Metodologie per la descrizione quantitativa delle discontinuità nelle masse rocciose

Introduzione

La maggioranza delle masse rocciose, in particolare quelle situate a poche centinaia di metri dalla superficie, sono discontinue, e le discontinuità ne condizionano largamente il comportamento meccanico. È perciò essenziale che, sia la struttura della massa sia la natura delle sue discontinuità siano attentamente descritte, e ciò in aggiunta alla loro descrizione litologica.

I parametri che possono essere utilizzati per le analisi di stabilità, dovrebbero essere quantificati ogniqualvolta sia possibile. Per esempio, nel caso di analalisi di stabilità di un pendio, certe descrizioni quantitative possono essere utilizzate direttamente in un'analisi preliminare con il metodo dell'equilibrio limite. La giacitura, la continuità, la pressione dell'acqua presente nelle fratture e la resistenza al taglio delle discontinuità saranno dati direttamente utilizzabili per le analisi.

Allo scopo di un'indagine preliminare, gli ultimi due parametri possono probabilmente essere valutati con accettabile precisione mediante un'attenta descrizione della natura delle discontinuità. Caratteristiche come la scabrezza, la resistenza delle pareti, il grado di alterazione, la natura del materiale di riempimento e i segni dell'infiltrazione di acqua saranno perciò importanti dati indiretti per questo problema di ingegneria.

Nel caso della stabilità di una galleria e della valutazione dei sostegni necessari, tutte le descrizioni costituiranno dei dati indiretti dal momento che un'analisi diretta di stabilità deve ancora essere sviluppata.

Comunque, un'attenta descrizione della struttura di una massa rocciosa e la natura delle sue discontinuità possono essere di inestimabile valore per trasferire l'esperienza dell'esecuzione di armature alle condizioni di altre masse rocciose. In tal caso, le descrizioni dovrebbero essere sufficientemente dettagliate in modo da poter essere utilizzate per una classificazione funzionale delle masse naturali.

Al momento in cui le descrizioni delle masse naturali e delle discontinuità diventano più complete ed unificate, può essere possibile progettare strutture ingegneristiche su roccia con un numero minimo di costose prove in situ. In ogni caso, un'attenta descrizione sul terreno aumenterà il valore delle prove in situ che vengono eseguite, dal momento che l'interpretazione e l'estrapolazione dei risultati saranno più attendibili.

Glossario

Vengono qui definiti alcuni termini comunemente usati in questo testo. Gli autori si sono divisi nelle loro proposte sul miglior termine generale da utilizzare per indicare tutte le «interruzioni» nelle masse naturali. Comunque, la maggioranza ha preferito «discontinuità» piuttosto che «frattura», come termine generale per indicare fessure, piani di stratificazione, contatti e faglie.

Fessura (Joint)

Una rottura di origine geologica nella continuità di un corpo roccioso lungo cui non c'è stato alcuno spostamento visibile. Un gruppo di fessure parallele viene chiamato «sistema» e sistemi di fessure si intersecano per formare insiemi di sistemi di fessure. Le fessure possono essere aperte, riempite o saldate. Frequentemente si formano fessure parallelamente ai piani di stratificazione, di scistosità e di clivaggio e possono essere definite rispettivamente fessure di stratificazione, fessure di scistosità e fessure di clivaggio.

Faglia (Fault)

Una frattura o una zona di frattura lungo cui c'è stato uno spostamento riconoscibile, da pochi centimetri a pochi chilometri. Le pareti sono spesso striate e levigate (anche a specchio), fatto causato dallo spostamento di taglio. Frequentemente la roccia su entrambi i lati di una faglia è frantumata e alte-

rata o corrosa, e ciò dà origine a riempimenti come brecce più o meno grossolane. La larghezza delle faglie può variare da alcuni millimetri a centinaia di metri.

Discontinuità (Discontinuity)

È il termine generale per qualsiasi interruzione di continuità in una massa rocciosa avente resistenza a trazione bassa o nulla. È il termine collettivo per la maggior parte delle fessure, dei piani di stratificazione, dei piani di scistosità, delle zone di indebolimento e delle faglie.

I dieci parametri scelti per descrivere le discontinuità e le masse rocciose sono definiti di seguito:

1) *Orientazione* - Posizione della discontinuità nello spazio. Viene descritta dalla direzione di immersione (azimut) e dall'inclinazione della linea di massima pendenza del piano di discontinuità. Esempio azimut-inclinazione (015°-35°).
2) *Spaziatura* - Distanza tra discontinuità adiacenti misurata in direzione ortogonale alle discontinuità stesse. Normalmente ci si riferisce alla spaziatura media o modale di un sistema di fessure.
3) *Continuità o persistenza* - Lunghezza della traccia della discontinuità osservata in un affioramento. Può dare una misura grossolana dell'estensione areale o della profondità di penetrazione di una discontinuità. Il fatto che il piano di discontinuità termini in roccia massiccia o contro altre discontinuità, riduce la persistenza.
4) *Scabrezza* - Rugosità delle superfici affacciate di una discontinuità e ondulazione relativamente al piano medio delle discontinuità. Sia la rugosità che il suo andamento morfologico contribuiscono alla resistenza di taglio. Un andamento morfologico su larga scala può anche alterare localmente l'inclinazione.
5) *Resistenza delle pareti* - Resistenza a compressione equivalente dei lembi affacciati di una discontinuità. Può essere minore della resistenza della roccia massiccia per l'esposizione agli agenti atmosferici o per l'alterazione delle pareti. Costituisce una componente rilevante della resistenza di taglio se le pareti sono a contatto.
6) *Apertura* - Distanza tra i lembi affacciati di una discontinuità in cui lo spazio interposto è riempito di aria o acqua.
7) *Riempimento* - Materiale che separa le pareti adiacenti di una discontinuità e che è di solito meno resistente della roccia primitiva. Tipici materiali di riempimento sono sabbia, limo, argilla, breccia più o meno fine, milonite. Include anche sottili strati di minerali e discontinuità saldate, per esempio vene di quarzo e calcite.
8) *Filtrazione* - Flusso d'acqua e abbondante umidità, visibile nelle singole discontinuità o nella massa rocciosa nel suo insieme.
9) *Numero di sistemi di discontinuità* - Definisce l'insieme dei sistemi presenti. La massa rocciosa può essere ulteriormente divisa da discontinuità di carattere singolare.
10) *Dimensione dei blocchi* - Dimensioni del blocco roccioso risultante dalla reciproca orientazione dei sistemi di fratture che si intersecano e dalla spaziatura dei singoli sistemi. Discontinuità singolari possono ulteriormente influenzare il volume roccioso unitario e la sua forma.

Filosofia della campionatura

Le indagini di ingegneria geologica sono generalmente condotte attraverso diverse fasi per fornire informazioni appropriatamente dettagliate in relazione alla situazione del progetto:

i) fattibilità del progetto
ii) progetto dettagliato
iii) attuazione del progetto

Il grado di dettaglio richiesto per ogni fase varierà considerevolmente da progetto a progetto.

Ci sono due modalità secondo cui può essere condotta l'indagine su una massa rocciosa, dipendenti dalla quantità di dettagli richiesti. In una indagine «soggettiva» (pilotata) vengono descritte solo quelle discontinuità che sembrano essere importanti. In una indagine «oggettiva» (casuale) vengono descritte tutte le discontinuità che intersecano una linea prefissata o l'area di un affioramento roccioso.

Un requisito indispensabile per entrambi i tipi di indagine è lo studio preliminare di qualsiasi carta geologica disponibile, seguito dal riconoscimento in situ dei litotipi, delle maggiori strutture geologiche: delle faglie, dei filoni e dei contatti litoligici. Uno studio di fotografie aeree è spesso assai utile per pianificare questa ricerca. In questo primo passo preliminare si devono poter riconoscere delle aree di omogeneità (dominii strutturali) in cui certi aspetti siano sistematici come quando le fratture possiedono orientazione o spaziatura consimili. La struttura di una massa rocciosa è statisticamente omogenea in un'area di omogeneità.

L'approccio oggettivo alla campionatura soffre dello svantaggio del maggior dispendio di tempo. Per analizzare tutti i dati può essere necessario l'uso del calcolatore. Comunque, se i dominii strutturali non possono essere delineati in breve tempo, può non esserci alternativa. L'approccio soggettivo è quello maggiormente applicato dove i dominii strutturali sono chiaramente riconoscibili. Ciò farà risparmiare

tempo e fatica e solitamente rivela tutti i sistemi di discontinuità trovati successivamente con indagine oggettiva.

Le masse rocciose e le loro discontinuità possono essere descritte con i metodi seguenti:

a) indagine sugli affioramenti;
b) indagine sulle carote e nei fori di sondaggio;
c) fotogrammetria terrestre.

1. Orientazione (giacitura)

(A) Metodo della bussola e del clinometro

Scopo

a) La giacitura di una discontinuità nello spazio è data mediante l'inclinazione della linea di maggior pendenza misurata rispetto all'orizzontale e la direzione dell'immersione misurata in senso orario rispetto al Nord.
Esempio: direzione di immersione/inclinazione (025°/45°).
b) L'orientazione delle discontinuità relative ad una struttura ingegneristica influenza in modo determinante la possibilità di condizioni di instabilità o lo sviluppo di deformazioni notevoli.
L'importanza dell'orientazione aumenta quando sono presenti altre condizioni favorevoli alla deformazione, ad esempio, basse resistenze di taglio o un sufficiente numero di sistemi di discontinuità o giunti tali da consentire uno scivolamento.
c) L'orientazione relativa delle discontinuità determina la forma dei singoli blocchi, strati o altre forme, che costituiscono la massa di roccia.

Strumentazione

a) Bussola e clinometro. Le bussole, che devono essere livellate con una livella a bolla d'aria prima di effettuare la misura con il coperchio parallelo all'immersione, hanno il vantaggio che l'inclinazione può essere misurata direttamente. Altri tipi di clinometri devono essere spostati sulla superficie della discontinuità, fino a leggere il massimo valore dell'inclinazione.
b) Quando la roccia è fortemente magnetica si possono usare un clinometro e un nastro da 50 m o un goniometro a lettura diretta di azimuth.
c) Quando si stima l'inclinazione di giunti non accessibili è bene usare un clinometro con un dispositivo di visione inclinabile e incorporante un'immagine della bolla orizzontale.

Procedura

a) La massima inclinazione del piano medio della discontinuità è misurata con il clinometro e dovrebbe essere espressa in gradi con numeri di due cifre (da 00° a 90°).
b) L'azimut dell'immersione (direzione di immersione) è misurato in gradi contati in senso orario a partire dal Nord, ed espresso con un numero di tre cifre, es. 010° o 105° (da 000° a 360°).
c) La direzione e l'immersione devono essere registrate in questo ordine, con numeri di 3 cifre e di 2 cifre separati da una barra, es. 010°/05°. La coppia di numeri rappresenta il vettore immersione (Fig. 1).

