



Corso Luigi Einaudi, 55 - Torino

Appunti universitari

Tesi di laurea

Cartoleria e cancelleria

Stampa file e fotocopie

Print on demand

Rilegature

NUMERO: 1308

ANNO: 2014

A P P U N T I

STUDENTE: Fiorello

MATERIA: Meccanica delle Rocce + temi d'esame, Prof.Scavia

Il presente lavoro nasce dall'impegno dell'autore ed è distribuito in accordo con il Centro Appunti.

Tutti i diritti sono riservati. È vietata qualsiasi riproduzione, copia totale o parziale, dei contenuti inseriti nel presente volume, ivi inclusa la memorizzazione, rielaborazione, diffusione o distribuzione dei contenuti stessi mediante qualunque supporto magnetico o cartaceo, piattaforma tecnologica o rete telematica, senza previa autorizzazione scritta dell'autore.

**ATTENZIONE: QUESTI APPUNTI SONO FATTI DA STUDENTIE NON SONO STATI VISIONATI DAL DOCENTE.
IL NOME DEL PROFESSORE, SERVE SOLO PER IDENTIFICARE IL CORSO.**



CORSO DI

MECCANICA

DELLE ROCCE

Prof. C. Scavia, M. Barbero

A.A. 2013-2014

Quando considero la resistenza a compressione monoassiale (σ_c) del cls non considero separatamente i graui, le sabbie e il cemento, ma li considero come un tutt'uno.

Il metodo del continuo è semplice rispetto a quello del discontinuo in cui devo considerare l'influenza delle singole discontinuità. Nel metodo del continuo equivalente invece medio il contributo dato dalle discontinuità.

Nella meccanica delle rocce non posso usare sempre il metodo del continuo equivalente.

Mi riferisco al REV (volume elementare rappresentativo).

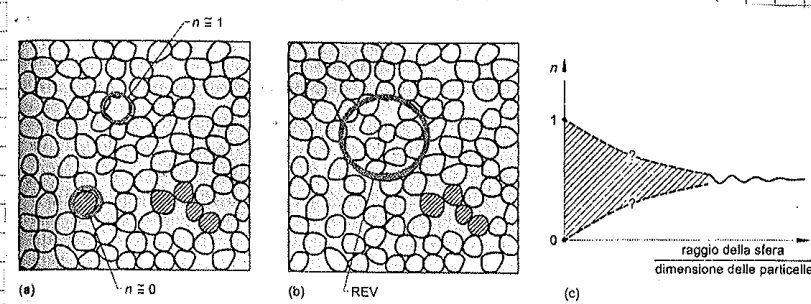
Suppongo per esempio di avere un ammasso di terreno composto da particelle e di volere usare il metodo del continuo equivalente per poter determinare la POROSITÀ n .

$$n = \frac{V_v}{V}$$

V_v : volume dei vuoti
 V : volume totale

devo capire quale è il volume V da considerare. Immagino di prendere una dimensione di V di porosità pari a quello del singolo grano, così facendo però potrei avere $n=0$ o

$n=1$ e questo non ci può dare una visione globale e corretta dell'intero corpo.

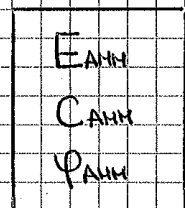


Altre prendo il primo rischio di commettere il massimo errore possibile ($n=0$ o $n=1$), se invece prendo un cerchietto di volume in un altro punto posso trovare un valore di n intermedio. Ho una escursione completa di n .

In questo caso sul materiale roccioso valgono le considerazioni fatte nella meccanica dei terreni. Nell'AMMASSO ROCCIOSO esistono però delle fratture più grandi quindi le dimensioni del REV devono essere maggiori affinché il campione possa racchiudere tutte le discontinuità. Ovviamente fare delle prove su provini molto grandi è complicato. In questi casi devo rinunciare al approccio del continuo equivalente perché non otterrò risultati esatti. Questo è proprio il problema della meccanica delle rocce. Fosse quindi usare il METODO DEL DISCONTINUO considerando l'ammasso roccioso formato da materiale roccioso, assimilabile ad un continuo equivalente, e delle discontinuità che quindi devono essere considerate nella loro posizione e dimensione.

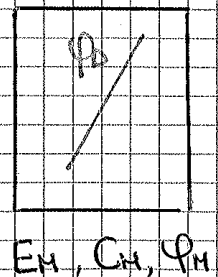
↳ METODO DEL CONTINUO EQUIVALENTE

Se ho un provino con una discontinuità posso "coprire" il provino con un telo, eseguire la prova di compressione monoassiale e ricavare la resistenza. Tutti i parametri si riferiscono all'ammasso.



↳ METODO DEL DISCONTINUO

In questo caso non copro il provino e quando faccio la prova considero l'angolo di resistenza al taglio della frattura e poi gli altri parametri li riferisco alla matrice.



da essa in altre condizioni di contorno può essere la pressione neutra (dell'acqua). In un ammasso roccioso che è impermeabile, l'acqua si trova nelle discontinuità di cui però non conosce la posizione.

Le caratteristiche del materiale, il criterio di rottura e di collasso sono difficili da individuare.

Le incertezze maggiori si hanno sui parametri.

↳ PROBLEMI NELL'INGEGNERIA DELLE ROCCE

- Stabilità dei pendii naturali e artificiali
- Gallerie e vuoti sotterranei
- Fondazioni e dighe.

Lo studio di un pendio prevede lo studio dell'evoluzione del cinematisimo dell'ammasso per poter prevedere una protezione adeguata.

Le cunicoli in sotterraneo possono essere realizzati per scopi minerari (ed in questi si accetta un rischio più elevato perché la presenza delle persone, che di solito è personale competente, è limitata nel tempo) o si hanno gallerie a scopi stradali o ferroviari. Per gli scavi delle gallerie devo decidere se usare l'esplosivo e la talpa (TBM).

• **FAGLIE**: sono discontinuità che si formano per sollecitazioni di taglio in cui i piani di rottura hanno subito grandi spostamenti. In genere non c'è un piano di discontinuità singolo e ben definito ma uno spazio di materiale altamente fratturato e/o alterato con riempimento di minerali e/o terreno. Le faglie nascono per lo scorrimento di placche tettoniche. Esse si muovono perché immagazzinano energia e da questi movimenti nascono i terremoti. Il materiale all'interno della faglia è assimilabile al terreno e questo riduce la resistenza al taglio della faglia stessa. La presenza di faglia può generare delle frane nelle zone limitrofe. Le faglie di solito sono molto spaziate le une dalle altre.

• **GIUNTI**: sono un tipo di discontinuità che si forma sia per taglio che per trazione. Nel primo caso subiscono spostamenti relativi tangenziali D_s , nel secondo caso generano spostamenti relativi normali D_n . I giunti sono meno spaziate delle faglie. Se il giunto si è formato per trazione la superficie sarà scabra, se si è formato per taglio la superficie sarà più liscia. I giunti si possono raggruppare in famiglie in base alla loro genesi, alla loro orientazione o resistenza.

• **SISTOSIA**: non è una discontinuità e non può far nascere discontinuità di spostamento (vale l'ipotesi di continuità). È una parte dell'ammasso roccioso che si è formata in modo diverso. È costituita da cristalli iso-orientati e questo rende la zona scistosa più debole.

Il rilievo delle discontinuità avviene in sito lungo affioramenti dell'ammasso roccioso in superficie o attraverso fori di sondaggio in profondità:

↳ Metodi CLASSICI di rilievo a piccolo e medio scala:

- STENDIMENTI
- FINESTRE DI RILIEVO
- FORI DI SONDAGGIO

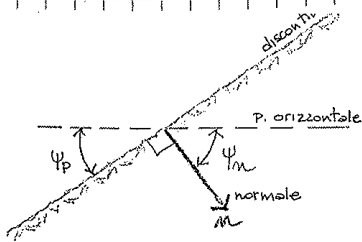
↳ GRANDE SCALA:

- METODI FOTOGRAFOMETRICI AEREI E TERRESTRI
- LASER SCANNER

Si analizzano di seguito i metodi classici:

- Stendimenti: si mette un mastro di 10 cm sul fronte, quindi si determina sul fronte la traccia della discontinuità e la sua distanza dall'inizio del mastro.
- Finestre di rilievo: considero una porzione di ammasso roccioso ed individuo le discontinuità, o meglio le loro tracce.
- Foro di sondaggio: faccio un foro nell'ammasso prelevando delle carote di materiale e quindi in laboratorio individuo le discontinuità. Il vantaggio è che vedo in direzione perpendicolare e posso analizzare ciò che non riesco a vedere. Lo svantaggio è però che un solo foro non mi basta.

I metodi classici hanno però dei limiti in quanto possono essere condotti in condizioni di scarsa sicurezza, può avere tempi di esecuzione lunghi e sono costosi. Inoltre non tutte le pareti sono accessibili e il metodo è a volte poco obiettivo.



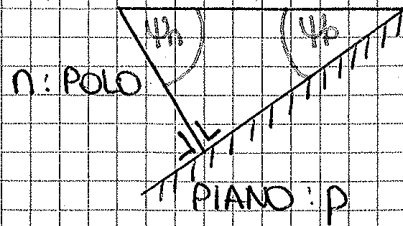
Si possono mettere in relazione gli angoli α e ψ del piano con quelli del polo del piano.

$$\alpha_n = \alpha_p + 180^\circ$$

$$\psi_n = 90^\circ - \psi_p$$

$$\uparrow$$

$$180^\circ - 90^\circ$$



I poli sono utili per studiare i sistemi di discontinuità.

Inizialmente di aver usato una bandiera ed individuato una serie di discontinuità definite tramite gli angoli α e ψ . Se voglio sapere se

