disgregata	6
Zone o fasce di argilla non plastica	6
Zone o fasce di argilla plastica rigonfiante	8

Zone o fasce di argilla rigonfiante	12
Zone continue molto spesse di argilla non plastica	10
Zone continue molto spesse di argilla plastica non rigonfiante	13
Zone continue molto spesse di argilla plastica rigonfiante	13-20*

\* il valore da assegnare dipende dalla percentuale della frazione argillosa rigonfiante e dalla possibilità che la stessa venga in contatto con l'acqua.

AF è indicato come fattore d'apertura delle discontinuità ed assume i valori riportati nella seguente

<b>APERTURA DELLE DISCONTINUITA'</b>	<b>AF</b>
Tutti i giunti sono chiusi	1,0
La maggioranza dei giunti sono chiusi, alcuni sono aperti fino a 2 cm	2,5
La maggioranza dei giunti sono chiusi, alcuni sono aperti fino a 5 cm	5,0
Più del 20% dei giunti hanno aperture fino a 20 cm	7,5
Più del 60% dei giunti hanno aperture fino a 20 cm	10,0
I giunti sono aperti più di 20 cm	15,0

Se l'ammasso presenta blocchi liberi, AF va aumentato di 1, lo stesso se un giunto persistente è disposto a franapoggio.

Dal valore di Q così calcolato, gli autori propongono la seguente classificazione:

Q	SUSCETTIBILITA' AL CROLLO PER EVENTO SISMICO DI MAGNITUDO >5
<0,1	Molto alta
0,1-1	Alta
1-9,99	Media
>10	Bassa

### 1.3.2 Valutazione della forza d'impatto di un masso

La forza d'impatto di un masso su una struttura muraria o in calcestruzzo può essere valutata a partire dalle esperienze di **McCarty & Carden (1962)**, Kar (1978), Knight (1980), trattate poi da [Paronuzzi \(1989\)](#).

Tale forza "F" viene calcolata dalla:

$$F = 3,68 \frac{m \cdot V}{T}$$

dove:

F = Forza d'impatto (t);

m = massa del masso impattante = P/g

P = peso del masso (Kg)

g = accelerazione di gravità;

V = velocità d'impatto del masso (m/s);

T = durata d'impatto (ms).

Il valore di T è dato dalla:

$$T = 33,35 \frac{z}{V}$$

con:

z = penetrazione del masso nella struttura (cm);

Il valore di  $z$  è funzione di una variabile "Z" che vale:

$$Z = \frac{120328}{\sigma} \cdot N \cdot \left( \frac{E_m}{E_s} \right) \cdot \left( \frac{P}{d^{2,8}} \right) \cdot \left( \frac{V}{1000} \right)^8$$

e:

$\sigma$  = resistenza alla compressione della struttura (kPa);

$E_m$  = modulo d'elasticità del masso (kPa);

$E_s$  = modulo d'elasticità della struttura (kPa);

$d$  = diametro massimo del masso (cm);

$N$  = fattore di forma pari a 1 per masso appuntito o a 0,72 per masso a forma piatta.

Si calcola quindi:

$$z = (Z+1) \cdot d$$

Se  $z/d$  è superiore a 2, si assume  $z=z$

Se  $z/d$  è inferiore o uguale a 2, si assume  $z = 2d\sqrt{Z}$ .

La sollecitazione massima sulla struttura sarà:

$$s = \frac{100 \cdot F}{d^2} \quad (\text{kg/cm}^2)$$

## 1.4 Geoapp

### Geoapp: la più grande suite del web per calcoli online

Gli applicativi presenti in [Geostru Geoapp](#) sono stati realizzati a supporto del professionista per la soluzione di molteplici casi professionali.

Geoapp comprende oltre 40 [applicazioni](#) per: Ingegneria, Geologia, Geofisica, Idrologia e Idraulica.

La maggior parte delle applicazioni sono **gratuite**, altre necessitano di una **sottoscrizione** (subscription) mensile o annuale.

#### Perchè si consiglia la subscription?

Perchè una subscription consente di:

- usare applicazioni professionali ovunque e su qualunque dispositivo;
- salvare i file in cloud e sul proprio PC;
- riaprire i file per elaborazioni successive;
- servizi di stampa delle relazioni ed elaborati grafici;
- notifica sull'uscita di nuove applicazioni ed inclusione automatica nel proprio abbonamento;
- disponibilità di versioni sempre aggiornate;
- servizio di assistenza tramite Ticket.