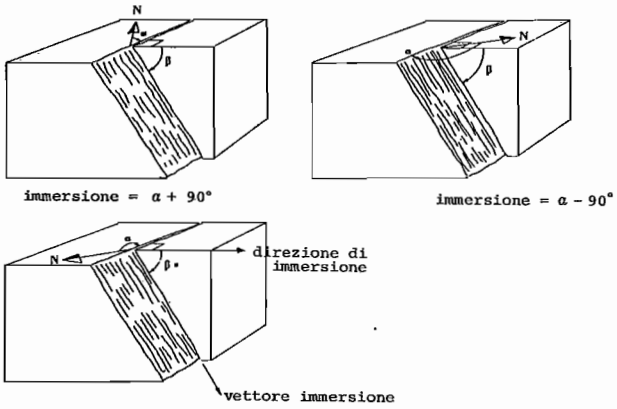

Fig. 1 - Schemi indicanti direzione (α), inclinazione (β) ed immersione (α ± 90°) di tre piani diversamente orientati.

Osservazioni

a) Deflessioni magnetiche causate da tubi di ferro o da rotaie, o anomalie dovute a giacimenti di minerali, a volte fanno sì che i dati forniti dalla bussola non siano attendibili. In questi casi deve essere steso un nastro da 50 m parallelamente al fronte di roccia o alla parete della galleria e orientato per mezzo di un rilievo topografico. La direzione dell'immersione può dunque essere misurata relativamente a questo allineamento usando un clinometro. I dati devono poi essere corretti rispetto al vero Nord prima di intraprendere l'analisi delle misurazioni. Oppure, al posto del clinometro e del nastro, si può usare un goniometro con lettura diretta di azimuth.
b) L'inclinazione delle discontinuità, considerate critiche ai fini della stabilità, deve essere misurata usando una base rigida (posta nella direzione di immersione) di lunghezza maggiore della «lunghezza d'onda» delle ondulazioni della superficie. L'inclinazione locale di zone di aspetto non piano, relativamente all'inclinazione media, sono una

componente importante per la valutazione della resistenza di taglio della superficie in questione. È possibile che la direzione stimata del potenziale movimento non coincida con la direzione dell'immersione.

c) È bene misurare un numero sufficiente di giaciture per definire i diversi sistemi di discontinuità dell'area considerata. Si pensa che il numero di misurazioni richiesto vari da un minimo di 80 ad un massima di 300. È ovvio che il numero di misure necessarie varia a seconda dell'area da studiare, della casualità delle orientazioni, e del dettaglio richiesto dagli studi successivi. Se le orientazioni sono abbastanza «omogenee», un accurato campionamento ridurrà considerevolmente il numero delle giaciture da prendere in esame.

d) Molti Paesi europei hanno utilizzato per molti anni strumenti topografici e bussole con la scala orizzontale divisa in 400 parti. Questo ha vantaggi ovvii quando si misura tenendo conto delle cifre decimali. La scala verticale di molti clinometri è anch'essa espressa in gradi centesimali anziché in sessagesimali. Il sistema di angoli usato deve essere chiaramente indicato quando si scrivono i dati di orientazione.
Per gli scopi dell'analisi di stabilità delle rocce e dei terreni è più conveniente avere i dati misurati, o eventualmente convertiti, nel sistema sessagesimale. [Fattore di conversione: 0,9].

e) La precisione delle misure del clinometro e della bussola dipende da molti fattori, tra i quali i seguenti sono probabilmente i più influenti: accessibilità della superficie considerata, estensione areale esposta della stessa, grado di planarietà e rugosità, occasionali anomalie magnetiche, errori umani. Gli errori umani possono essere ridotti usando prima il clinometro per identificare la direzione di massima pendenza, poi la bussola.
Ai fini degli studi di meccanica delle rocce è sufficiente conoscere la direzione di immersione in eccesso o in difetto di 5° e l'inclinazione con la precisione del grado. Comunque, se successivamente si devono disegnare i poli, è alla fine più conveniente arrotondare entrambe le misure in eccesso o in difetto di un grado, per ridurre l'eventualità di punti coincidenti.

f) L'orientazione media di grandi discontinuità può essere ottenuta con il metodo dei tre punti. Esso consiste nel disporre delle coordinate di tre punti appartenenti al piano delle discontinuità. Nel caso di singoli affioramenti le coordinate devono essere determinate con un'accurato studio del rilievo della zona.
L'orientazione di grandi strutture può anche essere stimata per mezzo di tre fori di sondaggio che intersecano il piano considerato. Comunque le discontinuità meno persistenti possono non intersecare tutti e tre i fori.

g) L'orientazione di piccole discontinuità può essere stimata con un solo foro di sonda, se la carota può essere orientata nella stessa posizione in cui si trovava in situ o se si possono osservare le pareti del foro. Per orientare la carota si possono osservare a volte le stratificazioni o le foliazioni, se questi piani naturali hanno un'orientazione nota. Sono pure disponibili altri metodi per orientarla, ad esempio l'orientatore Craelius. Oppure l'orientazione di discontinuità minori può essere ottenuta attraverso l'analisi visiva del foro, ad esempio con telecamere, macchine fotografiche e sonde ottiche da foro. Oltre all'orientazione, questi metodi offrono la possibilità di avere esatte informazioni sulla spaziatura, sullo spessore del riempimento delle discontinuità e sul livello delle infiltrazioni (per i dettagli vedere il punto 11.).

h) Per ottenere i dati di orientazione di masse rocciose fortemente fratturate è raccomandato il metodo speciale di recupero della carota, noto come metodo di campionatura integrale [1]. Il metodo consiste essenzialmente nell'estrarre una certa carota che sia stata precedentemente rinforzata con una barra cementata di cui è conosciuto l'azimut per mezzo di un indicatore. La barra di rinforzo è poi sovracarotata coassialmente alla carota con una corona di diametro maggiore.

Presentazione dei risultati

a) *Simboli di direzione e inclinazione.* Il metodo più semplice di presentazione dei dati è di disegnare il simbolo di inclinazione e direzione nella corretta posizione sulla carta geologica dell'area considerata. Ad esempio:
45° rappresenta una discontinuità con inclinazione di 45° e direzione coincidente con la linea. Il verso dell'immersione è indicato con il simbolo a lato della linea.
rappresenta una discontinuità orizzontale,
rappresenta una discontinuità verticale con direzione indicata dalla linea.
Lo spazio ridotto della carta geologica è un ovvio limite al numero dei piani che possono essere rappresentati in questo modo. In ogni caso il metodo è abbastanza utile per dare un'impressione generale dell'orientazione delle principali direzioni di discontinuità.
Maggior dettaglio lo si può ottenere usando differenti simboli per rappresentare vari tipi di discontinuità. Ad esempio, i simboli seguenti sono

spesso utilizzati per rappresentare giunti, stratificazioni o foliazioni:

giunto stratificazione foliazione

Si deve sempre fornire una chiave per interpretare i simboli usati.

Gli affioramenti di grandi discontinuità devono essere disegnati direttamente sulla carta geologica. Per esempio una sottile linea continua (——) può essere usata per le discontinuità maggiori continue e visibili, una linea sottile a tratti (----) per le discontinuità maggiori la cui presenza è implicita, ma che sono localmente coperte.

b) *Rappresentazione a blocchi.* In una fase preliminare, nella valutazione e nella comunicazione di dati, è utile presentare misure qualitative delle giaciture usando alcune appropriate tecniche grafiche. Ad esempio, disegni in prospettiva, come quello mostrato in Fig. 2a, aiutano a dare un'idea di massima sulla relazione tra struttura ingegneristica e struttura della massa rocciosa. (Se disponibile, può anche essere rappresentato, come diagramma, l'ellissoide dei vettori delle tensioni principali misurate, per aiutare la valutazione della miglior orientazione della struttura di ingegneria).

In una forma più dettagliata, si può usare il diagramma a blocchi illustrato in Figura 2b. Molti tipi di strutture possono essere rappresentati in modo idealizzato, ad esempio imbocchi di gallerie, sezioni di gallerie o di grandi caverne, pendii di roccia, spalle di dighe, ecc. (A seconda della scala, si può rappresentare, oltre all'orientazione, anche la spaziatura e la persistenza delle discontinuità).

I diagrammi a blocchi che mostrano angoli «scavati», come in Fig. 2c, danno un'impressione visiva della struttura della roccia. Questo metodo è anche un utile sostituto delle fotografie, quando la vegetazione o la copertura di terra nascondono in parte la forma di blocchi.

Negli esempi di Fig. 2 è utile numerare i sistemi di discontinuità, mostrarne la orientazione rispetto al Nord e scrivere la direzione e l'immersione a lato del disegno (ciò è utile anche quando si presentino fotografie di masse rocciose).

c) *Diagrammi a stella.* Un metodo usato per disegnare e rappresentare un gran numero di misure di giacitura in un modo più quantitativo di quello sopra descritto è quello dei diagrammi a stella. In questo caso le misurazioni sono presentate su un riferimento circolare (goniometrico) semplificato, segnato da 0° a 360° (o da 0^g a 400^g), con linee radiali a intervalli di 10° (o 10^g). Le osservazioni sono raggruppate nel settore di 10° a cui appartengono.

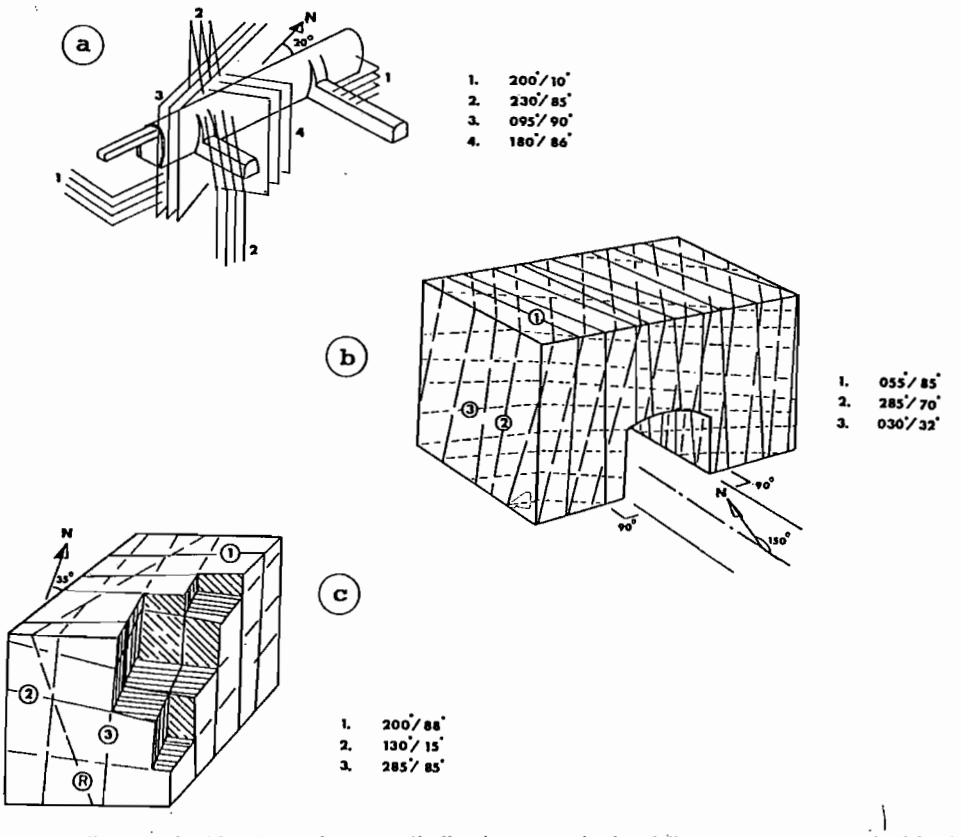

Fig. 2 - Viste prospettiche e diagrammi a blocchi forniscono un'indicazione quantitativa della presenza di discontinuità e la loro interazione con le strutture di ingegneria.