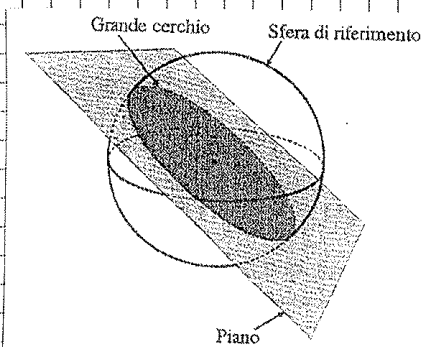


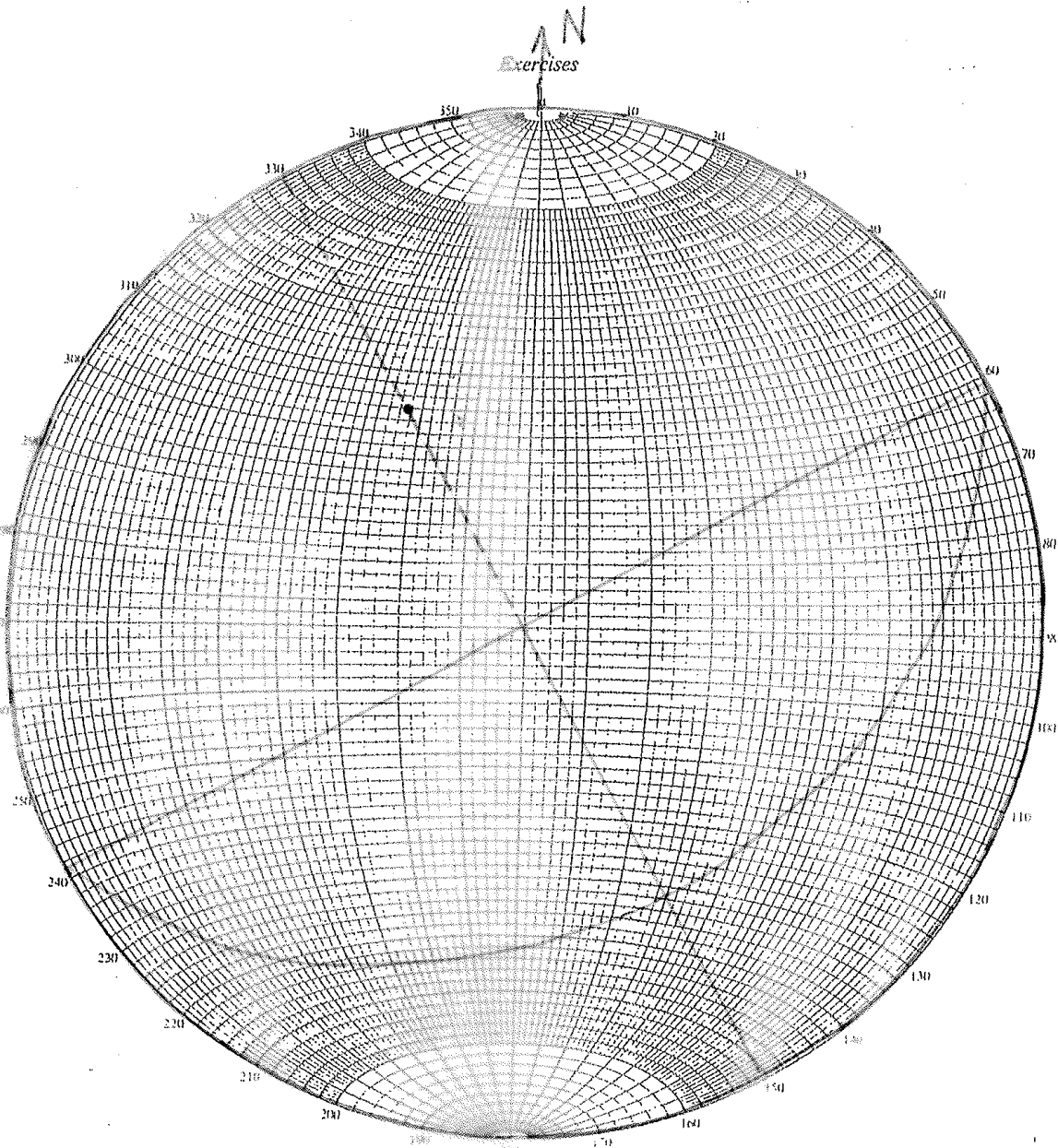
le piani sono a frangimento o sovrapposizione non posso farlo semplicemente guardando i valori di α e ψ perché è complicato.

La rappresentazione grafica di una discontinuità avviene attraverso la tecnica della proiezione sferica che consente di rappresentare un piano 3D su un diagramma planare 2D. Per poi ridurlo ad una figura 1D. Abbassare di un ordine la dimensione dell'ente è una semplificazione.

↳ Proiezione sferica del piano di discontinuità e del polo

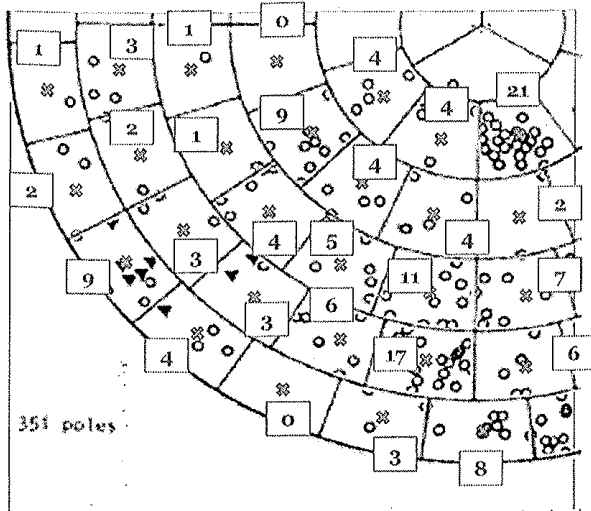
Le proiezioni si ottengono intersecando piani e rette con una sfera detta SFERA DI RIFERIMENTO. L'intersezione del piano con la sfera mi dà il GRANDE CERCHIO. Considero solo la sezione inferiore della sfera e proietto poi la semi circonferenza sul piano orizzontale ottenendo una curva che non è né una semi-circonferenza.



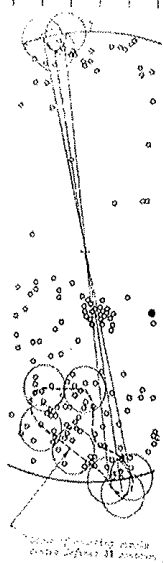


Supponiamo di voler rappresentare la proiezione di un piano con $\alpha = 150^\circ$ e $\psi = 40^\circ$. Sul lucido seguo il nord e $\alpha = 150^\circ$. Riporto la tacca fatta su $\alpha = 150^\circ$ in corrispondenza di $\alpha = 90^\circ$. Da lì prendo $\psi = 40^\circ$ considerando che i meridiani sono distanti di 2° . Traccio il meridiano e ruoto nuovamente il lucido per far coincidere il nord. Per rappresentare il polo del piano traspongo α e ψ del piano in quelli del polo: $\alpha = 150 + 180 = 330^\circ$, $\psi = 90 - 40 = 50^\circ$. Eseguo lo stesso procedimento fatto per il piano ma invece di tracciare il meridiano seguo solo un punto. Il punto si trova sulla perpendicolare del piano.

Una volta fatto la rappresentazione equiareale è possibile sovrapporre al reticolo di DeLisle formato da 100 aree di superficie pari all'1% dell'area totale. vedo poi quanti poli cadono



in ogni area, li conto ed attribuisco questo numero al baricentro di ogni area. Trasformo quindi i numeri in frequenza dividendo il numero di poli di ogni sezione per il numero di poli totali. Posso anche tracciare delle linee con uguale numero di poli attraverso interpolazioni.



Posso in alternativa considerare un cerchio proporzionale al reticolo stereografico e contare quanti poli vi cadono all'interno. Il cerchio viene poi spostato sfruttando la ruota mobile, cioè i 2 cerchi non saranno tangenti ma si intersecheranno, così facendo più poli si troveranno in più cerchi ma questo non è un problema perché con facendo solo dei passaggi

tra le frequenze più graduste.

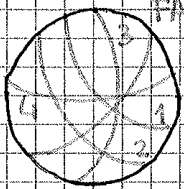
Trovo così delle aree di isofrequenze, in pratica poi considero solo quelle con frequenza maggiore dell'1%. Si individuano così 4 sistemi che trasformo in 4 poli rappresentativi. Posso cercare i baricentri delle zone (sistemi) e scegliere quello come polo rappresentativo o posso calcolare il polo con un metodo analitico calcolando d e ψ .

Questo procedimento lo faccio per ogni sistema di discontinuità trovando 4 valori di coppie di α e ψ .

Ho un numero N di poli (discontinuità) e di valori di α e ψ dei poli, poi cerco i sistemi di discontinuità e trovo un numero N_s (s: sistema) e quindi i rispettivi α e ψ degli N_s sistemi.

NB devo sempre ricordarmi dello ψ e dell' α della foglia.

Noti α e ψ dei poli degli N_s sistemi, trovo α e ψ dei nodi rappresentativi. A questo punto uso lo stereogramma equatoriale e come visto in precedenza rappresento i nodi e le foglie.



FIGURA

I sistemi di nodi sono sempre più o meno 4.

Noti questi 4 nodi posso calcolare gli angoli e trovare le rette di intersezione.

NB stiamo ragionando sui nodi rappresentativi dei sistemi di nodi cioè sono i nodi più probabili con quella geometria. Mi devo ricordare che intorno a quel valore ho sempre una certa dispersione.

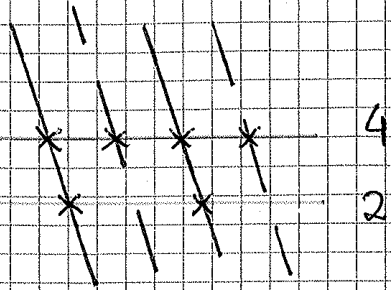
si definisce θ l'angolo tra due vettori:

$$\cos \theta = l_1 l_2 + m_1 m_2 + n_1 n_2$$

$$\cos \theta = [\cos(\alpha_1 - \alpha_2) \cos \psi_1 \cos \psi_2 + \sin \psi_1 \sin \psi_2]$$



Durante il rilievo si possono commettere diversi ERRORI. Uno linea di studio tende infatti ad intersecare le discontinuità più lunghe rispetto alle altre pur avendo tutte lo stesso orientamento e spazialità. In questo caso però ho differente persistenza e differente frequenza di rilievo.



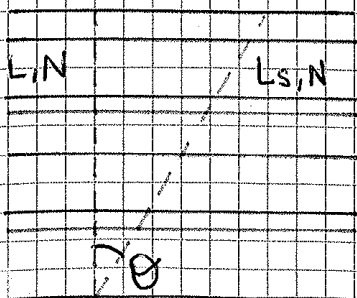
Un altro tipo di errore è quello che le discontinuità più lunghe, uscendo dallo spazio di osservazione, vengono tracciate. (ERRORE DI TERZAGHI)

Questi due errori però si compensano tra loro.

Un altro errore si verifica quando ho una diversa orientazione dello studio e diversa frequenza di rilievo.

Se lo studio è parallelo alle discontinuità, non le interseco nemmeno e rischio di avere un sistema di discontinuità a cui attribuirei una frequenza più bassa di quella reale.

In questo errore ne devo tenere conto attraverso



l'angolo θ che la normale alle discontinuità fa con la bandella.

Sullo scudo alle discontinuità interseco il massimo numero di discontinuità e se la lunghezza

dello scudo è L , il numero di discontinuità che incontro è pari a N .

oltre agli α e ψ di mano e polo consideriamo anche quelli dello scudimento: α_s e ψ_s

Se sto studiando una data discontinuità, vuol dire che ℓ ho e intersecata con lo scudimento e cioè vuol dire che $N_s = 1$ (ho incontrato solo una discontinuità) e che N diventa:

$$N = \frac{N_s}{\cos \theta} = \frac{1}{\cos \theta} \geq 1$$

quindi la discontinuità che volevo dare avrebbe un valore di N reale che varia tra 1, se la bandella è parallela alla normale ($\theta = 0$), ed infinito, se $\theta = 90$.

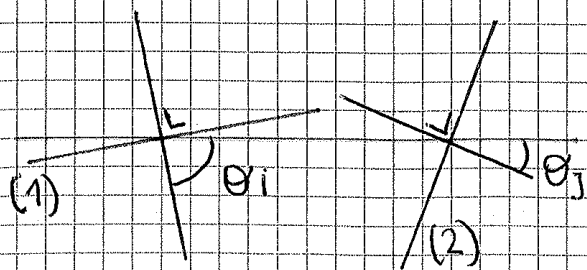
Allora l'idea è quella di dire che se la discontinuità è messa con apertura sfavorevole all'inclinazione della bandella e l'obstacolo

DISCONTINUITÀ
BANDELLA
 $\theta = 90^\circ$
CONDIZIONE
SFAVOREVOLE

intersecato anche se era difficile, tenendo conto che lo scudimento appartiene ad un sistema di discontinuità difficile da trovare (perché quasi parallelo alla bandella),

devo attribuire allo scudimento intersecato un peso maggiore.