#### 1.4.1 Sezione Geoapp

### Generale ed Ingegneria, Geotecnica e Geologia

Tra le applicazioni presenti, una vasta gamma può essere utilizzata per **Rock Mechanics**. A tale scopo si consigliano i seguenti applicativi:

- [Scivolamenti lungo un piano](#)
- [Cunei3D](#)
- [Chiodature barre passive](#)
- [Tiranti](#)
- [Sistemi reti ancorate](#)
- [Barriere paramassi rigide ed elastiche](#)
- [Analisi stabilità di superfici piane](#)

## 2 Bibliografia

- Barton N. and Choubey V., 1977.** The shear strength of rock joints in theory and practice. *Rock Mechanics*. 12(1), 1-54.
- Barton, 2002.** Destructive criticism - constructive thoughts. JRMTT, India.
- Bieniawski Z.T. 1976.** Rock mass classification in rock engineering. In *Exploration for Rock Engineering, Proc. of the Symp.*, (ed. Z.T. Bieniawski) 1, 97-106. Cape Town, Balkema.
- Bieniawski, Z.T., 1989.** *Engineering Rock Mass Classification*. Wiley, Chichester, 251 pp.
- Harp, E. L., and Noble, M. A., 1993,** An engineering classification to evaluate seismic rock-fall susceptibility and its application to the Wasatch Front: *Association of Engineering Geologists Bulletin*, V. 30, 293-319.
- ISRM (International Society for Rock Mechanics), 1978.** *Suggested Methods for the Quantitative Description of Discontinuities in Rock*

- Masses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 15, 319-368.
- Jašarevic I., Kovacevic M.S., 1996.** Analyzing applicability of existing classification for hard – carbonate rock in Mediterranean area, EUROROCK '96, Torino, pp. 811 – 818.
- McCarty J.L. and Carden H.D., 1962.** Impact characteristics of various materials obtained by an acceleration-time-history technique applicable to evaluating remote targets: NASA Technical Note D-1269, June 1962, 61pp.
- Palmstrom, A., 1986.** A General Practical Method for Identification of Rock Masses to be Applied in Evaluation of Rock Mass Stability Conditions and TBM Boring Progress. Proc. Conf. on Fjellsprengingsteknikk, Bergmekanikk. Geoteknikk, Oslo, Norway, pp.31.1-31.31.
- Priest S D, Hudson J A, 1981.** Estimation of Discontinuity Spacing and Trace Length Using Scanline Survey. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 18, pp. 183-197.
- Robertson A. (1979).** The interpretation of geologic factors for use in slope theory. Proc. Symp. On the Theoretical Background to the Planning of Open Pit Mines, Johannesburg. South Africa, 55-71.
- Robertson A.M., 1988.** Estimating weak rock strength, in: Sastry, K.V.S. (Ed.), *Proceedings of the SME Annual meeting, Society of Mining Engineering, Phoenix*, pp. 1-5.
- Romana M., 1985.** New adjustment ratings for application of Bieniawski classification to slopes, in: *Proceedings of the International Symposium on the Role of Rock Mechanics in Excavations for Mining and Civil Works. International Society of Rock Mechanics, Zacatecas*, pp. 49-53.
- Sen Z. and Kazi A., 1984.** Discontinuity spacing and RQD estimates from finite length scanlines. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. And Geomech. Abstr.*, 21(4), 203-212.
- Sen Z. and Sadagah B.H., 2003.** Modified rock mass classification system by continuous rating. *Engineering Geology*, 67 (3-4) (2003), pp. 269-280
- Serafim J.L. and Pereira J.P, 1983.** Consideration of the geomechanics classification of Bieniawski. Proc. Int. Symp. Eng. Geol. Underground Constr., Lisbon, 1, II33-II42.
- Singh B., Göel R.K., 1999.** *Rock Mass Classification. A Practical Approach in Civil Engineering.* Amsterdam: Elsevier.
- Wickham G.E., Tiedemann H.R. and Skinner E.H., 1972.** Support determination based on geologic predictions. In Proc. North American rapid excav. tunneling conf., Chicago, (eds K.S. Lane and L.A. Garfield), 43-64. New York: Soc. Min. Engrs, Am. Inst. Min. Metall. Petrolm Engrs.

### 3 Contatti



Consultare la pagina dei contatti del Sito Web ([www.geostru.eu](http://www.geostru.eu)) per avere maggiori informazioni sui nostri contatti e sugli indirizzi delle sedi operative in Italia e all'Estero.