Il numero di osservazioni è rappresentato nella direzione radiale, con cerchi concentrici numerati, ciascuno relativo a 5, 10 e 15 osservazioni. Il diagramma a stella è centralsimmetrico. I valori dell'inclinazione per ciascun sistema di discontinuità non possono essere rappresentati all'interno della rosetta, devono essere perciò indicati al di fuori della circonferenza. Occorre notare che i valori dell'inclinazione e della direzione delle discontinuità sub-orizzontali sono intrinsecamente poco affidabili, per cui, in generale, queste strutture non possono essere rappresentate in modo soddisfacente usando diagrammi a stella.

Occorre precisare che, sebbene un diagramma a stella sia un diagramma polare ampiamente usato, esso mal rappresenta dati compresi in un intervallo molto esteso. Quindi forti concentrazioni vengono esagerate mentre quelle piccole sono soppresse. Ciò è dovuto al fatto che le aree in ogni settore angolare variano con il quadrato della coordinata radiale, mentre in un normale istogramma l'area di ogni settore varierà secondo la frequenza e non secondo il quadrato della frequenza. (Quindi i diagrammi polari dovrebbero avere, idealmente, una scala radiale elevata a radice quadrata [2]).

La Figura 3 mostra due metodi di rappresentare i dati di giacitura su un diagramma a stella. Le osservazioni, raggruppate in settori di 10° ciascuno (o 10^g), possono essere rappresentate in settori radiali ampi (lato sinistro), oppure i loro valori mediati di direzione sono uniti in settori a spigolo acuto (lato destro). Il secondo di questi due metodi riduce l'ambiguità di interpretazione, secondo quanto si è detto sopra, ma può non essere soddisfacente se esiste poca dispersione dei dati.

(Il raggio del diagramma polare può essere impiegato con buoni risultati per riportare altri parametri, oltre alla frequenza di osservazione. Un parametro particolarmente utile è la lunghezza totale di discontinuità di una certa orientazione).

d) *La proiezione sferica*. Numerosi metodi di proiezione sono impiegati per rappresentare l'orientamento dei piani strutturali. I testi citati nella bibliografia contengono un'ampia trattazione delle varie tecniche di proiezione più usate. In questo ambito sarà illustrato un solo tipo di proiezione: quella equiarea (secondo questo metodo la distribuzione spaziale dei dati è accuratamente rappresentata su un reticolo di Schmidt-Lambert. Nel caso di proiezione equiangolare, le relazioni angolari tra le strutture sono mantenute riportando i dati su un reticolo di Wulff).

Un piano di discontinuità (α/β) può essere rappresentato univocamente con un cerchio meridiano o un polo su un emisfero di riferimento, quando il centro della sfera giace sul piano di discontinuità (Fig. 4a). Per gli scopi ingeneristici è utilizzato l'emisfero di riferimento inferiore. Si ottiene quindi una rappresentazione bidimensionale proiettando il dato su un reticolo equiarea. Nella Fig. 4a il polo P della discontinuità K è il punto di intersezione della normale al piano con l'emisfero inferiore. Per tracciare il polo su un reticolo polare equirea (Fig. 4 b) l'inclinazione ß si calcola dal centro del reticolo, ad angolo retto rispetto alla direzione del piano.

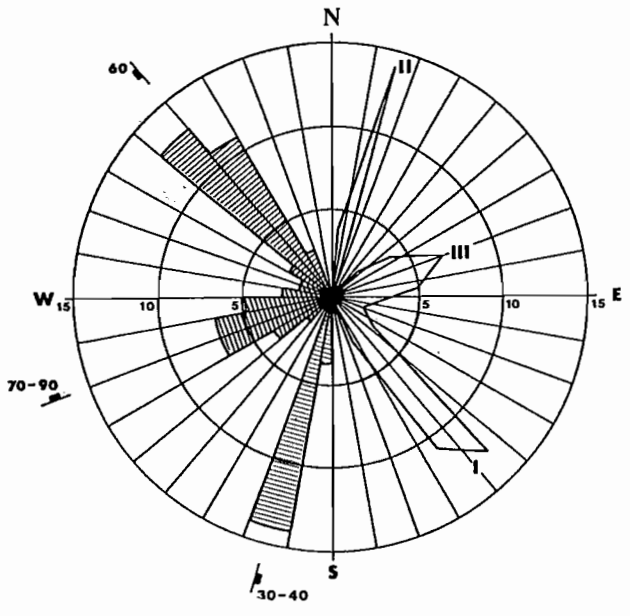

Fig. 3 - Due modi di rappresentare dati di giacitura delle discontinuità con un diagramma a stella.

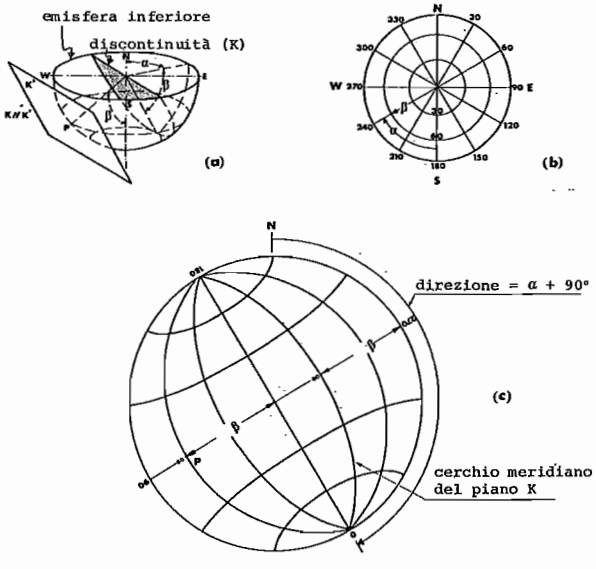

Fig. 4 - Metodo di rappresentazione di una discontinuità K con un polo P e con un cerchio meridiano su uno stereogramma polare equiarea (b) e su un riferimento equatoriale (c), usando l'emisfero di riferimento inferiore. Un foglio trasparente sovrapposto viene utilizzato con la proiezione equatoriale.

Per tracciare il piano con un cerchio meridiano su un reticolo equiarea equatoriale (Fig. 4c) si calcola la direzione (+90°) partendo da Nord, in senso orario sulla circonferenza, usando un tracciatore ruotante o un foglio trasparente sovrapposto su cui si segna il Nord. L'inclinazione è tracciata ad angolo retto rispetto alla direzione, misurata dalla circonferenza verso il centro. Il polo P può essere anche rappresentato sul reticolo equatoriale, equiarea; in entrambi i reticoli si ha la stessa distribuzione geometrica dei poli.

Il reticolo polare è il più conveniente per tracciare i poli poiché non è necessario usare alcun foglio sovrapposto. La prima fase per ottenere i dati medi di orientazione dei vari sistemi richiede che i gruppi di poli si possano delimitare con linee di ugual densità. A questo scopo si impiega il metodo di Schmidt, un esempio del quale è illustrato nella Fig. 5.

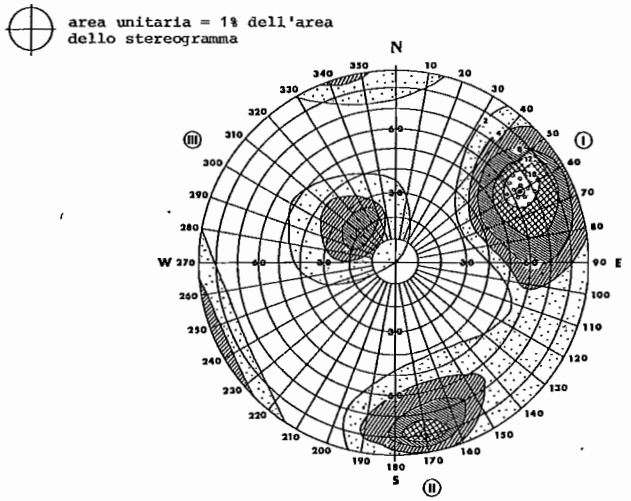

Fig. 5 - Linee iso-densità di Schmidt che rappresentano la giacitura di tre sistemi di discontinuità riportati su un riferimento equi-area polare. I sistemi principali I e II sono approssimativamente ortogonali tra loro, e il sistema subordinato III è sub-orizzontale.

Il metodo di tracciamento richiede di sovrapporre un reticolo a maglie quadrate sul reticolo di Schmidt. Un cerchio, indicato in Fig. 5, che rappresenta l'1% dell'area totale del reticolo equiarea è posto con il suo centro sulle intersezioni della griglia. Si conta il numero dei poli all'interno del cerchio e questo si annota su ogni intersezione della griglia. Le densità dei poli possono quindi essere evidenziate usando fino a sei intervalli di valori.

Il valore centrale della concentrazione più alta dei poli può essere assunto come rappresentativo dell'orientazione media di quell'insieme di discontinuità. Comunque, poiché vi sono scostamenti da tale valore medio, l'orientazione è una variabile strettamente casuale con una certa dispersione associata a ciascun valore medio. Tecniche probabilistiche sono raccomandate per una analisi maggiormente precisa, (si può notare che le aree di ugual densità ottenute col metodo Schmidt non sono in accordo con la teoria della probabilità poiché i poli sono contati più di una volta).

La Fig. 6 illustra l'uso del reticolo equiarea, sia con poli che con cerchi meridiani, per rappresentare tipici problemi di geomeccanica, come la stabilità di un pendio. I metodi di proiezione stereografica sono di grande importanza laddove la stabilità dipende dalla orientazione mutua dei sistemi di discontinuità e delle superfici libere delle strutture.