Il numero N diventa un PESO che dà alla discontinuità quindi se il mano (1) è facile da



trovare altro un peso minore rispetto a quello che attribuisco ad un mano più difficile da trovare (2).

$$\cos \theta_2 > \cos \theta_1$$

$$\left. \begin{aligned} W_2 &= \frac{1}{\cos \theta_2} \\ W_1 &= \frac{1}{\cos \theta_1} \end{aligned} \right\} W_1 > W_2$$

con:

$$e_i = W_i \cdot l_n \quad \sum e_i = \Gamma_x$$

$$m_i = W_i \cdot m_n \quad \sum m_i = \Gamma_y$$

$$n_i = W_i \cdot n_n \quad \sum n_i = \Gamma_z$$

da cui ricavare α_r e ψ_r della risultante:

$$\alpha_r = \operatorname{tg}^{-1} \left(\frac{\Gamma_x}{\Gamma_y} \right)$$

$$\psi_r = \operatorname{tg}^{-1} \left(\frac{\Gamma_z}{\sqrt{\Gamma_x^2 + \Gamma_y^2}} \right)$$

Con questo metodo, rispetto a quello delle iso-frequenze, hanno valori un po' diversi ma un po' più precisi.

In base al valore dello spostamento S si individuano diverse classi:

- estremamente strette < 20 mm
- molto strette 20-60 mm
- stretta 60-200 mm
- moderata 200-600 mm
- larga 600-2000 mm
- molto larga 2000-6000 mm
- estremamente larga > 6000 mm

con:

$$e_i = W_i \cdot l_n \quad \sum e_i = r_x$$

$$m_i = W_i \cdot m_n \quad \sum m_i = r_y$$

$$n_i = W_i \cdot n_n \quad \sum n_i = r_z$$

da cui calcolo α_r e ψ_r della risultante:

$$\alpha_r = \operatorname{tg}^{-1} \left(\frac{r_x}{r_y} \right)$$

$$\psi_r = \operatorname{tg}^{-1} \left(\frac{r_z}{\sqrt{r_x^2 + r_y^2}} \right)$$

Con questo metodo, rispetto a quello delle iso-frequenze sono valori un po' diversi ma un po' più precisi

In base al valore dello spostamento S si individuano diverse classi:

- estremamente strette < 20 mm
- molto stretta 20-60 mm
- stretta 60-200 mm
- moderata 200-600 mm
- larga 600-2000 mm
- molto larga 2000-6000 mm
- estremamente larga > 6000 mm

Quindi partendo dalla lunghezza dello tratto siamo la persistenza che viene misurata lungo una direzione. Dato come sono distribuite le lunghezze all'interno dell'ammasso roccioso e per fare questo uso il metodo Montecarlo.

Oltre alle discontinuità sono i punti di rocce che separano le discontinuità. Introduco quindi un parametro μ che è la distribuzione dei punti di rocce.

Cioè con un modello stocastico.

La singola rappresentazione però non esaurisce tutte le possibilità, devo quindi fare più fotografie del fronte roccioso.

Come visto prima definisco la persistenza come:

$$K = \frac{\sum_{i=1}^N l_i}{L} \quad \text{questo rapporto lo posso esprimere in percentuale}$$

Una persistenza del 20% vuol dire che nell'ammasso roccioso, l'ideale linea di scioglimento è composta per il 20% di discontinuità e per l'80% di punti di rocce. Questo discorso vale se uso il modello del discontinuo perché se uso quello del continuo equivale a non voler considerare le singole discontinuità.

I sistemi di discontinuità sono divisi in:

1. PERSISTENTI
2. SUB-PERSISTENTI
3. NON PERSISTENTI

L'estensione all'interno delle discontinuità può essere:

- molto bassa: < 1 m
- bassa: 1-3 m
- media: 3-10 m
- alta: 10-20 m
- molto alta: > 20 m

Ci sono diversi metodi per individuare e l'ondulazione: se sono su grandi dimensioni posso usare delle aste poggiate sull'ammasso per misurare "i", la discontinuità è visibile grazie al fatto che parte dell'ammasso roccioso si è staccato.

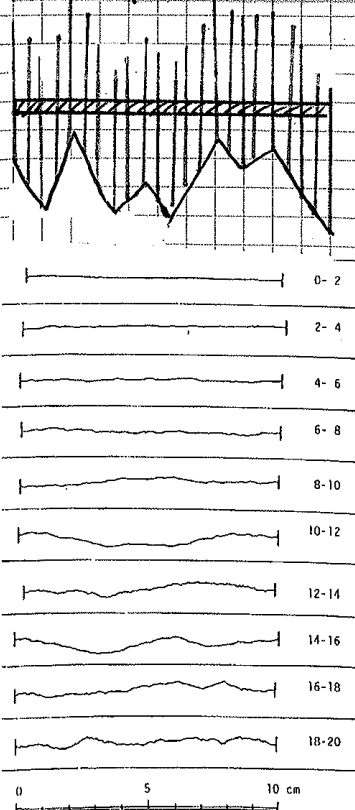
In laboratorio ho un carotaggio di circa 10 cm che uso per studiare la discontinuità. quello che misuro è la scabrezza quindi le asperità saranno più inclinate. Per misurare la scabrezza posso usare il loser e posso con trovare delle scabrezze di 20-30 μm .

Dal punto di vista pratico però non seguo questo strada per legare la scabrezza alla resistenza.

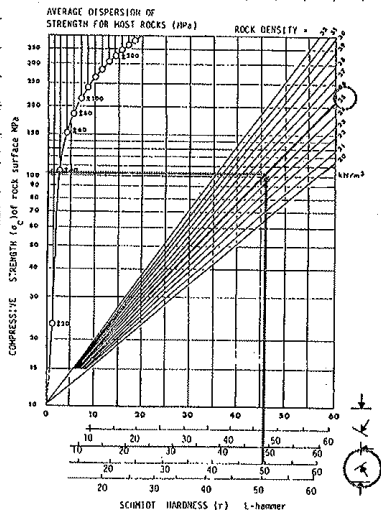
Uso quindi lo strada seguito da Barton individuando il JRC. sullo scalo di 10 cm posso usare il profilometro di Barton che è uno strumento forato nei quali possono scovare degli aghi non appuntiti attraverso l'applicazione di una pressione. ogni ago si

sposta in base al punto che tocca sulla superficie riproducendo il profilo delle asperità.

Barton individua 10 profili tipo, si passa da un grado di scabrezza basso, ad uno più estremo. Ad ogni profilo è associato un numero adimensionale da 0 a 20 detto JRC (Joint roughness coefficient) Barton condensa in un numero la forma delle superficie della discontinuità.



Questo parametro è parente del parametro di resistenza a compressione delle asperità. Le leggende tra questi 2 parametri posso attraverso la densità della roccia.



Parto da un valore di numero di rimbalzi noto, intercetto la retta con la densità del materiale e leggo poi il valore dello resistenza a compressione delle asperità (σ_c).


La scala di r tiene conto dell'angolo con cui ho eseguito la prova.

Il valore che ricavo dal grafico è il JCS che ha le dimensioni di una tensione ed è legato alla resistenza a compressione monoassiale della roccia.

Le resistenze delle superfici naturali sono diverse da quelle del provino perché sulla discontinuità naturale c'è sempre un'alterazione, come l'acqua per esempio, e le superfici delle discontinuità sono sempre più degradate del resto dell'ammasso.

Il JCS è la resistenza della superficie naturale se non ho degradazione.

Il parametro JCS è usato anche nelle prove non distruttive del c.s.

 La resistenza al taglio delle discontinuità è legata alla resistenza al taglio dell'argilla. L'argilla può rendere nullo l'attrito fra le 2 superfici scabre della discontinuità. L'attrito tra argilla e roccia è minore.

8. FILTRAZIONE

La filtrazione attraverso le discontinuità si riferisce ai concetti di filtrazione della geotecnica. Dobbiamo stabilire se la discontinuità è asciutta o umida, se vedo un flusso tipo stillicidio o se vedo una vera e propria portata. Devo capire se devo usare il principio degli sforzi efficaci se è acqua in pressione.

Gli ammassi rocciosi possono essere molto permeabili se ci sono le discontinuità e questo può creare problemi durante gli scavi.

Prendo le carote più integre e verifico che abbiano le dimensioni adatte per eseguire le prove.

Per la matrice rociosa vanno definite le proprietà indice:

- POROSITÀ
- PERMEABILITÀ
- VELOCITÀ SONICA

e poi eseguita la classificazione geologica della roccia in classi rappresentative del comportamento.

sui prismi di matrice rociosa vanno eseguite le seguenti prove:

- di COMPRESSIONE MONOASSIALE e TRIASSIALE
- di TRAZIONE DIRETTA ed INDIRETTA
- di TAGLIO.

↳ Analisi mineralogica e petrografica

Un comune tipo di analisi per i materiali, prevede l'uso di sezioni sottili e delle luce rifratta. Si tagliano delle sezioni sottili di materiale rocioso attraverso cui può passare la luce. A seconda della rifrazione della luce secondo diversi angoli, la roccia si colora in modo diverso ed in base al colore individuato il tipo di roccia.

↳ POROSITÀ: la presenza di pori nella struttura del materiale rocioso diminuisce la sua resistenza ed aumenta la sua deformabilità.
la porosità è definita come:

$$n = \frac{V_v}{V_{tot}}$$

Saturare un prisma di matrice rociosa alla pressione atmosferica è impossibile.

la resistenza a compressione $\bar{\sigma}_c$ è pari a 10 volte quello a trazione:

$$\bar{\sigma}_c = 10 \div 25 \bar{\sigma}_t$$

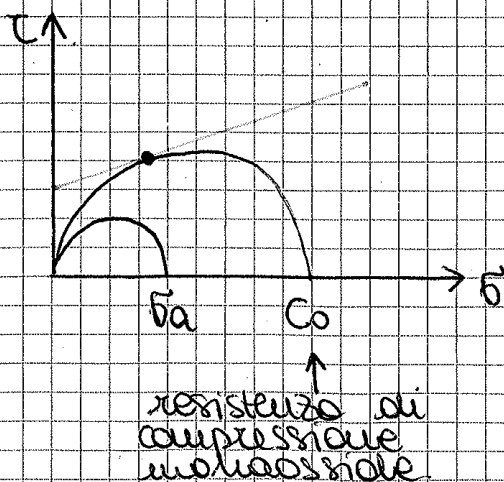
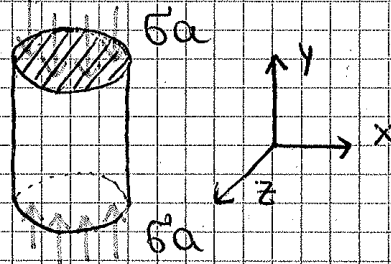
si tende a dire che lo tensione a trazione è nulla per il materiale roccioso, ma non sempre è così perché se considero una mazzetta di marmo, questo sarà in trazione, si fanno quindi comunque delle prove per testare la resistenza a trazione.

↳ PROVA DI COMPRESSIONE MONOASSIALE

si crea uno stato tensionale applicando una tensione normale ad un provino cilindrico non confinato.

ogni punto del provino ha uno stato tensionale:

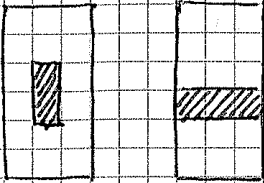
$$\bar{\sigma}_{xyz} = \begin{bmatrix} 0 & 0 & 0 \\ 0 & \bar{\sigma}_x = \bar{\sigma}_y & 0 \\ 0 & 0 & 0 \end{bmatrix}$$



la prova termina quando si arriva a rottura del provino. Se usiamo il criterio di Coulomb, si arriva a rottura quando il cerchio diventa tangente all'inviluppo di rottura.