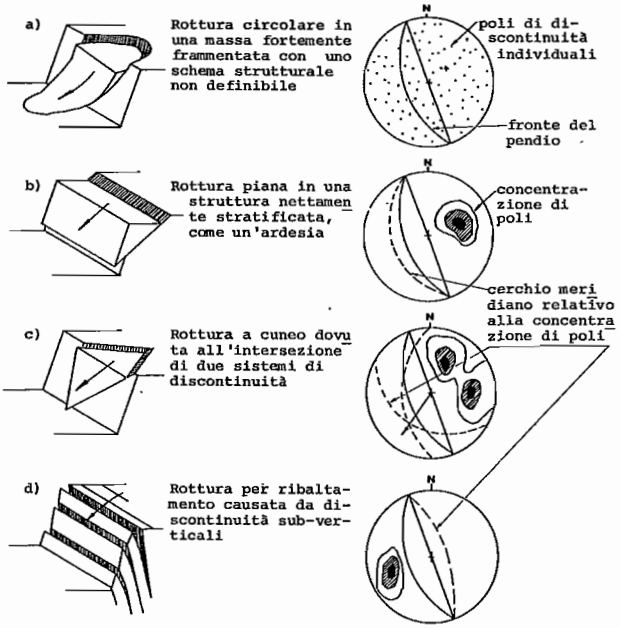

Fig. 6 - Rappresentazione di dati strutturali relativi a quattro possibili modalità di cedimento di un pendio, riportati su stereogrammi equi-area equatoriali come poli e cerchi meridiani [3].

BIBLIOGRAFIA

ROCHA M., BARROSO M. (1971) - *Some applications of the new integral sampling method in rock masses.* Symposium of ISRM on Rock Fracture, Nancy, Paper 1-21, 12 p.

PINCUS H. J. (1953) - *The analysis of aggregates of orientation data in the earth sciences.* J. Geol., n. 61, pp. 482-509.

HOCK E., BRAY J. (1974) - *Rock Slope Engineering.* The Institution of Mining and Metallurgy, London, 309 p.

BADGLEY P. C. (1959) - *Structural Methods for Exploration Geologists.* Harper Brothers, New York, 280 p.

HODGSON R. A. (1961) - *Regional study of jointing in the Comb Ridge-Navajo Mountain area, Arizona and Utah.* Bull. Am. Ass. Petrol. Geol. n. 45, pp. 1-38.

JOHN K. W. (1962) - *An approach to Rock Mechanics.* J. Soil Mech. Fdns Dir. Am. Soc. Civ. Engrs., SM4, pp. 1-30.

MULLER L. (1963) - *Der Felsbau.* Ferdinand Enke-Verlag, Stuttgart, 624 p.

TURNER F. J., WEISS L. E. (1963) - *Structural Analysis of Metamorphic Tectonites.* McGraw-Hill, New York, 545 p.

PINCUS H. J. (1965) - *A procedure for rapid plotting of point diagrams.* J. Geol. Educ., vol. XIII, 7-8.
TERZAGHI R. D. (1965) - *Sources of error in joint surveys.* Géotechnique, n. 15, pp. 287-304.
NICKELSEN R. P., HOUGH V. N. D. (1967) - *Jointing in the Appalachian Plateau of Pennsylvania.* Bull. Geol. Soc. Am., n. 78, pp. 609-630.
JOHN K. W. (1968) - *Graphical stability of slopes in jointed rock.* J. Soil Mech. Fdns Div. Am. Soc. Civ. Engrs., n. 94, SM2, pp. 497-526, with discussion and closure in n. 95, SM6, 1969, pp. 1541-1545.
BROADBENT C. D., RIPPERE K. H. (1971) - *Fracture studies at the Kimberley Pit.* Proc. Symposium on Planning Open Pit Mines, Johannesburg, 1970, Balkema, Amsterdam, pp. 171-179.
PATTON F. D., DEERE D. U. (1971) - *Significant geological factors in rock slope stability.* Symposium on Planning Open Pit Mines, Johannesburg, 1970. Balkema, Amsterdam, pp. 143-151.
PHILLIPS F. C. (1971) - *The Use of Stereographic Projections in Structural Geology.* Edwards Arnold, London, 3rd ed., 90 p.
PITEAU D. R. (1971) - *Geological factors significant to the stability of slopes cut in rock.* Symposium on Planning Open Pit Mines, Johannesburg, 1970, Balkema, Amsterdam, pp. 33-53.
ROBERTSON A. MACG. (1971) - *The interpretation of geological factors for use in slope theory.* Symposium on Planning Open Pit Mines, Johannesburg, 1970, Balkema, Amsterdam, pp. 55-71.
KNILL J. L. (1972) - *The engineering geology of the Cruachan underground power station.* Engng Geol., n. 6, pp. 289-312.
BABCOCK E. A. (1973) - *Regional jointing in Southern Alberta.* Can. J. Earth Sci., n. 10, pp. 1769-1781.
PINCUS H. J. (1973) - *Note: A modified transit for measuring strike on the underside of surfaces.* Int. J. Rock Mech. Min. Sci., n. 10, pp. 83-84.
PITEAU D. R. (1973) - *Characterizing and extrapolating rock properties in engineering practice.* Rock Mechanics, Springer-Verlag, Suppl. 2, pp. 5-31.
BOLSTEAD D. D., MAHTAB M. A. (1974) - *A Bureau of Mines direct reading azimuth protractor.* USBM, Information Circular 8617, 7 p.
CORDING E. J., MAHAR J. W. (1974) - *The effect of natural geologie discontinuities on behaviour of rock in tunnels.* Proc. 2nd. North American Rapid Excavation and Tunneling Conference, San Francisco, vol. I, Chap. 12, pp. 107-138.
POSCH R. (1974) - *Bermekanikk.* Geoteknik, Ed. S. Hansbo, Almqvist, Wiksell, Stockholm, 236 p.
CRUDEN D. M. (1976) - *A composite net for rock slope stability.* Q. Jl. Engng. Geol., n. 9, pp. 119-124.
GOODMAN R. E. (1976) - *Methods of Geological Engineering in Discontinuous Rocks.* West Publishing, N.Y., p. 472.

(B) METODO FOTOGRAMMETRICO

a) Questa tecnica cartografica di rilievo delle discontinuità utilizza la fotogrammetria per determinare le coordinate di almeno 4 punti di ogni visibile piano di discontinuità, definendosi così la giacitura dei piani dati. Piani ampi possono spesso essere tracciati con buona precisione con la tecnica fotogrammetrica, ma la precisione diminuisce rapidamente con il decrescere dell'estensione visibile del piano.
b) Il metodo è solitamente economico solo se è richiesta la giacitura di un gran numero di discontinuità. Comunque, vi sono casi in cui la fotogrammetria è la sola alternativa pratica; per esempio se la superficie della roccia è in vicinanza di anomalie magnetiche o se il fronte di roccia è instabile e/o inaccessibile.
c) Il successivo elenco di apparecchiature e procedure si deve intendere come un'introduzione a questa tecnica. I potenziali fruitori dovranno quindi consultare le note dettagliate elencate in bibliografia.

Strumentazione

a) Strumentazioni per eseguire il rilievo ricognitivo: squadro a specchi, livelletto di Abney, alidada e planimetria di ricognizione montata su una superficie piana.
b) Fototeodolite e treppiede. Un fototedolite è un teodolite con una macchina fotografica di rilevamento posta fra i cerchi superiore ed inferiore. La macchina fotografica è dotata di marche fiduciali e di una lente con caratteristiche di distorsione trascurabili. Sono necessari sei vertici di appoggio per delimitare la supeficie della roccia da fotografare. Per essere chiaramente visibili nel modello stereoscopico le loro dimensioni minime dovrebbero essere 1/400 della distanza dalla superficie rocciosa. Il loro colore dovrebbe fornire il massimo contrasto con la roccia quando si usa fotografia in bianco e nero. Sono inoltre necessarie lastre fotografiche, attrezzature per lo sviluppo fotografico (sul luogo, se possibile, per controllare l'esposizione della foto eseguite) ed un esposimetro.
c) Strumentazioni per il rilievo dei vertici di appoggio: treppiede, sostegno a tre bracci, mire a treppiede, filo a piombo, stadia orizzontale.
d) Strumenti per il disegno stereoscopico o stereocomparatore, con equipaggiamento di registrazione automatica (per es. con nastro perforato). Questa apparecchiatura è normalmente utilizzata da un operatore specializzato.

Procedura

a) Ricognizione. Lo scopo della ricognizione è di determinare le posizioni adatte per entrembe le macchine fotografiche e per i bersagli di controllo sul fronte (Figure 7 e 8). L'altezza del fronte da rilevare, la precisione richiesta, gli angoli di campo verticali ed orizzontali delle macchine fotografiche e la loro inclinazione devono essere predeterminati prima di eseguire le fotografie. In molti casi esistono limiti fisici imposti dal luogo stesso, come illustrato in Fig. 9. I risultati migliori si ottengono se gli assi delle macchine fotografiche sono pressoché ortogonali alla superficie da rilevare.
b) Fotografia. Il fototeodolite è posto su uno dei

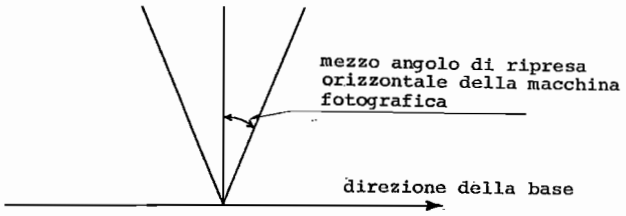

Fig. 7 - Schema di rilievo rappresentato su una superficie piana.

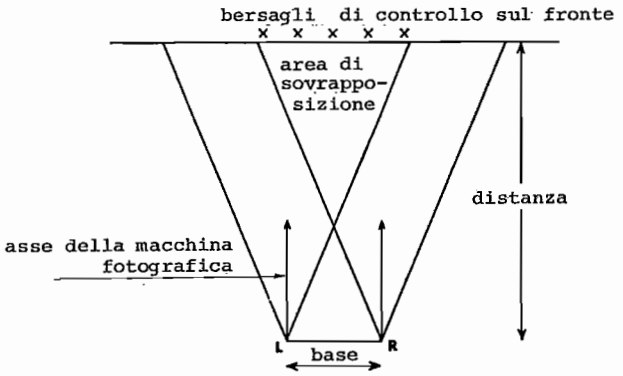

Fig. 8 - Sistemazione delle apparecchiature di ripresa per ottenere fotografie stereoscopiche.

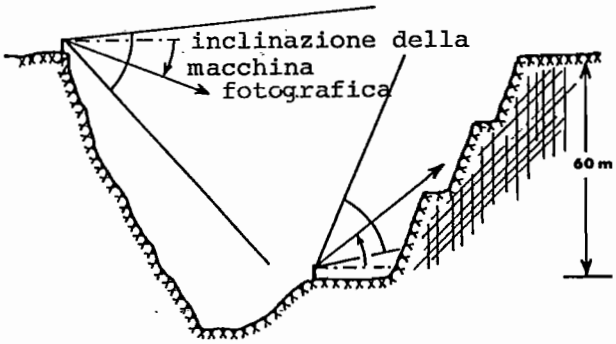

Fig. 9 - Due soluzioni alternative per la ripresa in un sito difficile.

treppiedi della linea di base, con una mira intercambiabile sull'altro. Lo strumento è poi messo in piano, la macchina fotografica viene inclinata, si predispongono il tempo di posa e l'apertura di diaframma e si carica la pellicola. La macchina fotografica è orientata ad angolo retto rispetto al teodolite, e con il cannocchiale viene collimata l'altra stazione. Si scatta quindi la foto con l'asse della macchina normale alla base. Il fototeodolite e la mira sono poi reciprocamente scambiati di posizione sulle stazioni della linea di base ed il procedimento viene ripetuto. Si raccomanda di sviluppare le fotografie in un ambiente adatto, cosicché, se le foto non possiedono i requisiti di qualità richiesti per l'analisi fotogrammetrica, la ripresa possa essere ripetuta prima di rimuovere la macchina fotografica e le mire. È poi preferibile completare tutte le riprese nel minor tempo possibile per evitare differenze di ombra sulla coppia di fotografie steroscopiche.

c) Rilievo dei vertici di appoggio. Dopo aver eseguito le fotografie, si deve eseguire un rilievo topografico per determinare le coordinate di almeno quattro vertici compresi nell'area di rilievo. La macchina fotografica può essere rimossa dal teodolite e si rilevano le necessarie misure degli angoli da ogni estremità della linea di base. Generalmente si eseguono due strati di angoli sia orizzontali sia verticali, sui vertici di appoggio e ad altri tre caposaldi le cui coordinate siano note. Da queste ultime osservazioni le coordinate della macchina fotografica possono essere determinate per intersezione. La linea di base è misurata ponendo una stadia orizzontale intercambiabile su un supporto a tre bracci, ed osservandola dall'altra stazione. La distanza è calcolata dall'angolo sotteso dalle mire. Questo procedimento è attuato, per controllo, da entrambe le estremità della linea di base. Si deve prevedere almeno una giornata di lavoro di campagna per ogni coppia di foto stereoscopiche. La linea di base può essere successivamente estesa ad una serie di stazioni fotografiche consecutive se l'area del rilievo ottenuta con una coppia di foto è insufficiente a coprire l'intera superficie di roccia da rilevare.

d) Informazioni sul rilievo topografico. L'esatta forma delle informazioni sul rilievo topografico dipende dal programma che sarà usato per analizzare i risultati. Generalmente, se le osservazioni con il teodolite sono state eseguite nella stessa posizione come per la fotografia, le informazioni fornite dal rilievo topografico consistono nella determinazione delle coordinate del teodolite e nelle misure angolari, orizzontali e verticali, eseguite col teodolite verso i vertici di appoggio, ridotte e mediate nel modo appropriato.

e) Istruzioni per il fotogrammetrista. È conveniente lavorare in forma routinaria cosicché le informazioni possono essere in seguito trattate con un computer. È opportuno riportare note dettagliate per il fotogrammetrista ed eseguire una fotografia ingrandita della zona di rilievo. Possono essere richieste le seguenti informazioni:
   - aree di discontinuità e altre superfici, indicate sulla fotografia ingrandita, di cui si richiede la giacitura per un'analisi statistica, ad es. per riportarla su stereogrammi;
   - particolari discontinuità e piani, identificati singolarmente sulla foto ingrandita, per i quali la posizione, la giacitura e l'estensione sono richieste con maggior precisione, come ad es. per usarle in una analisi di stabilità. Generalmente sono sufficienti fino a una decina di punti per piano per definire queste strutture.

f) Procedura di osservazione. Solitamente si osser-

vano direttamente i negativi ma, se preferibile per l'osservatore, si possono eseguire diapositive. Un operatore non abituato all'osservazione di discontinuità solitamente ha bisogno di alcune ore di pratica. Sono richieste le coordinate di almeno 4 punti per ogni piano visibile. Ogni punto è perforato su nastro in un medesimo formato e consiste in un elemento identificatore seguito dalle coordinate x, y e z del punto. Normalmente tutti i punti relativi ad una particolare discontinuità hanno lo stesso elemento identificatore. L'operatore procede così di punto in punto, di discontinuità in discontinuità e di area in area. All'incirca il 10% delle maggiori discontinuità sono individuate e indicate sulla foto ingrandita per facilitare l'interpretazione dell'ingegnere-geologo. È necessario che l'operatore esegua un certo numero di controlli indipendenti sul terreno per verificare la precisione delle sue osservazioni. Ciò potrà rivelare eventuali errori.

g) Calcolo. Le informazioni richieste consistono nei dati del rilievo topografico di controllo (c) e del nastro fotogrammetrico perforato (f). In sostanza, i calcoli al computer consistono nella trasformazione delle coordinate di un vertice in coordinate terreno e nel preparare la matrice di trasformazione.
I piani sono divisi in gruppi di punti col metodo dei minimi quadrati ed i coseni direttori sono determinati da una matrice a coefficienti simmetrici e successivamente trasformati con la matrice di trasformazione. I piani possono allora essere descritti in termini di direzione d'immersione ed inclinazione. L'ultima parte della fase di calcolo prevede il calcolo degli errori probabili. Particolari tecniche sono utilizzate per stimare i massimi errori possibili nell'inclinazione e direzione di immersione per ogni discontinuità [1].

Osservazioni

a) In ogni sistema fotogrammetrico si devono considerare le seguenti fonti di errore: pellicole, macchine fotografiche, attrezzature di disegno, metodi di registrazione, rilievo topografico di controllo, curvatura terrestre, rifrazione atmosferica, operatore agli strumenti. Comparate con le altre fonti di errore, gli errori causati dall'operatore sono molto significativi. Questi sono principalmente dovuti alle limitazioni nella percezione stereoscopica dell'operatore e a errori di interpretazione. L'operatore deve prendere decisioni arbitrarie sul posizionamento della marca di riferimento dello strumento se le immagini delle discontinuità sono poco definite. Questi errori operativi possono solitamente essere tenuti a livelli tollerabili adottando grandi rapporti base/distanza.

b) In rocce fortemente alterate o corrose può essere difficile distinguere discontinuità e strutture geologiche persino con un'ispezione ravvicinata. In tali casi la fotogrammetria è evidentemente di scarsa utilità. Talvolta si trovano discontinuità molto rugose o molto incurvate e la possibilità di assegnare loro un piano di giacitura può essere discutibile. L'errore nel posizionamento di un piano può essere trascurabile per discontinuità che definiscono piani quasi perfetti con qualsiasi orientamento e per piani normali all'asse della macchina fotografica qualunque sia la loro rugosità. Comunque, l'errore può essere significativo per piani di forma molto irregolare che si trovino in posizione marginale sulle immagini fotografiche. Ciò è particolarmente vero per discontinuità la cui direzione sia all'interno di 5° rispetto alla direzione dell'asse della macchina fotografica. Se la fotogrammetria è la tecnica più conveniente per eseguire il rilievo, allora è opportuno eseguire più riprese da diverse direzioni per rilevare tutte le discontinuità presenti in un fronte. In alternativa, le discontinuità marginali possono essere rilevate in modo convenzionale così da rendere completo il reticolo stereografico equi-area.

c) Una grande quantità di informazioni utili possono essere ottenuti con la tecnica fotogrammetrica, oltre ai dati di giacitura. Per esempio, si possono disegnare i profili delle superfici rocciose per stimare i volumi complessivi interessati dalle analisi di stabilità. Se la distanza tra la macchina fotografica e il fronte è ragionevole, si possono ottenere i profili di rugosità di ciascuna discontinuità e ciò può essere utilizzato nella stima della resistenza a taglio. Si possono inoltre determinare la spaziatura fra i giunti di un sistema e la persistenza delle discontinuità. Ancora, fotografie stereoscopiche eseguite in differenti fasi dello sviluppo di un progetto (ad es. il fronte di scavo di una coltivazione a giorno) forniscono una registrazione visiva che può essere utile per estrapolare le principali strutture geologiche.

Presentazione dei risultati

Alcuni metodi per la presentazione dei dati di giacitura possono trovarsi al punto (A) Metodo della bussola e del clinometro.

Il numero notevole di dati di giacitura che può ottenersi con la fotogrammetria richiede un trattamento

statistico. Un primo passo nella presentazione dei risultati è il tracciamento dei poli in un reticolo equiarea.

BIBLIOGRAFIA

ROSS-BROWN D. M., WICKENS E. H., MARKLAND J. T. (1973) - *Terrestial photogrammetry in open pits: 2-an aid to geological mapping.* Trans. Inst. Min. Metall, Section A, Min. Industry, n. 82, pp. A115-A130.

LINKWITZ K. (1963) - *Terrestrisch-photogrammetrische Kluftmessung.* Rock Mech. Engng Geol., n. 1, pp. 152-159.

TERZAGHI R. D. (1965) - *Sources of error in joint surveys.* Géotechnique, n. 15, pp. 287-304.

SAVAGE J. F. (1965) - *Terrestial Photogrammetry for Geological Purposes.* International Training Centre for Aerial Survey Publication, Series B, n. 33, pp. 41-53.

THOMPSON M. M. (Ed.) (1966) - *Manual of Photogrammetry.* American Soc. of Photogramm., Falls Church, Virginia.

RENGERS N. (1967) - *Terrestial photogrammetry: a valuable tool for engineering geological purposes.* Rock Mech. Engng Geol., n. 5, pp. 150-154.

CALDER P. N., BAUER A., MACDOUGALL A. R. (1970) - *Stereophotography and open pit mine design.* 72nd Annual Meeting Can. Inst. Min. Metall., April, Preprint.

WICKENS E. H., BARTON N. R. (1971) - *The application of photogrammetry to the stability of excavated rock slopes.* Photogram. Rec. 7(37), April, pp. 46-54.

ROSS-BROWN D. M., ATKINSON K. B. (1972) - *Terrestial photogrammetry in open pits: 1-description and use of the phototheodolite in mine surveying.* Trans. Inst. Min. Metall. Sect. A, Min. Industry, n. 81, pp. A205-A213.

ROSS-BROWN D. M. (1973) - *Aspects of slope design in open pit mining.* PhD. Thesis, University of London.

2. Spaziatura

Scopo

a) La spaziatura di discontinuità adiacenti condiziona in modo sostanziale le dimensioni di singoli blocchi di roccia integra. Sistemi di discontinuità assai ravvicinate tendono a dare condizioni di bassa coesione nella massa, mentre quelli che hanno una larga spaziatura tendono a produrre condizioni d'interdipendenza tra i blocchi. Questi effetti dipendono dalla persistenza delle singole continuità.

b) In casi eccezionali una spaziatura stretta può modificare la modalità di rottura di una massa rocciosa da quella di traslazione a quella circolare o perfino a quella di flusso (ad es. una zona di scorrimento tipo «cubetti di zucchero» nella quarzite). Con una spaziatura eccezionalmente stretta l'orientazione ha poca importanza, poiché la rottura può aver luogo con rotazione o rotolamento di piccoli frammenti rocciosi.

c) Come nel caso dell'orientazione, l'importanza della spaziatura aumenta quando sono presenti altre condizioni per la deformazione: ad es. bassa resistenza a taglio ed un sufficiente numero di discontinuità o sistemi di fessure tali da causare uno scorrimento.

d) La spaziatura di discontinuità isolate e di sistemi di discontinuità ha una grande influenza sulla permeabilità della massa rocciosa e le caratteristiche di filtrazione. In genere la conducibilità idraulica di un dato sistema sarà inversamente proporzionale alla spaziatura, se sono comparabili le aperture dei singoli giunti.