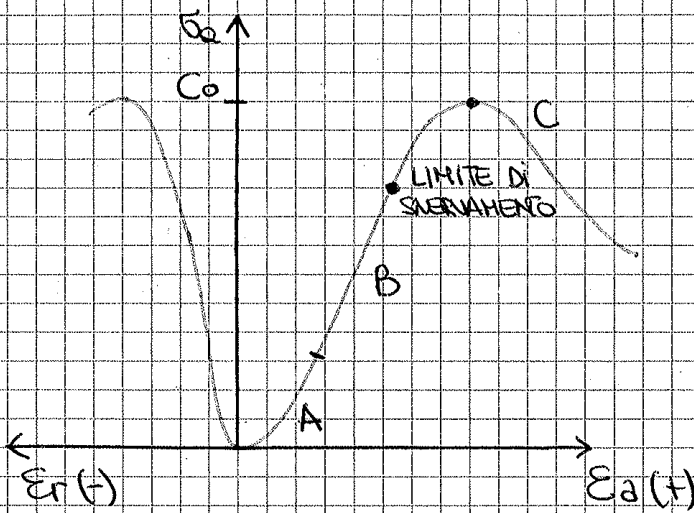
per questo tipo di prova il provino deve essere tale che le 2 facce nono parallele tra loro ed ortogonali di asse del provino, altrimenti possono nascere dei momenti che generano tensioni non costanti su tutto il provino.

Per misurare E_a gli estensimetri devono essere disposti in direzione assiale mentre per E_r dovrebbero essere messi sulle basi del provino ma poiché su queste applico il carico, posiziono gli estensimetri sulla circonferenza misurando così $\Delta C/C$ (C: circonferenza)



$$\frac{\Delta C}{C} = \frac{2\pi\Delta r}{2\pi r} = \frac{\Delta r}{r} = E_r$$

Si può ora tracciare la curva sforzo-deformazione,



se le E_a sono di accorciamento, per le convenzioni assunte sono maggiori di zero, le E_r invece sono di sporcimento quindi le prendiamo minori di zero.

Le curve dipendono dal materiale roccioso che

sto analizzando. I tratti della curva sono stati studiati considerando che ci sono delle microfessure nel materiale, mi riferisco quindi ad un modello del discontinuo. Se comprimiamo il provino, i difetti e le microfessure tendono a chiudersi. Nella fase (A) ho la chiusura delle



microfessure che sono poi soggette a sforzo di taglio e questo comportamento è visibile sul provino con allungamento lineare (B), poi le fessure si propagano (C) con perdita di linearità. Se invece mi riferisco al continuo equivalente, posso dire che fino a che sono nel tratto lineare ho un comportamento elastico perché scarico lungo lo stesso percorso,

considero ora la (1c):

$$\varepsilon_z = \frac{1}{E} (-\nu \sigma_y) = -\frac{\varepsilon_y}{\nu} \cdot \nu \sigma_y = -\varepsilon_y \cdot \nu$$

analogamente la (1a) diventa

$$\varepsilon_x = -\varepsilon_y \cdot \nu$$

le deformazioni radiali sono legate a quelle assiali tramite il parametro ν coefficiente di Poisson.

$$\nu = \left| -\frac{\varepsilon_x}{\varepsilon_y} \right|$$

ν ci indica quanto la roccia tende a "spaziare".

le rocce comprendono al loro interno il ds che ha i seguenti valori tipici:

$$E = 25.000 \text{ MPa}$$

$$\nu = 0,2 \div 0,35$$

Il valore di ν ha come limite superiore 0,5 e questo limite lo si ricava tramite la variazione di volume che nella prova di compressione deve essere sempre > 0 per le nostre convenzioni, dove quindi diminuisce il volume del provino.

$$\frac{\Delta V}{V} = \varepsilon_x + \varepsilon_y + \varepsilon_z = -\nu \varepsilon_y + \varepsilon_y - \nu \varepsilon_y$$

se sostituisco $\nu = 0,5$ ottengo:

$$\frac{\Delta V}{V} = -0,5 \varepsilon_y + \varepsilon_y - 0,5 \varepsilon_y = 0$$

se usassi valori di ν superiore a 0,5, ottengo $\Delta V/V < 0$ che è incompatibile con la prova di compressione.

la resistenza a compressione monoaassiale del ds (C₀) vale circa 20-30 MPa.

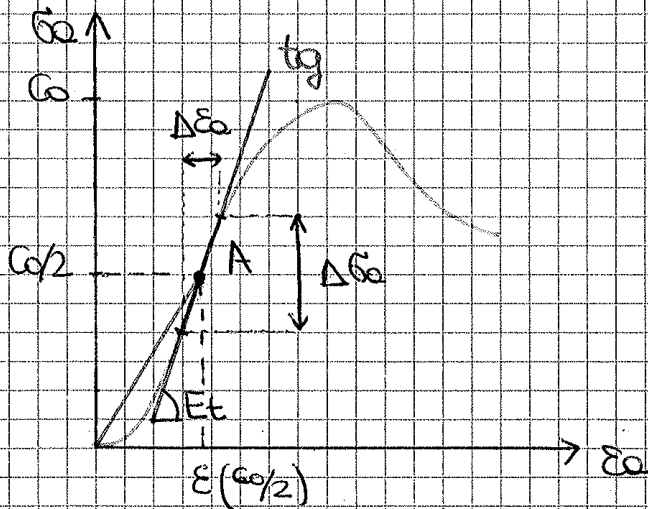
$$\frac{\Delta l}{l} = \frac{\bar{\sigma}_a}{E} \rightarrow \Delta l = \frac{\bar{\sigma}_a}{E} \cdot l \rightarrow \Delta l = \frac{C_0}{2} \cdot \frac{1}{E} \cdot l$$

$$\Delta l = \frac{25}{2} \cdot \frac{1}{25000} \cdot 0,1 = \frac{5}{100} \text{ mm} = 5 \cdot 10^{-2} \text{ mm}$$

Ho delle deformazioni piccolissime, mi servono quindi strumenti come gli estensimetri per valutare queste deformazioni

I parametri E e ν devono essere valutati a partire dalle curve $\bar{\sigma}$ - $\bar{\epsilon}$.

Posso definire un modulo di Young secante ed uno tangente sempre considerando una tensione pari a $C_0/2$.



Il MODULO SECANTE: E_s lo valuto come

$$E_s = \frac{C_0/2}{\epsilon(C_0/2)}$$

Per il MODULO TANGENTE: E_T prendo un intervallo pari ad $1/20$ di C_0 a destra e a sinistra

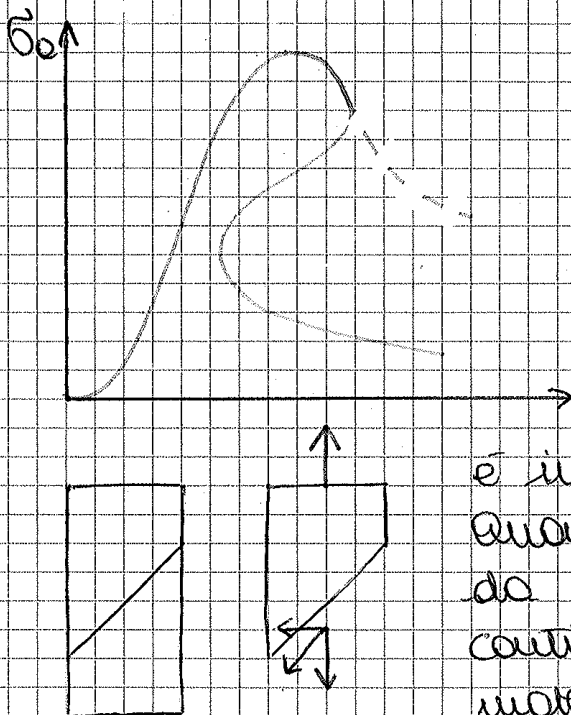
del punto A e determino E_T come la pendenza della retta tangente.

$$E_T = \frac{\Delta \bar{\sigma}_a}{\Delta \bar{\epsilon}_a}$$

Per determinare il coefficiente di Poisson secante e tangente ν_s e ν_t devo considerare anche la curva del diagramma $\bar{\sigma}_q$ - $\bar{\epsilon}_t$.

carico e lo diminuisce per mantenere la deformazione. Le macchine devono avere anche la stessa rigida, cioè devono avere una rigidezza molto alta.

Dopo il picco ho una caduta di resistenza in tratto elastico-plastico non lineare. Per eseguire il controllo dopo il picco ed evitare la caduta istantanea, devo, in certi casi, diminuire le deformazioni assiali. Il provino si rompe lungo una superficie dove nasceranno degli spostamenti sempre crescenti con componente assiale. Il materiale è inteso ed in condizioni elastiche.



Quando diminuisco il carico, da una parte il provino continua a scendere ma il materiale elastico che è stato scaricato, tende a distendersi. Se l'effetto elastico è maggiore di quello ridotto verso il basso della discontinuità, il provino dopo il picco seguirà la curva verde (fenomeno di STRAIN-POINT) quindi la macchina deve consentire il recupero delle deformazioni elastiche.

La prova diventa quindi a controllo di deformazioni assiali che aumentano sempre. La macchina quindi impone:

la prova diventa quindi a controllo di deformazioni assiali che aumentano sempre. La macchina quindi impone:

$$\frac{\Delta \epsilon}{\Delta t} = R = \text{cost}$$

e regola la velocità di deformazione assiale.

consideriamo ora gli spostamenti radiali della mastia che ha un raggio pari a quello del prumo:

$$\Delta r_p = r_p \frac{\sigma_a}{E_p} r$$

Valutiamo ora il rapporto tra le due deformazioni:

$$\frac{\Delta r_m}{\Delta r_p} = \frac{r_m}{r_p} \cdot \frac{E_p}{E_m}$$

Gli spostamenti radiali del materiale roccioso sono diversi da quello della mastia:

$$\frac{\Delta r_m}{\Delta r_p} > 1 \quad \text{perché} \quad E_p > E_m$$

Supponiamo per esempio di avere:

$$E_m = 42.000 \text{ MPa}$$

$$E_p = 210.000 \text{ MPa}$$

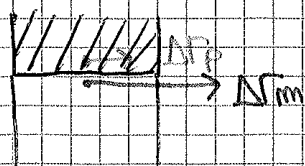
$$r_p = 0,1$$

$$r_m = 0,25$$

Ci chiediamo quanto sia più grande la deformazione del materiale rispetto a quello della mastia:

$$\frac{\Delta r_m}{\Delta r_p} = \frac{0,25}{0,1} \cdot \frac{210.000}{42.000} = 12,5 \quad \Delta r_m \sim 10 \Delta r_p$$

Poiché, come visto nell'esempio, $\Delta r_m > \Delta r_p$, sulla superficie di contatto nasceranno delle tensioni di taglio perché all'interfaccia ho attrito.



la parte sotto, tende a tirare quella sopra, le 2 parti però sono solidali a causa dell'attrito.

La σ_a applicata non sarà più una tensione principale, siamo in condizioni tridimensionali perché ho anche la presenza di taglio. La base non è più un polo principale.

La σ_0 serve per definire il criterio di resistenza che nello meccanico delle rocce è quello di Coulomb: il piano su compressione si rompe per taglio e lo fa lungo una superficie inclinata rispetto allo σ_0 (σ_1) perché lungo quella superficie:

$$\tau_{RES} = \tau_{AGENTE}$$

Fuori dalla superficie il materiale resta integro ed elastico.