Strumentazione

a) Rotella metrica di almeno 3 m di lunghezza, graduata in mm;

b) bussola e clinometro.

Procedura

a) Quando è possibile, la rotella metrica dovrebbe essere posta sulla superficie esposta in modo tale che la traccia superficiale delle discontinuità da

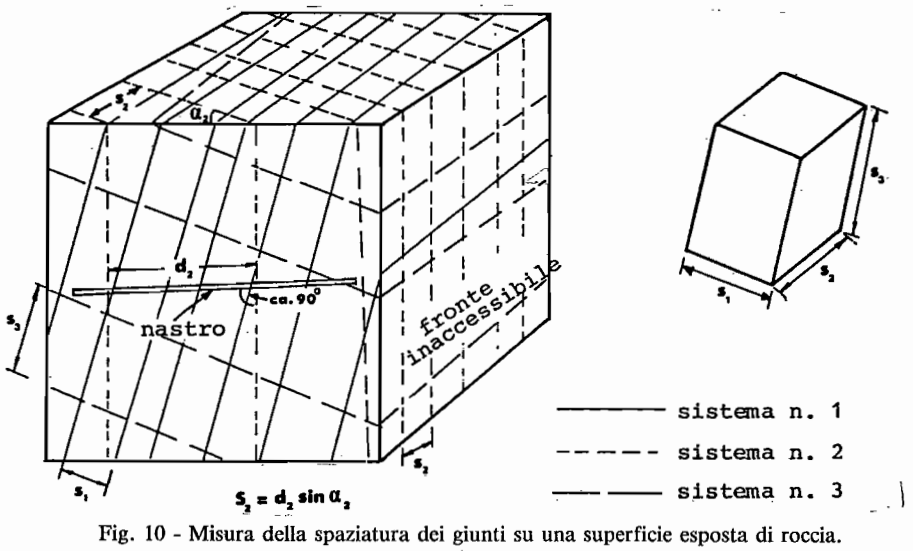

Fig. 10 - Misura della spaziatura dei giunti su una superficie esposta di roccia.

misurare sia circa ortogonale al nastro. Se così non è sarà necessario apportare una correzione per ottenere la vera spaziatura.

b) Si misurano tutte le distanze «d» fra le discontinuità adiacenti che si trovano sulla lunghezza di almeno 3 m (o sullo spessore della roccia osservata, se questo è minore di 3 m). La base di misura dovrebbe essere preferibilmente 10 volte più grande della spaziatura stimata. Le distanze «d» dovrebbero essere misurate con un'approssimazione del 5%.

c) Il più piccolo angolo «α» fra il nastro di misura ed il sistema di giunti osservato è misurato con una bussola con l'approssimazione di 5°.

d) Il valore modale della spaziatura è calcolato con l'equazione:

$$S = d_m \cdot \sin\alpha$$

dove d_m è il valore modale della distanza misurata. È conveniente presentare la variazione dei valori di spaziatura con un istogramma come illustrato in Fig. 11.

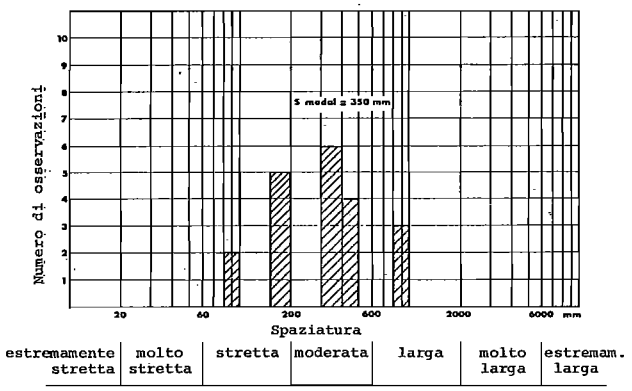

Fig. 11 - Istogramma ove si evidenziano i valori modali, minimo e massimo della spaziatura ottenuti per un sistema di discontinuità. Alla base del diagramma sono indicati i termini descrittivi suggeriti.

Osservazioni

a) L'uso della rotella metrica e della bussola è espressamente raccomandato, ma non è essenziale se il rilevatore è esperto nel rilevare queste misure con una valutazione visiva. Ciò dipenderà dal grado di precisione richiesto. Si deve considerare che discontinuità come i giunti non possono essere sufficientemente parallele in un dato sistema da giustificare una grande precisione.

b) Il valore medio di singole spaziature (S_1, S_2, ecc.) rappresenta la dimensione media di tipici blocchi rocciosi se è supposta una notevole persistenza. Altri metodi per rappresentare la dimensione dei blocchi a partire dalle osservazioni della spaziatura sono dati al paragrafo 10, «Dimensione dei blocchi».

c) In un dato sistema di discontinuità, dominii strutturali con analoga riconoscibile spaziatura possono essere considerati separatamente dalla roccia più massiva che contiene poche discontinuità largamente spaziate. Diagrammi a blocchi (Fig. 2b) od istogrammi (Fig. 11) possono essere usati per indicare questo tipo di variabilità.

d) In genere, fratture causate dall'esplosivo non dovrebbero essere considerate quando si misura la spaziatura delle discontinuità.

e) Nei casi in cui le superfici rocciose esposte sono di limitata estensione od assenti, le tecniche di rifrazione sismica possono essere usate per stimare la spaziatura nei primi 20-30 m di profondità. Molti ricercatori hanno trovato una relazione abbastanza attendibile fra la frequenza (numero di discontinuità per metro) e la velocità V_P dell'onda longitudinale o di compressione (P).

f) La spaziatura o la frequenza di discontinuità può essere anche determinata da analisi di carote di perforazione e con tecniche di controllo visivo dei fori con telecamere da foro, macchine fotografiche e sonde ottiche (vedere paragr. 11, «Carote di sondaggio», per i dettagli).

Presentazione dei risultati

a) La minima e la massima spaziatura e il valore modale (S_{min}, S_{max}, S) dovrebbero essere calcolate per ogni sistema di discontinuità. Le distribuzioni possono essere convenientemente presentate mediante istogrammi, per ciascun sistema (Fig. 11). Può essere usata la seguente terminologia:

Descrizione	*Spaziatura*
spaziatura estremamente stretta	< 20 mm
spaziatura molto stretta	20-60 mm
spaziatura stretta	60-200 mm
spaziatura moderata	200-600 mm
spaziatura larga	600-2000 mm
spaziatura molto larga	2000-6000 mm
spaziatura estremamente larga	> 6000 mm

b) Un metodo conveniente per presentare un grande numero di misure di spaziatura, per cui può essere richiesto uno studio statistico, è l'uso di istogrammi per ogni sistema di discontinuità. Curve di frequenza per ogni sistema possono essere tracciate sullo stesso diagramma dando un'immediata impressione dei rispettivi valori modali e delle dispersioni (usare il valore medio al posto del valore modale può essere di aiuto nei casi difficili ove vi siano valori modali multipli o scarsamente definiti, oppure ove si presentano valori modali di spaziature molto bassi; ad es., con distribuzioni esponenziali negative).

La spaziatura può essere anche espressa all'inverso, ad es. come numero di discontinuità per metro. Questo termine è denominato «frequenza».

BIBLIOGRAFIA

TERZAGHI R. 1965) - *Sources of error in joint surveys.* Géotechnique, n. 15, pp. 287-304.

WAEVER R., CALL R. D. (1965) - *Computer estimation of oriented fracture set intensity.* Reprint Symp. on Computers in Mining and Exploration, Tucson, Arizona, 17 p.

DA SILVERIA A. F., RODRIGUES F. P., GROSSMAN N. F., MENDES F. (1966) - *Qualitative characterization of the geometric parameters of jointing in rock masses.* Proc. Ist. Congress of the Int. Soc. Rock Mech., Lisbon, vol. I, pp. 225-233.

HALSTEAD P. N., CALL R. D., RIPPERE K. H. (1968) - *Geological structural analysis for open pit slope design, Kimberley pit, Ely, Nevada.* Reprint, Annual AIME Meeting, New York, 25 p.

WARD W. H, BURLAND J. B., GALLOIS R. W. (1968) - *Geotechnical assessment of a site at Mundford, Norfolk, for a large proton accelerator.* Géotechnique, n. 18, pp. 399-431.

BROADBENT C. D., RIPPERE K. H. (1971) - *Fracture studies at the Kimberley pit.* Proc. Symp. on Planning Open Pit Mines, Johannesburg, 1970, Balkema, Amsterdam, pp. 171-179.

PITEAU D. R. (1971) - *Geological factors significant to the stability of slopes cut in rock.* Proc. Symp. on Planning Open Pit Mines. Johannesburg, 1970, Balkema, Amsterdam, pp. 33-53.

ROBERTSON A. MACG. (1971) - *The interpretation of geological factors for use in slope theory.* Proc. Symp. on Planning Open Pit Mines, Johannesburg, 1970, Balkema, Amsterdam, pp. 55-71.

GRAINGER P., MCCANN D. M., GALLOIS R. W. (1973) - *The application of the seismic refraction technique to the study of fracturing of the Middle Chalk at Mundford, Norfolk.* Géotechnique, n. 23, pp. 219-232.

PITEAU D. R. (1973) - *Characterizing and extrapolating rock properties in engineering practice.* Rock Mechanics, Springer-Verlag, Suppl. 2, pp. 5-31.

PRIEST S. D., HUDSON J. A. (1976) - *Discontinuity spacings in rock.* Int. J. Rock Mech. Min. Sci., Geomech. Abstr., n. 13, pp. 135-148.

3. Persistenza

Scopo

a) La persistenza rappresenta l'estenzione areale o la dimensione di una discontinuità entro un piano. Può essere approssimativamente quantificata osservando le lunghezze delle tracce di discontinuità sulla superficie esposta. Questo è uno dei parametri più importanti che riguardano le masse rocciose, ma è anche uno dei più difficili da quantificare.

b) Le discontinuità di un particolare sistema possono essere spesso più estese di quelle di un altro sistema. I sistemi minori, quindi, tenderanno a terminare contro le prime oppure nella roccia stessa.

c) Nel caso di pendii di roccia e fondazioni di dighe è della massima importanza cercare di stabilire il grado di persistenza di quelle discontinuità che sono orientate in modo sfavorevole per la stabilità. Il grado con il quale le discontinuità continuano all'interno di blocchi di roccia adiacenti, senza estinguersi nella roccia o contro altre discontinuità, determina il grado di possibilità con il quale la rottura della roccia intatta verrebbe coinvolta in un eventuale cedimento della struttura. Forse in modo più appropriato, la persistenza definisce il grado di possibilità con cui si verificherebbe uno scivolamento tra discontinuità adiacenti allo svilupparsi di una superficie di cedimento. La persistenza inoltre è della massima importanza per lo sviluppo di rotture di trazione dietro la sommità di un pendio.

d) Nel caso di scavo di gallerie, un cedimento può essere un caso abbastanza localizzato, ed una persistenza limitata a pochi blocchi può essere l'unico requisito necessario se altre condizioni sono compatibili con il cedimento, ad esempio la presenza di fratture levigate o riempite di argilla o di almeno tre sistemi. Discontinuità piane, che non presentano interruzioni per una lunghezza di 5-10 m, possono essere determinanti ai fini della stabilità nello scavo di una galleria, mentre possono avere minore importanza nel caso di un pendio di 100 m di roccia o della spalla di una grande diga.

e) Spesso le superfici esposte sono piccole rispetto all'area o alla lunghezza di discontinuità persistenti, cosicché la persistenza reale può solamente essere ipotizzata. Meno frequentemente è possibile rilevare la lunghezza dell'immersione e della direzione delle discontinuità esposte e quindi valutare la loro persistenza su un certo piano di una formazione rocciosa utilizzando una teoria probabilistica. Comunque le difficoltà e incertezze connesse alle misurazioni in sito saranno sempre considerevoli per la maggior parte delle rocce esposte prese in esame.