Secondo Coulomb la tensione di taglio resistente vale:

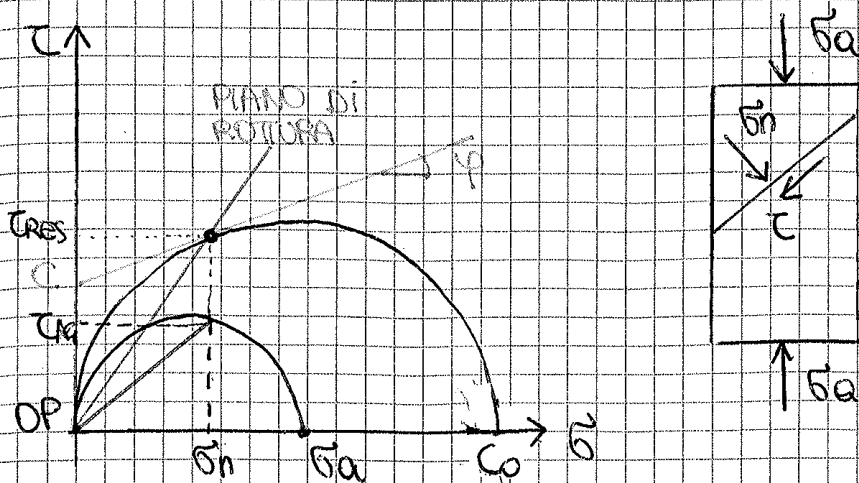
$$\tau_r = c + \sigma_{nm} \cdot \tan \varphi$$

↑
CRITERIO DI RESISTENZA
coesione del materiale
DI COULOMB

nel materiale roccioso non c'è scavo quindi le tensioni efficaci coincidono con quelle totali. Nell'ammasso roccioso la coesione c è dovuta alla cementazione tra i grani.

Attraverso i risultati delle prove di compressione monoassiale posso calcolare c e φ trovando l'involuppo di rottura.

Sappiamo però, per il momento, di conoscere l'involuppo di rottura e di voler trovare il cerchio a rottura e relativa τ e σ .



Consideriamo il piano σ_0 del provino e per sapere se è un piano di rottura devo, per primo, cosa tracciare il piano (retta σ_0 sul piano di Mohr) parallelamente a quello del provino, partendo dall'origine dei piani.

Per sapere se c'è rottura, considero la τ agente su un piano e la confronto con la τ resistente relativo allo stesso σ_n .

Se $\tau_a < \tau_r$, NON ho rottura su quel piano.

Se invece $\tau_a = \tau_r$ ho ROTTURA.

Se aumento la tensione agente σ_0 fino ad arrivare a σ_0 (resistenza a compressione monoassiale), trovo il cerchio tangente all'inviluppo di rottura con $\tau = \tau_a$.

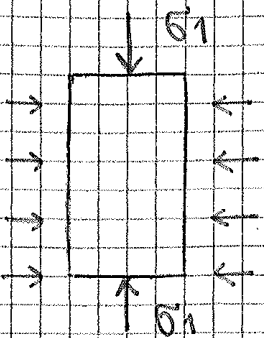
Il piano di rottura forma un angolo β con la direzione di σ_0 (σ_1) cioè quella verticale.

$$\beta = 45^\circ - \varphi/2$$

(Se ho un angolo di attrito $\varphi = 30^\circ \rightarrow \beta = 30^\circ$)

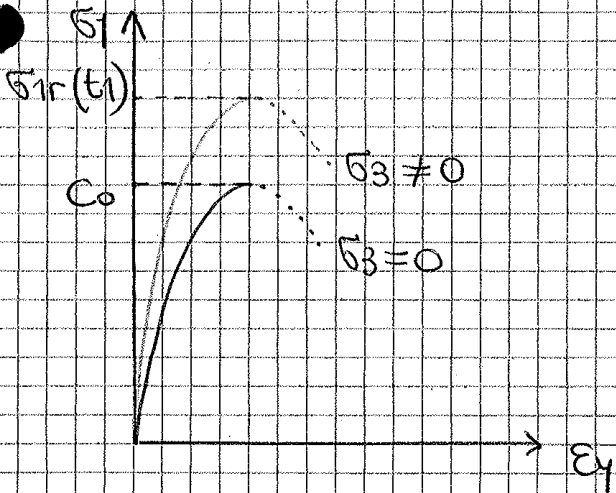
Torniamo ora al problema iniziale e cioè quello di valutare i parametri c e φ partendo dai risultati delle prove di compressione monoassiale, noto quindi lo σ_0 . L'inviluppo di rottura si trova tracciando la retta tangente al cerchio di rottura (cioè quello che ha $\sigma_a = \sigma_0$). Esistono però infinite rette tangenti quindi non mi basta solo la prova di compressione monoassiale, ma devo eseguire anche quella triassiale per trovare c e φ .

La lunghezza del provino è pari a $L = 2-2,5 D$, il limite superiore è dovuto al fatto che non ho molti carotaggi disponibili.

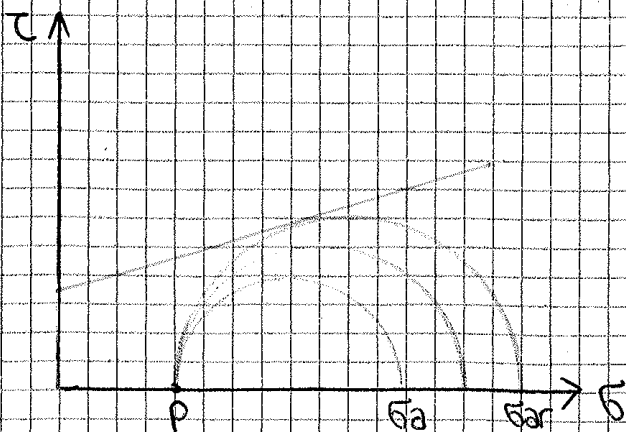


la pressione radiale idrostatica è uguale per ogni punto ed è indicato con la lettera P. Nota $p = \sigma_3$ e σ_1 posso direttamente tracciare il cerchio di Mohr.

Anche per la prova triassiale posso tracciare un diagramma σ_y ed ϵ_y .



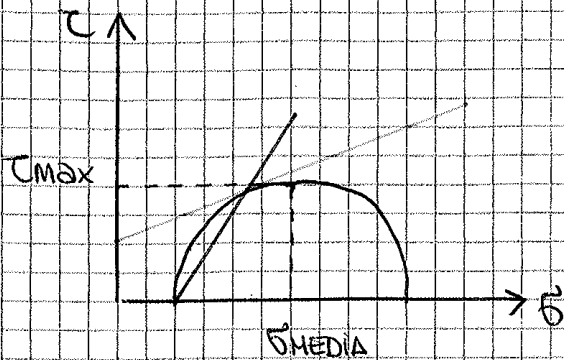
Per arrivare a rottura tempo fissa la pressione P è aumento la σ_3 (ϵ_y) fino ad arrivare a tangenza con il cerchio di Mohr.



Se aumento la pressione laterale eseguendo prove diverse, la σ_a aumenta di volta in volta. Le ϵ_a possono essere calcolate con gli estensimetri se ho una pressione di confinamento $\sigma_3 = \sigma_3(t_1) > 0$ trovo

una σ_1 a rottura del test 1 che' maggiore dello σ_3 .

Il criterio di Coulomb si può rappresentare su piani diversi, invece di usare $\tau - \sigma$, uso il piano $t - s$:



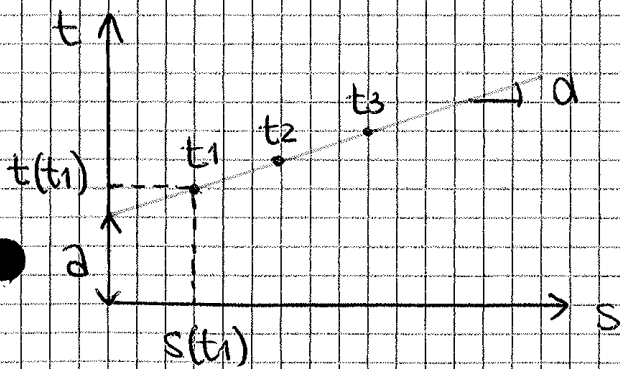
$$t_{max} = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} = t \quad \leftarrow \text{legato alle variazioni di FORMA}$$

$$s_{media} = \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} = s \quad \leftarrow \text{legato alle variazioni di VOLUME}$$

Usando i risultati delle prove triassiali, uduto quanto volupo $t_{max} = t$ e $s_{media} = s$

$$\left. \begin{aligned} \text{PROVA 1: } & \rightarrow \frac{\sigma_{1r} - \sigma_3(t_1)}{2} = t(t_1) \\ & \downarrow \\ & \frac{\sigma_{1r} + \sigma_3(t_1)}{2} = s(t_1) \end{aligned} \right\} \rightarrow \text{punto } t_1$$

Riporto t_i ed s_i su un unico diagramma $t - s$:



unendo i punti t_1, t_2, t_3 il angolo α ed un'intersezione a .

L'equazione della retta è:

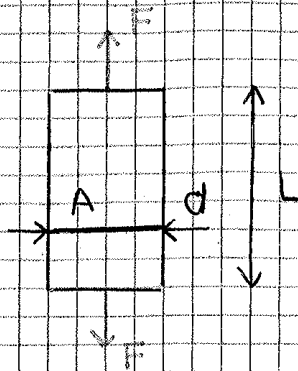
$$t_r = a + s \cdot \text{Tg } \alpha$$

Noti a ed α posso dimostrare che questi sono legati ai parametri c ed φ tramite le seguenti relazioni:

$$c = \frac{a}{\cos \varphi}$$

$$\varphi = \arcsen(\text{Tg } \alpha)$$

RESISTENZA A TRAZIONE DIRETTA



La resistenza a trazione si riduce come

$$\sigma_{TD} = \frac{T_D}{A}$$

ed è inferiore alla resistenza a compressione $\sigma_{TD} = \frac{1}{10} + \frac{1}{25} C_0$

Nelle applicazioni tengo poco conto della resistenza a trazione perché abbiamo definito l'ammesso roccioso come composto da materiale roccioso che ha solo microfessure, però se prendo un pezzo di ammasso nessuno garantisce che non esistano fratture più importanti. Poiché le fratture non resistono a trazione, il dubbio sull'esistenza di fratture che diminuiscono la resistenza a trazione mi porta a trascurarla.

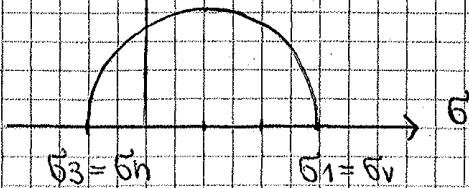
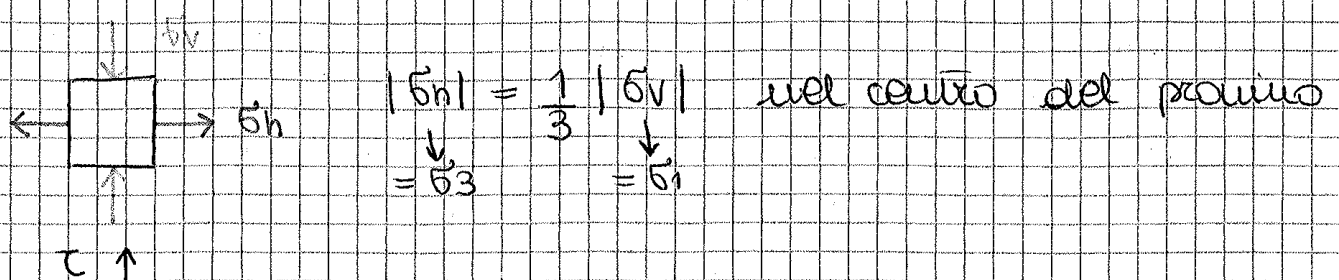
La resistenza a trazione è condizionata dalla presenza di difetti più di quella a compressione. Durante la trazione tra le superfici dei difetti non si genera il sottile che invece nasce durante la prova a compressione. Se ho dei difetti e sottopongo il materiale a trazione, questi si ampliano.

Le tensioni che si sviluppano durante una prova di trazione uniaassiale sono:

$$\sigma_{xyz} = \begin{bmatrix} 0 & 0 & 0 \\ 0 & -\sigma_0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 \end{bmatrix}$$

Dal punto di vista pratico, applicare una trazione è più complicato rispetto all'applicazione della compressione perché devo fare sì che il provino resti solido alle mastre, attraverso delle colle o delle gualacce.

Nel centro del campione, la tensione verticale è pari, in modulo a circa 3 volte la tensione orizzontale di trazione

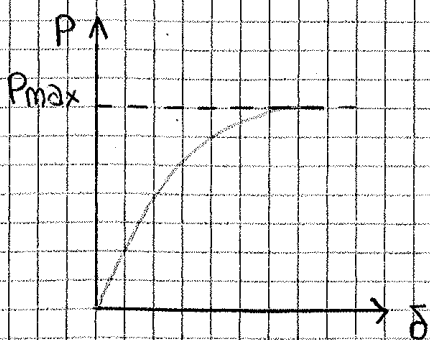


Il criterio di Coulomb si riferisce a stati di compressione, qui però abbiamo anche una tensione di trazione. Ma poiché la resistenza a trazione è molto bassa, se $\sigma_3 < \sigma_v$ con σ_3 lo σ_3 comanda il processo ed il provino si rompe per trazione lungo un piano perpendicolare alla trazione.

Per determinare la resistenza a trazione usò la teoria dell'elasticità:

$$\sigma_{ti} = \frac{2P}{\pi LD}$$

se applico una forza P:



$$\sigma_h = \frac{2P}{\pi LD} \quad (\text{in generale})$$

Quando $P = P_{max}$ la tensione è pari alla resistenza a trazione del materiale

$$\sigma_{ti} = \frac{2P_{max}}{\pi LD}$$

Per lo stesso materiale la resistenza a trazione indiretta è maggiore di quella diretta.

- σ_1 e σ_3 sono le tensioni principali espresse a rottura
- σ_{ci} è la resistenza a compressione monoassiale della roccia intatta (σ_c)
- S è legato al grado di fratturazione del materiale e nel caso di matrice rocciosa $S=1$ perché non è fratturato
- m dipende dal tipo di roccia

Hoek e Brown avevano una serie di prove e quindi più punti di coordinate σ_1 e σ_3 per ogni diverso materiale. Hanno scelto una funzione e poi hanno determinato il valore di " m " che fanno tornare le cose (i valori di σ_1 e σ_3 a rottura).

Per trovare il valore di m si fanno le prove triassiali.

Quando $\sigma_3 = 0$ sono in compressione monoassiale e devo trovare che la σ_1 a rottura è uguale alla resistenza di compressione monoassiale.

$$\sigma_3 = 0 \rightarrow \sigma_1 = \sigma_{ci} (= \sigma_c)$$

Quando $\sigma_1 = 0$ lo siamo in un dato il punto con $\sigma_3 < 0$ (sono in trazione) e σ_3 è pari alla resistenza di trazione monoassiale.

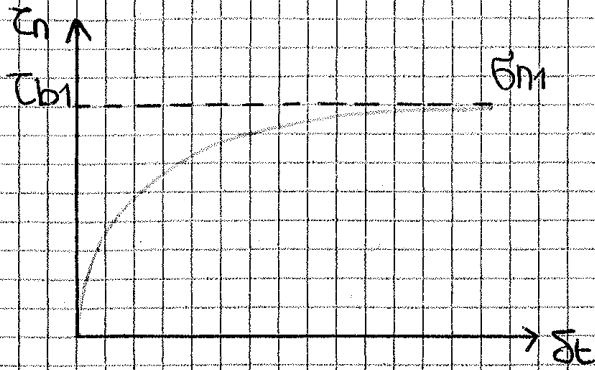
$$\sigma_1 = 0 \rightarrow \sigma_3 = -\sigma_t \quad \sigma_3 = \frac{\sigma_{ci}}{2} \cdot [(m^2 + 4)^{0,5} - m]$$

Trovando una relazione che dipende dal tipo di materiale.

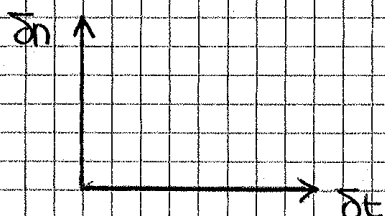
Devo per riferimento a 3 parametri: m , S e σ_{ci} perché ho un criterio NON lineare.

» Studio per primo caso il caso di una discauta = molto liscia a livello microscopico, creata in laboratorio.

Seguo l'esperimento sulla discontinuità e comincio a disporre i dati su un diagramma $T_n - \delta t$. All'aumentare di T_n , all'inizio ho degli spostamenti non percettibili, dopo di che la discontinuità comincia a scivolare e mosso degli spostamenti δt . Avanzando con la

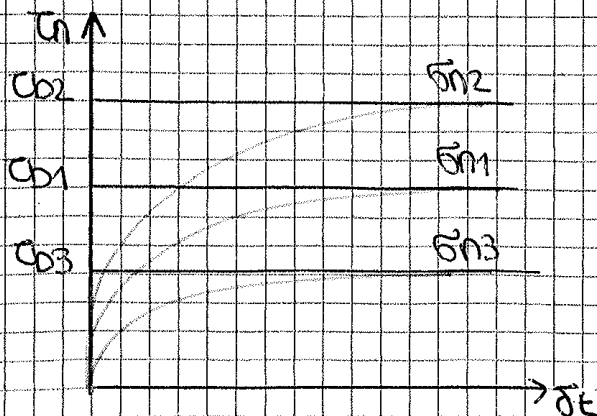


un angolo orizzontale T_b . Nella prima fase, all'aumentare di T ho delle deformazioni δ contenute, raggiunto lo T che fa scivolare la discontinuità, la deformazione δ aumenta. La prova è eseguita a velocità costante.



Nel diagramma $\delta t - \delta t$ vedo cosa succede in direzione normale quando ci sono delle deformazioni tangenziali; se la superficie è microscopicamente liscia, non vedo nulla.

ci chiediamo cosa succede se applico una $\sigma_{n2} > \sigma_{n1}$. Il valore T_{b2} è maggiore di T_{b1}

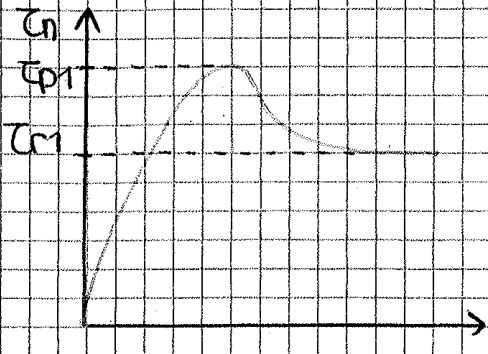


perché è maggiore la forza normale applicata. Se invece $\sigma_{n3} < \sigma_{n1} \rightarrow T_{b3} < T_{b1}$.

Analizzo quindi le discontinuità SCABRE che hanno resistenze molto più elevate prodotte dallo scabrezza stesso

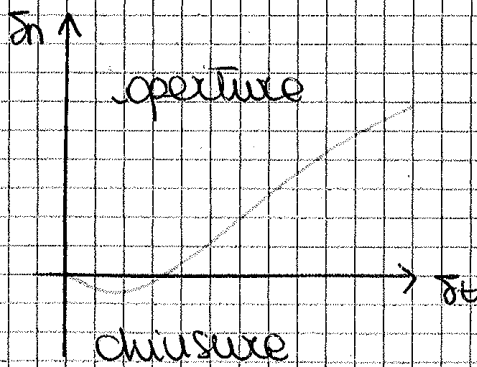


considero di nuovo il diagramma $T_n - \delta_t$ con $\delta_n = \delta_m$. Nello prima parte arrivo a T_p con piccoli spostamenti δ_t , dopo il picco, arrivo gradualmente ad una T_r tenduo con un considerevole aumento delle deformazioni.



Anche in questo caso lo prova è eseguita a velocità di deformazione controllata.

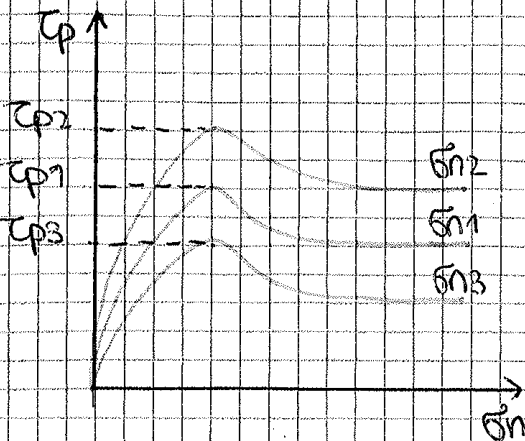
se considero il prova $\delta_n - \delta_t$, il primo per poter scendere si deve sollevare. All'inizio



ho un assestamento e poi ho un netto aumento dello δ_n . Questo fenomeno è detto DILATAZIONE: quando sono a rottura, degli sforzi di taglio danno origine a deformazioni di volume.

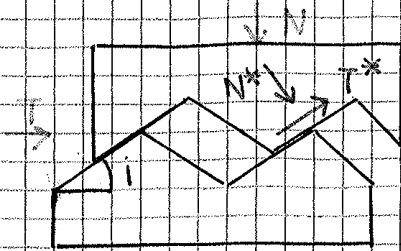
se eseguo delle prove con $\delta_{n2} > \delta_{n1}$, ottengo $T_{p2} > T_{p1}$. All'aumentare di δ_n , aumento T_p .

se $\delta_{n3} < \delta_{n1} \rightarrow T_{p3} < T_{p1}$.



uso quindi il diagramma $T_n - \delta_n$ per vedere la relazione tra le 2 tensioni

↳ MODELLO DI PATTON

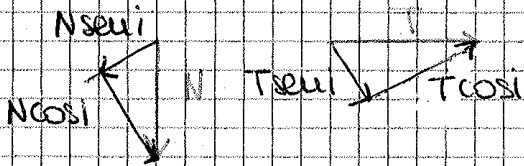


Patton considera che ci sia un quinto scabro con geometria semplice. Patton cerca di tenere conto delle asperità sulla resistenza di tutta la discontinuità. L'angolo di pacco dello scabro sarà tale per cui:

$$T = N \operatorname{tg} \varphi_p$$

Per trovare φ_p scrive le relazioni di T^* e N^* in funzione di N e T . T^* ed N^* sono relative al piano di asperità che è inclinato di "i" rispetto al piano dello scabro.