Strumentazione

a) Una rotella metrica della lunghezza di almeno 10 m.

Procedura

a) Ogni affioramento roccioso o dominio strutturale riconosciuto, deve dapprima essere descritto in base alla persistenza relativa dei sistemi di discontinuità presenti. I sistemi di discontinuità possono essere distinti con i termini «persistente», sub-persistente», «non persistente».
Semplici illustrazioni come quelle di Fig. 12 possono dimostrarsi utili nella successiva interpretazione.

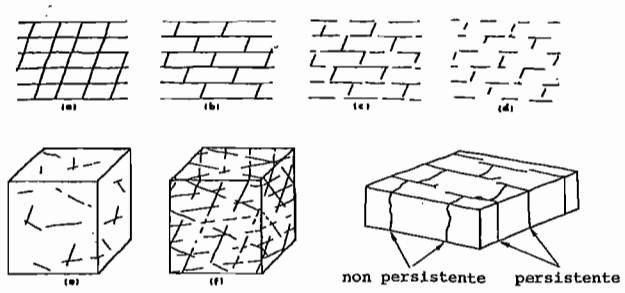

Fig. 12 - Disegni semplificati e diagrammi a blocchi aiutano ad illustrare la relativa persistenza di sistemi diversi di discontinuità. Esempi adattati da [1] e [2].

b) Si deve quindi tentare di misurare le lunghezze delle discontinuità secondo immersione e direzione. Questo può essere impossibile in caso di esposizioni piane limitate. Comunque, nel caso di grandi esposizioni tridimensionali, come in coltivazioni a giorno con fronti curvi e gradonati oppure di scavi sotterranei con intersezione di gallerie, è possibile ottenere validi istogrammi persistenza-frequenza per ogni sistema di discontinuità.

Il valore modale delle lunghezze delle tracce misurate per ogni sistema può essere descritto seguendo lo schema seguente:

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

c) Una comoda procedura di rappresentazione delle lunghezze delle discontinuità è quella di riportare il tipo di terminazione come suggerito dal seguente schema. Le discontinuità che si estendono aldifuori della roccia esposta (x), dovrebbero venire distinte da quelle che terminano nella roccia nell'esposizione (r) e da quelle che terminano contro altre discontinuità nell'esposizione (d). Un sistema di discontinuità che presenta sistematicamente una terminazione del tipo «x» è chiaramente più persistente di un gruppo sub-persistente con terminazioni predominanti del tipo «d». Discontinuità non persistenti presenteranno prevalentemente terminazioni del tipo «r».

d) I dati di terminazione (x, r oppure d) dovrebbero venire riportati per ciascuna estremità delle discontinuità più importanti insieme con la lunghezza in m (esempio: 8 (dx) = discontinuità della lunghezza di 8 m con una terminazione contro un'altra discontinuità mentre l'altra terminazione non è visibile in quanto si estende oltre il campo di esposizione). È importante specificare le dimensioni dell'area esposta sulla quale si sono eseguite le misurazioni dal momento che questo dato influenzerà ovviamente sia il numero delle osservazioni «x» che le relative lunghezze.

Osservazioni

a) Piteau [3] ha dimostrato che le discontinuità le cui terminazioni siano entrambe visibili sono generalmente più piccole di quelle ove una o nessuna terminazione sia visibile. In un campione di 3844 giunti nella miniera di Nchanga, 1394 (36%) con una lunghezza media di 1,4 m avevano entrambe le terminazioni visibili, 1538 (40%) con una lunghezza media di 2,9 m avevano una terminazione visibile, e 912 (24%) con una lunghezza media di 6,3 m non avevano terminazioni visibili.

b) Analisi sulle lunghezze secondo l'immersione e la direzione, eseguite da Robertson [4], hanno indicato che le discontinuità tendono ad assumere dimensioni approssimativamente isotrope. Qualora terminino nella roccia compatta tenderanno quindi ad assumere un contorno circolare e probabilmente rettilineo quando terminano invece contro altre discontinuità.

c) Test statistici che simulano discontinuità circolari con una distribuzione normale dei diametri e disposte a caso nella massa rocciosa, indicano che la traccia di lunghezza media può variare da poco più piccola a poco più grande del diametro medio [5]. Questo è il risultato della probabilità più alta di intersecare le discontinuità più estese superando il fatto che le lunghezze delle tracce (ad esempio le corde) siano necessariamente più piccole dei diametri.

d) Metodi statistici possono essere usati per analizzare le massime estensioni delle discontinuità. Con tali tecniche è possibile valutare il presunto intervallo di ricorrenza per una lunghezza specifica. Inoltre è possibile valutare la probabilità media di incontrare in una parte della massa rocciosa una discontinuità che superi una certa lunghezza. Per esempio, se dopo le analisi si scopre che le discontinuità principali con una lunghezza, secondo la direzione, di 50 m o più sono distanziate in media di 150 m, è possibile valutare la probabilità di trovare lunghezze, secondo la direzione, di 50 m o più in ogni intervallo di 100 m misurato normalmente alla direzione. La probabilità e pari a 100/150 = 0,66. Se è conosciuta la distribuzione completa delle persistenze (procedura «b»), la probabilità del manifestarsi di una discontinuità di una certa estensione può essere valutata in base a valori statistici. Un utile esempio della sua applicazione alla stabilità di pendii rocciosi è dato da McMahon [6]. È da notare che la cattiva specificazione del limite infe-

riore della distribuzione dell'estensione (inevitabile se vengono ignorate le discontinuità più piccole) porta ad una sottostima della frequenza delle discontinuità e ad una sovrastima della loro estensione.

e) Il termine qualitativo di «persistenza» può in teoria venire quantificato definendolo come la percentuale dell'area totale di un piano attraverso la massa rocciosa che è formato da discontinuità coincidenti (complanari) con questo piano di riferimento. In pratica le ondulazioni della maggior parte delle discontinuità inficiano questa precisa interpretazione. Una alternativa pratica è quella di selezionare una fascia di larghezza uguale alla spaziatura media fra le discontinuità di un particolare sistema e di valutare la persistenza entro questa fascia di riferimento. Dal momento che, su base probabilistica, ci si attenderebbe una sola discontinuità in questa fascia, si ottiene una stima di persistenza un pò più realistica.

f) Nell'accertarsi della persistenza dei vari sistemi di discontinuità, è importante esaminare la possibilità del formarsi di una superficie di frattura a scalini, come il lustrato dai modi di frattura (2) e (3) di Fig. 13. Questo modo di frattura può verificarsi tendenzialmente quando il sistema interessato dal movimento trasversale ha una persistenza minore del 100%. Scivolamenti si svilupperanno in modo tale che una minima percentuale della superficie di rottura risultante passi attraverso la matrice rocciosa. La persistenza di una superficie di scorrimento potenziale sarà di norma più alta di quella lungo piani o fasce parallele a un singolo sistema, a meno che queste ultime non abbiano una persistenza del 100%.

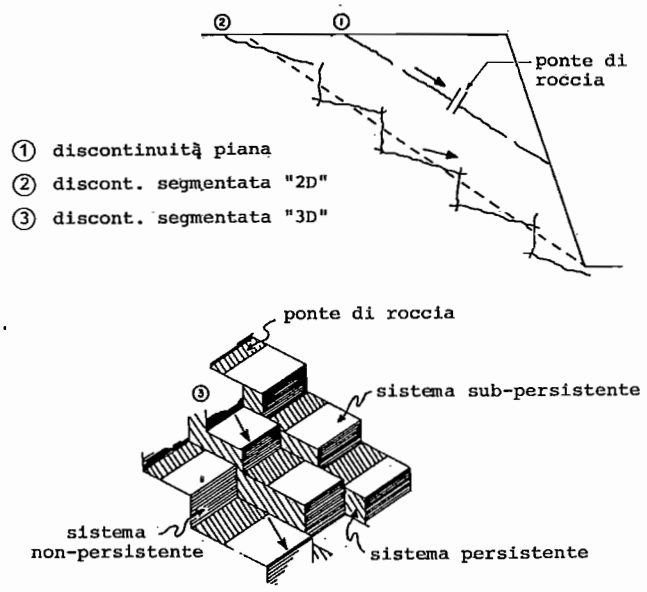

Fig. 13 - Esempi schematici di potenziali superfici di rottura che mostrano l'importanza dei «ponti di roccia» e della «gradinatura delle discontinuità». Esempi adattati da [4] e [7].

g) Nelle stime della persistenza per un certo piano, fasce o superfici specifiche di frattura devono di volta in volta basarsi su un giudizio ingegneristico che deve essere, di proposito, di tipo conservativo (cioè vicino ad una persistenza è del 100%) dal momento che la resistenza al taglio di ponti di roccia rappresenta una percentuale pericolosamente alta della resistenza totale di taglio lungo la superficie di cedimento composta. La resistenza al taglio (coesione) dovuta ad un ponte di roccia può essere valutata dalla seguente relazione derivata dal diagramma di Mohr, assumendo una curva di inviluppo lineare:

$$c = \frac{1}{2}\sqrt{C_o \cdot T_o}$$

dove:

C_o = resistenza a compressione uniassale della roccia intatta.

T_o = resistenza a trazione della roccia intatta.

Se si assume per semplicità $C_o/T_o = 9$, allora la resistenza di coesione è pari ad 1/6 della resistenza a compressione uniassiale.

È più sicuro assumere una persistenza del 100% in caso di dubbio, dal momento che la coesione di cui sopra è di norma di uno o due ordini di grandezza superiore alla resistenza a taglio delle discontinuità.

Presentazione dei risultati

a) II vari sistemi di discontinuità dovrebbero essere definiti come «persistenti», «sub-persistenti» o «non persistenti» in base alla relativa persistenza. Diagrammi a blocchi o fotografie dovrebbero essere preparati di conseguenza.

b) Quando le esposizioni siano di dimensioni rilevanti, si potranno ottenere istogrammi di grandezza-frequenza relativi alle lunghezze delle tracce di ogni sistema di discontinuità. (Questo è necessario se deve essere successivamente applicata la teoria delle probabilità). Devono essere poi quantificate le lunghezze medie delle tracce (sia nel senso della direzione che dell'immersione).

c) I dati riguardanti la terminazione, che sono stati rilevati per ogni discontinuità (ad es., 8 dx) dovrebbero essere presentati sotto forma di un «indice di terminazione» (T_r) per la massa di roccia nel suo complesso o per un certo dominio strutturale. T_r è definito come il rapporto percentuale tra la somma delle terminazioni nella roccia (Σr) e il numero totale di terminazioni ($\Sigma r + \Sigma d + \Sigma x$).