Il riangolo dente dell'asperità lo posso considerare come una superficie liscia.



$$T^* = T \cdot \cos(i) - N \sin(i) \quad (1)$$

$$N^* = T \cdot \sin(i) + N \cos(i) \quad (2)$$

Scrivo quindi il criterio di attrito sulle aree di contatto:

$$T^* = N^* \operatorname{tg} \varphi_b \quad (3)$$

Sostituisco (1) e (2) in (3):

$$T \cdot \cos(i) - N \sin(i) = [T \sin(i) + N \cos(i)] \operatorname{tg} \varphi_b$$

divido per $\cos(i)$:

$$T - N \operatorname{tg}(i) = [T \operatorname{tg}(i) + N] \operatorname{tg} \varphi_b$$

Ricavo quindi la forza T necessaria per avere scivolimento:

$$T = N \cdot \left[\frac{\operatorname{tg}(i) + \operatorname{tg} \varphi_b}{1 - \operatorname{tg}(i) \operatorname{tg} \varphi_b} \right] = N \cdot \operatorname{tg}(\varphi_b + i)$$

"i" non sarà più solo funzione della geometria come diceva Patton, ma dipenderà anche da σ_n (la parte di materiale) e dalla resistenza del materiale (se ho un materiale duro prevale il sollevamento, in caso contrario prevale lo rottura del dente).

Devo trovare una relazione che legghi "i" a questi parametri

↳ criterio di Barton

$$i = f(JRC, \sigma_n, JCS)$$

↑
legato alla GEOMETRIA lo ricolgo con il termine di Barton

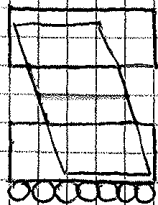
↑
legato alla RESISTENZA si determina con le prove sperimentali

$$i = JRC \cdot \log \frac{JCS}{\sigma_n}$$

$$\varphi_p = \varphi_r + i \rightarrow \varphi_p = JRC \cdot \log \frac{JCS}{\sigma_n} + \varphi_r$$

$$\tau_p = \sigma_n \cdot \tan \left(\varphi_r + JRC \cdot \log \frac{JCS}{\sigma_n} \right)$$

↳ Piano di taglio diretto: schema attrezzatura
 Si inglobano le bozze del provino in una renna ad alta resistenza per poterlo inserire nella scatola di prova in modo da mantenere orizzontale la discontinuità.



L'attrezzatura non è rigida, per questo non eseguo prove di taglio su materiale sano ma solo sulle discontinuità.

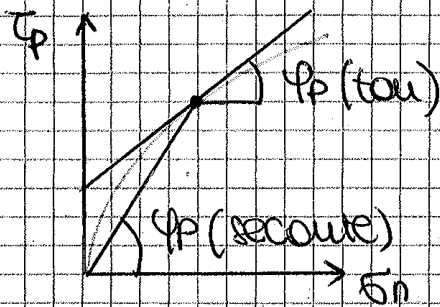
La discontinuità scivola durante la prova si può danneggiare quindi su di esso non posso eseguire 3 prove.

Quando Barton ha fatto la sua formulazione ha pensato ad un angolo di attrito tangente, questo però crea un problema che è quello che quando tocchi la tangente per un punto della curva, individuiamo una coesione apparente C_a che nella realtà non esiste perché la curva passa per zero. Quindi, per come ho ragionato Barton dovrai scrivere:

$$\tau_p = C_a + \sigma_n \cdot \tan \varphi_p$$

↑ con φ_p determinato con $\tan \varphi_p$.

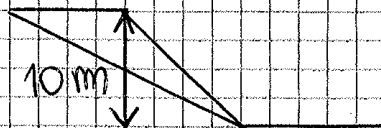
Sarebbe meglio ragionare in termini di angolo secante. Noi però usiamo il modello di Barton e trascuriamo la coesione C perché è piccolo $\rightarrow \tau_p = \sigma_n \cdot \tan \varphi_p$. Questa approssimazione va a favore di sicurezza perché la C diventa più bassa.



ESERCIZIO

- JRC = 10
- JCS = 50 MPa
- $\sigma_n = 0,25 \text{ MPa}$
- $\varphi_b = \varphi_r = 30^\circ$

$\gg \varphi_p ?$



$$\sigma_v = \gamma \cdot H = 25 \frac{\text{KN}}{\text{m}^3} \cdot 10 \text{ m} = 250 \text{ kPa}$$

$$\varphi_p = \text{JRC} \cdot \log \frac{\text{JCS}}{\sigma_n} + \varphi_r =$$

$$= 10 \cdot \log \frac{50}{0,25} + 30 = 53^\circ$$

ESERCIZIO

- $JRC_0 = 10$

- $L_n = 5 \text{ m}$

- $L_0 = 10 \text{ cm} = 0,1 \text{ m}$

$$JRC(5\text{m}) = 10 \cdot \left(\frac{5}{0,1}\right)^{-0,02 \cdot 10} = 4,57$$

la resistenza JCS è diversa dallo scalo che sto considerando.

All' aumentare della dimensione del campione, diminuisce la resistenza a compressione monoassiale. Se solo la dimensione del campione aumenta anche quello dell'asportato e diminuisce la resistenza dell'asportato stesso.

↳ RMR - Bieniowski

I 5 parametri considerati maggiormente significativi per la definizione della qualità dell'ammasso roccioso sono:

1. Resistenza a compressione monoassiale della roccia intatta C_0
2. RQD: indice di fratturazione
3. Spaziatura discontinuità
4. Condizione discontinuità
5. Presenze d'acqua

Un parametro che resta fuori dalle discontinuità è l'orientazione che comunque non potrà essere trascurata e rientrerà in gioco quando si individuerà l'opera da realizzare. Bieniowski dà una qualità di ammasso roccioso indipendentemente dall'opera che deve costruire.

Egli usa l'indice RMR che è un numero che va da 0 a 100.

» 1. RESISTENZA DELLA ROCCIA INTATTA

Può essere stimato attraverso:

- prove di compressione monoassiale
- prove di carico puntuale (point load test)

Al diminuire della resistenza, scende il punteggio.

Si usa di solito I_s perché è più facile da ricavare in situ.

Co [MPa]	<1	1÷5	5÷25	25÷50	50÷100	100÷250	>250
I_s [MPa]	Per bassi valori è preferibile la prova di compressione monoassiale			1÷2	2÷4	4÷10	>10
Punteggio	0	1	2	4	7	12	15

CONDIZIONE DELLA DISCONTINUITA'

All'interno di questo parametro ne sono contenuti altri 5:

- Scabrezza
- continuità (persistenza)
- apertura
- riempimento
- alterazione

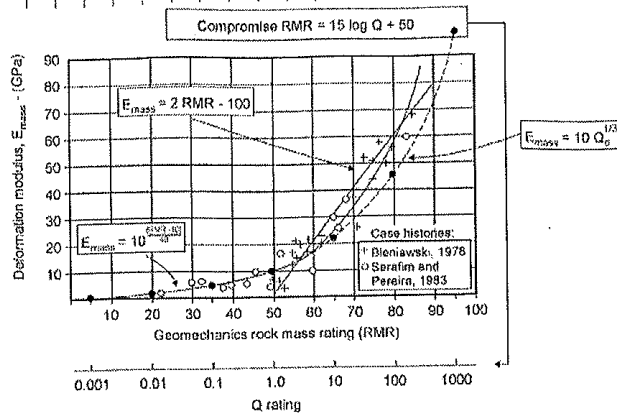
Condizioni generali discontinuità	Riempimento di argilla molle di potenza > 5 mm o Discontinuità collegate aperture > 5 mm	Superfici lisce e riempimenti argillosi di potenza < 5 mm o Discontinuità collegate con aperture di 1-5 mm	Superfici poco scabre. Apertura delle discontinuità < 1mm	Superfici scabre. Apertura delle discontinuità < 1mm	Superfici molto scabre. Discontinuità chiuse e separate
Punteggio	0	10	20	25	30

Le condizioni generali delle discontinuità vengono esaminate considerando differenti aspetti

Parametro	Coefficiente				
Continuità	< 1 m 6	1 + 3 m 4	3 + 10 m 2	10 + 20 m 1	> 20 m 0
Apertura	Chiusi 6	< 0.1 mm 5	0.1 + 1.0 mm 4	1.0 + 5.0 mm 1	> 5.0 mm 0
Scabrezza	Molto scabri 6	Scabri 5	Poco scabri 3	Lisci 1	Levigati 0
Riempimento	Assente 6	Duro < 5 mm 4	> 5 mm 2	Soffice < 5 mm 2	> 5 mm 0
Alterazione	Assente 6	Debolmente alterati 5	Moderatamente alterati 3	Molto alterati 1	Decomposti 0

Nota: alcune condizioni sono mutuamente escludibili. Per esempio, se è presente del riempimento il contributo della scabrezza è irrilevante, dato che il suo effetto sarà annullato dall'influenza del materiale di riempimento.

↳ Parametri di dipendenza



• Bieniawsky
 $RMR > 50$

$$EM [GPa] = 2 RMR - 100$$

• Serafim - Pereira
 $RMR < 50$

$$EM [GPa] = 10 \left(\frac{RMR - 10}{40} \right)$$

la formulazione di EM di Bieniawsky sul gruppo mi individua una retta mentre quello di Serafim - Pereira mi individua una curva.

Oltre al modello elastico EM devo determinare il coefficiente di Poisson ma poiché questo ha poca influenza, si assume sempre compreso tra 0,2 e 0,25.

↳ Parametri di consistenza

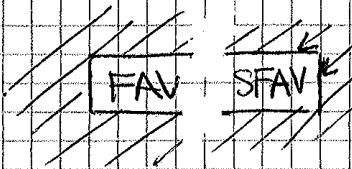
Bieniawski (1984)

RMR	<20	21÷40	41÷60	61÷80	81÷100
Coesione [MPa]	<0.1	0.1÷0.2	0.2÷0.3	0.3÷0.4	>0.4
Angolo resistenza taglio [°]	< 15	15÷25	25÷35	35÷45	>45

Bieniowsky definisce la direzione discorde come sfavorevole alla discontinuità, l'altro è favorevole (o meglio meno sfavorevole).
 Nello intruzione discorde c'è pericolo di scioglimento dei massi.

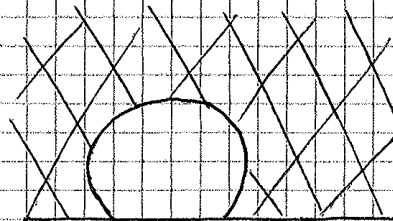
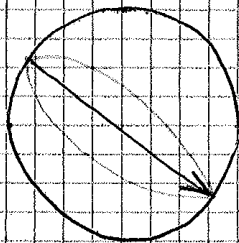
Al momento dell'intruzione, diminuisce la dimensione delle parti che si possono staccare.

Sul fronte della galleria non ho problemi nella condizione favorevole, in quella sfavorevole invece posso avere problemi anche sul fronte.



INCLINAZIONE	<20	20÷45	45÷90	
CONCORDE	Mediocre	Favorevole	Molto Favorevole	Condizione
	-5	-2	0	PARAMETRO
DISCORDE	Mediocre	Sfavorevole	Mediocre	Condizione
	-5	-10	-5	PARAMETRO

↳ B Intezione di immersione PERPENDICOLARE alla direzione di scavo.



Ci mettiamo nella sezione perpendicolare, ho le tracce sulla sezione. Non ho problemi al fronte perché non vediamo le discontinuità, le vediamo solo in una sezione ortogonale all'asse della galleria.

INCLINAZIONE	<20	20÷45	45÷90
Condizione	Mediocre	Sfavorevole	Molto Favorevole
PARAMETRO	-5	-10	-12

↳ Q-SYSTEM, BARTON ET AL.

Barton propone l'indice Q considerando 6 parametri caratteristici dell'ammasso roccioso: (non viene considerato la matrice rocciosa)

1. RQD
2. Numero dei sistemi di continuità J_n
3. Spessore dello discontinuità J_r
4. Alterazione dello discontinuità J_a
5. Presenza di acqua J_w
6. Condizioni di sollecitazione SRF

Ad ogni valore o stima dei parametri sopra definiti corrisponde un coefficiente numerico che contribuisce alla determinazione del valore di Q , secondo la formula:

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

↓
 DIMENSIONE RELATIVA DEI BLOCCHI (utile per distinguere il grado di protrusione dell'ammasso in esame)

↓
 RESISTENZA RELATIVA D'ATTRITO (dell'insieme di giunti meno permeabile o delle dis-continuità riempite)

↓
 Effetto relativo alla presenza di ACQUA, FAGUE, STATI TENSIONALI PARTICOLARI, ROCCE SPINGENTI o RIGONFIANTI.

In SRF, Barton tiene conto un po' di tutto, se siamo nel modello del continuo considera lo stato tensionale, se siamo nel modello del discontinuo considera la presenza di faglie. Si calcola RMR, poi con una correlazione empirica si trova Q e si individua il sistema di riferimento più comodo.

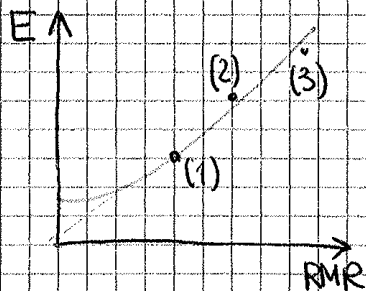
della discontinuità, si parte da interfacce tra i piani buone per arrivare a quelle scadenti. Entro nel grafico con la struttura e le condizioni della superficie in questione e trova l'indice GSI con l'aiuto del geologo.

↳ correlazioni tra indici

- $RMR = 9 \ln Q + 44$
 - MIN $\rightarrow RMR = 9 \ln Q + 26$
 - MAX $\rightarrow RMR = 9 \ln Q + 62$
- $RMR = 13,5 \log Q + 43$
- $RMR = 50 + 15 \log Q$
- $GSI = RMR_{89} - 5$ (per $GSI > 25$)

Le correlazioni tra i vari indici sono state fatte in 2 modi diversi.

» Seguo l'ammasso roccioso, calcolo RMR attraverso un rilievo in galleria



$$E = 2RMR - 100$$

I punti sono stati trovati facendo delle prove di carico su mastro. Ci sono però dei dubbi sul fatto che con le prove di carico su mastro si vada ad interessare un REV. Il problema delle prove in sito è che non so se sto eseguendo la prova nel punto giusto. Darei forse una prova di carico su mastro ipotetica per interessare il REV.

» noto RMR prendo un codice di calcolo che mi fornisce il valore di tensioni e deformazioni con un certo E; misuro le deformazioni in epulis e cerco il valore di E che mi dia le deformazioni che rilevo, eseguo un metodo indiretto.

con il criterio di Coulomb scivolo che:

$$C_0 = 2C \sqrt{N\varphi} \rightarrow \text{trovo } C$$

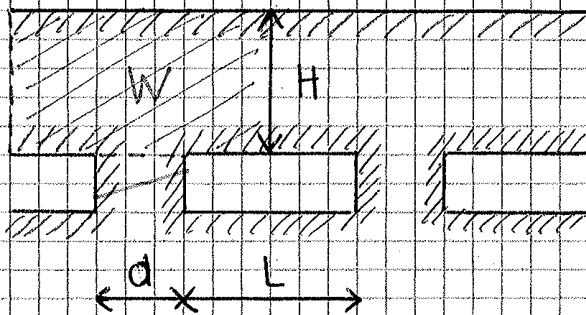
$$N\varphi = \frac{1 + \sin\varphi}{1 - \sin\varphi}$$

$$\log\beta = \frac{1 + \sin\varphi}{1 - \sin\varphi} \rightarrow \text{trovo } \varphi$$

Posso dal criterio di Hoek e Brown di parametri "c" e "φ"

se cambiamo i valori di σ_1^* e σ_3^* cambiano i parametri.

↳ ESERCIZIO: VERIFICA DEL DISCONTINUO



$$H = 100 \text{ m}$$

$$d = 10 \text{ m}$$

$$L = 50 \text{ m}$$

DISCONTINUITA': $\varphi = 30^\circ$ $\alpha = 20^\circ$ (inclinazione)

MATERIALE ROCCIOSO: $C = 5 \text{ MPa}$ $\varphi = 45^\circ$

Immagino di avere una continuazione in sotterraneo (chiamata "in camera e mastri")

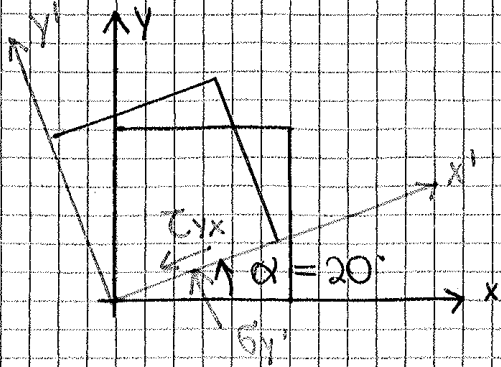
Uno dei problemi fondamentali è quanto grandi debbano essere i mastri.

Fisso d ed L e verifico che sia assicurata la stabilità dei mastri. L'obiettivo è quello di avere "d" minimo ed "L" massimo.

sul doppio mastro grave un PESO W:

$$W = \left(\frac{L}{2} + d + \frac{L}{2} \right) \cdot \gamma \cdot H = 150000 \text{ kN/m}$$

γ della roccia profondità unitaria



$$\sigma_y = \sigma_n = \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} - \frac{\sigma_x - \sigma_y}{2} \cos 2\alpha = 13,24 \text{ MPa}$$

$$\tau_{xy} = \tau_n = - \left(\frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} \right) \sin 2\alpha + \tau_{xy} \cos 2\alpha = 4,82 \text{ MPa}$$

\downarrow
 $= 0$

$$\tau_r = 13,24 \cdot \tan(30) = 7,65$$

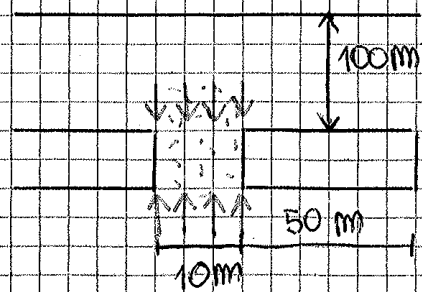
confronto le τ :

$$\left. \begin{array}{l} \tau_n = 4,82 \\ \tau_r = 7,65 \end{array} \right\} \tau_n < \tau_r \rightarrow \text{NO ROTURA}$$

↳ ESERCIZIO VERIFICA DEL CONTINUO EQUIVALENTE

Vediamo ora un esempio di applicazione del modello del continuo equivalente.

Ho delle fratture di piccole dimensioni che interessano il materiale e possiamo quindi considerare il pilastro come un REV.



vediamo come eseguire la verifica: lo stato tensionale è noto ed è pari a

$$\sigma_{xy} = \begin{bmatrix} 0 & 0 \\ 0 & 15 \text{ MPa} \end{bmatrix}$$

\uparrow
 σ_1 agente

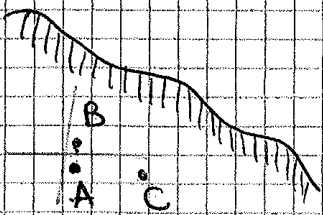
però confrontare σ_{1A} con lo σ_1 resistente che posso determinare con il criterio di Hoek e Brown per gli ammassi.

DETERMINAZIONE DELLO STATO TENSIONIALE NELLO AMMASSO ROCCIOSO

L'ammasso roccioso è un mezzo naturale ed è necessario considerare sempre che esso è interessato da uno stato di tensione pre-esistente. Risultato di fondamentale importanza la conoscenza dello stato di tensione esistente, in modo che sia possibile analizzare la sua variazione e gli effetti sull'ammasso roccioso anche in termini di deformazione indotte e di valori di resistenza aggiunti.

Le componenti di tensione sono strettamente correlate al sistema di riferimento scelto: rotando il sistema di riferimento, cambiano i valori delle componenti.

Esiste un'orientazione nello spazio secondo la quale le componenti tangenziali si annullano, ed i valori delle tensioni normali assumono i valori massimi e minimi. Le tensioni normali vengono chiamate tensioni principali ($\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$) e le direzioni di azione vengono dette direzioni principali.



Allo stato di tensione preesistente devo sommare lo stato di tensione indotto dalla galleria e i stati tensionali A, B, C sono diversi perché la discontinuità tende a "schermare" le tensioni.

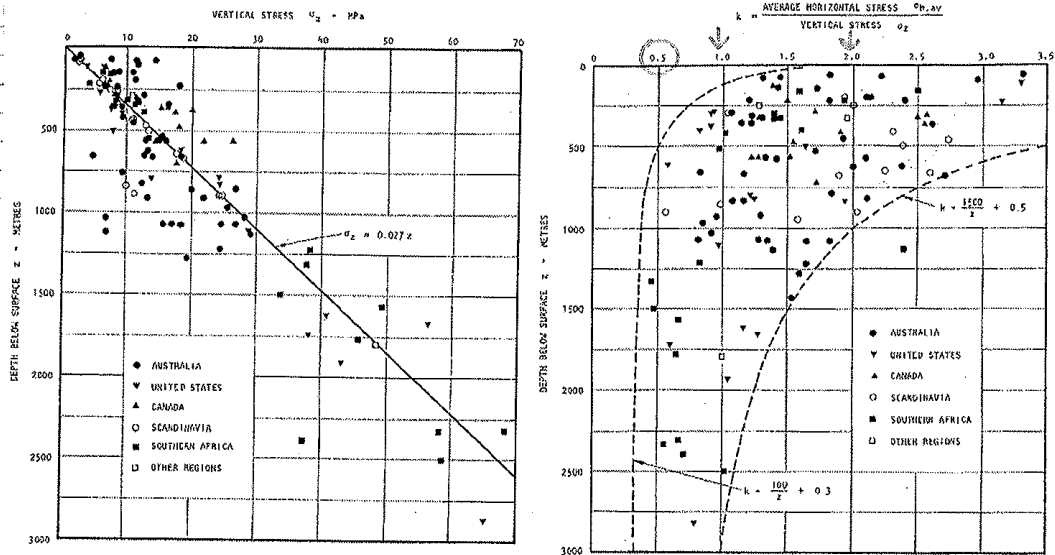
Il problema nel fare misure di stati tensionali sta nel fatto che non si sa che cosa si stia misurando perché ho stati tensionali diversi.

Ripetiamo sul rapporto $\sigma_H / \sigma_V = k_0$.

$k_0 = 1 \rightarrow$ STATO ISOTROPO

$k_0 \neq 1 \rightarrow$ STATO ANISOTROPO

In realtà gli stati tensionali sono raramente geostatici, si analizzano cioè le variazioni di k_0 con la profondità, esso varia da 0,5 (se ho $\nu = 0,3$ nel caso di deformazione uniaxiale) a valori molto più elevati.



Stato di tensione verticale

k_0

ν non può andare oltre 0,5 quindi con il coefficiente di Poisson posso arrivare a valori di $k_0 \sim 0,6 - 0,7$.

Tra $k_0 = 1$ e $k_0 = 2$ le tensioni orizzontali sono maggiori di quelle verticali. Scendendo verso il centro della terra si tende a $k_0 = 1$ perché sono in condizioni geostatiche.

Per le tensioni orizzontali devo consultare il geologo se quello analizzato è una zona tettonica o se ci sono faglie, poi si fanno delle analisi parametriche. Se sono in zona tettonica $k_0 > 1$ ed ipotizzo valori di k_0 via via crescenti. Comunque la tensione orizzontale non sarà mai nota con troppa precisione.