Quest'ultimo e pari a due volte il totale delle discontinuità rilevate dal momento che ognuna di esse ha due terminazioni.

$$T_r = \frac{\Sigma r \cdot 100}{2 \cdot (\text{numero di discontinuità rilevate})} \%$$

(È sperabile che la sistematica raccolta di dati concernenti T_r, con l'applicazione del metodo suggerito dalla ISRM, migliori eventualmente la stima della persistenza).

d) La persistenza di una potenziale superficie di rottura (includendo superfici scalinate) dovrebbe essere valutata, se ciò è utile al progetto in corso. La stima dovrebbe essere arrotondata in eccesso al successivo multiplo di 10% (ad es., 92% diventa 100%).

BIBLIOGRAFIA

MULLER L. (1963) - *Der Felsbau.* Ferdinand-Enke-Verlag, Stuttgart, 624 p.

PRICE N. J. (1966) - *Fault and Joint Development in Brittle and Semibrittle Rock.* Pergamon, Oxford, 176 p.

PITEAU D. R. (1973) - *Characterizing and extrapolating rock joint properties in engineering practice.* Rock Mechanics, Springer-Verlag, Suppl. 2, pp. 5-31.

ROBERTSON A. MACG. (1971) - *The interpretation of geological factors for use in slope theory.* Symp. on Planning Open Pit Mines, Johannesburg, 1970, Balkema, Amsterdam, pp. 55-71.

BARTON C. M. (1976) - *An analysis of rock structure and fabric in the CSA Mine, Cobar, NSW.* CSIRO Division of Applied Geomechanics, Tech. Paper n. 24.

MCMAHON B. K. (1974) - *Design of rock slopes against sliding on preexisting fractures.* Proc. of 3rd. Cong. of Int. Soc. Rock Mech. Denver, Advances in Rock Mechanics, vol. IIB, pp. 803-808.

JENNINGS J. E. (1971) - *A mathematical theory for the calculation of the stability of slopes in open cast mines.* Symp. on Planning Open Pit Mines, Johannesburg, 1970, Balkema, Amsterdam, pp. 87-102.

HODGSON R.A. (1961) - *Regional study of jointing in the Comb. Ridge-Navajo Mountain area, Arizona and Utah.* Bull. Am. Ass. Petrol. Geol., n. 45, pp. 1-38.

JOHN K. W. (1962) - *An approach to rock mechanics.* J. Soil Mech. Fdns Div. Am. Soc. Civ. Engrs, SM4, pp. 1-30.

MCMAHON B. K. (1967) - *Indices related to the mechanical properties of jointed rock.* Proc. of 9th. Symp. on Rock Mech., Status of Practical Rock Mech., Ch. 6, pp. 117-133.

NICKELSEN R. P., HOUGH V. N. D. (1967) - *Jointing in the Appalachian Plateau of Pennsylvania.* Bull. Geol. Soc. Am., n. 78, pp. 609-630.

HALSTEAD P. N., CALL R. D., RIPPERE K. H. (1968) - *Geological structural analysis for open pit slope design.* Kimbley Pit. Ely, Nevada, AIME, Preprint n. 68-Am 85.

PITEAU D. R. (1971) - *Geological factors significant to the stability of slopes cut in rock.* Symp. on Planning Open Pit Mines, Johannesburg, 1970, Balkema, Amsterdam, pp. 33-53.

BABCOCK E. A. (1973) - *Regional jointing in Southern Alberta.* Can. J. Earth Sci., n. 10, pp. 1769-1781.

BERNAIX J. (1973) - *Properties of rock and rock masses. General report.* Proc. 3rd. Cong. Int. Soc. Rock Mech. Denver, Advances in Rock Mechanics, vol. IA, pp. 9-38.

CRUDEN D. M. (1977) - *Describing the size of discontinuities.* Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr, Pergamon, n. 14, pp. 133-137.

4. Rugosità

Scopo

a) L'irregolarità della superficie di una discontinuità è una componente potenzialmente importante per la sua resistenza al taglio, specialmente nel caso di strutture interconnesse e senza spostamenti previi (ad es. fratture senza riempimento). L'importanza della rugosità della superficie diminuisce con l'aumentare dell'apertura, o dello spessore del riempimento, o della misura in cui sono avvenuti spostamenti previi.

b) In termini generali, la rugosità di una discontinuità può essere caratterizzata da un'«ondulazione» (forma in grande scala che, se i lembi della discontinuità sono interconnessi e ben a contatto, provoca la «dilatanza» durante lo scorrimento trasversale, poiché le ondulosità sono troppo ampie per essere tranciate) e da una «rugosità» vera e propria (forma in piccola scala che tende ad essere rotta durante lo scorrimento trasversale a meno che i lembi della discontinuità non possiedano un'alta resistenza e/o il livello di tensione normale sia basso, cosicché la dilatanza può ancora manifestarsi su queste strutture in piccola scala).

c) In pratica l'ondulazione influisce sulla direzione iniziale dello scorrimento a taglio relativo al piano medio di discontinuità, mentre la rugosità influisce sulla resistenza al taglio che potrebbe essere facilmente determinata in laboratorio o con una prova di taglio diretto «in situ» (Fig. 14).

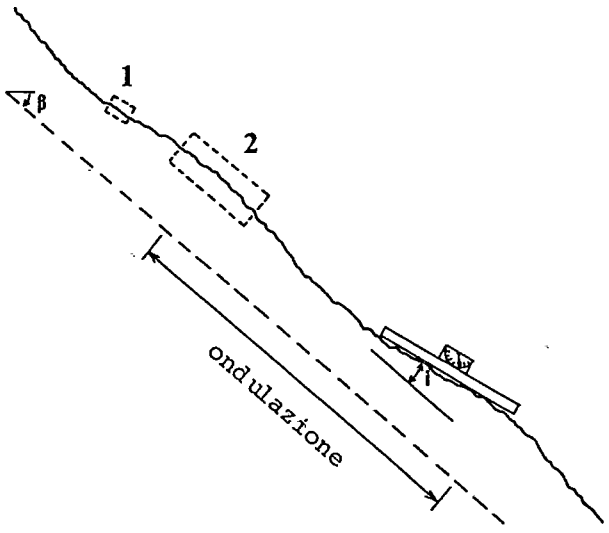

Fig. 14 - Le rugosità in diversa scala delle discontinuità sono determinate con prove su scala differente (1, prova di taglio in laboratorio; 2, prove di taglio in situ). L'ondulazione può essere caratterizzata con l'angolo «i».

d) Qualora si conosca la direzione di scorrimento potenziale, la rugosità può essere rilevata con profili lineari scelti parallelamente a questa direzione. In molti casi la direzione di scorrimento è parallela alla direzione di immersione. Nei casi in cui lo scorrimento è condizionato da due differenti piani di discontinuità intersecantisi, la direzione di potenziale scorrimento è parallela alla linea di intersezione dei piani. Nel caso di stabilità della spalla di una diga ad arco, la direzione dello scorrimento potenziale può avere una rilevante componente orizzontale.

e) Nel caso in cui non si conosca la direzione dello scorrimento potenziale, ma sia molto importante conoscerla, la rugosità può essere misurata in tre dimensioni anziché in due. Ciò può essere fatto con una bussola ed un clinometro a disco. Le letture della inclinazione e della direzione possono essere rese graficamente come poli su reticoli equiarea. In alternativa le superfici di discontinuità possono venire rilevate usando il metodo fotogrammetrico. Questa può risultare un'utile tecnica quando le superfici critiche siano inaccessibili.

f) Scopo di tutti i metodi di misurazione della rugosità è l'eventuale valutazione o calcolo della resistenza al taglio e della dilatanza. I metodi di interpretazione dei profili di rugosità e di stima della resistenza al taglio disponibili attualmente sono illustrati nel successivo punto «*Presentazione dei risultati*.

Strumentazione

a) Il metodo di rilevamento del profilo lineare di una rugosità richiede la seguente strumentazione : 1) asta pieghevole di almeno due metri, graduata in mm; 2) bussola e clinometro; 3) dieci metri di filo sottile o filo di nylon marcato ad intervalli di un metro (in rosso) e di un decimetro (in blu). Le estremità del filo dovrebbero essere attaccate a blocchetti di legno o simili, così da poter essere teso a costituire una linea di riferimento diritta al di sopra del piano di una discontinuità ad ampia ondulazione.

b) Il metodo di rilevamento della rugosità con bussola e clinometro a disco richiede le seguenti attrezzature: 1) una bussola geologica Clar (Breithaupt) con incorporata una livella a bolla orizzontale ed un coperchio girevole unito al corpo principale della bussola mediante una cerniera graduata per misurare l'inclinazione; 2) quattro sottili dischi circolari in lega leggera, di vario diametro (per es. 5, 10, 20, 40 cm), che possono essere fissati di volta in volta al coperchio della bussola [1].

Il metodo fotogrammetrico per il rilievo della rugosità richiede una strumentazione più vasta come descritto nel paragrafo «*Metodo fotogrammetrico*».

Procedura

a) *Profilo lineare*. Le discontinuità vengono scelte in modo tale da essere accessibili e tipiche della superficie di potenziale scorrimento.
A seconda delle dimensioni di ciascun piano, saranno utilizzati l'asta graduata di 2 metri o il filo di 10 metri ponendoli al di sopra del piano della discontinuità parallelamente alla direzione di potenziale scorrimento. Essi dovrebbero essere posti a contatto del punto o dei punti più elevati della discontinuità e dovrebbero essere altresì il più possibile rettilinei. Un sottile strato di plastilina può essere utilizzato per prevenire lo scorrimento dell'asta verso il basso lungo la linea di massima pendenza. La plastilina può essere posta tra l'asta e le creste della discontinuità. Si misurano le distanze (y) sulla perpendicolare tra l'asta (o il filo) e la superficie della discontinuità, con l'approssimazione del mm, per distanze tangenziali (x) date (Fig. 15). È consigliabile essere flessibili nella scelta delle «x», dato che un intervallo regolare (per es. 5 cm) potrebbe far trascurare un piccolo gradino o qualcosa di simile che potrebbe avere importanza nella valutazione della resistenza al taglio. In genere, valori di (x) pari a circa il 2% della lunghezza totale misurata sono sufficienti per avere una misura sostanzialmente buona della rugosità.
Le (x) e le (y) lette sono tabulate insieme all'azimut e all'inclinazione della base di misura. Quest'ultime possono essere differenti dall'orientazione α/β della discontinuità.
I profili tipici della rugosità minima, media e massima vengono rilevati usando il suddetto procedimento. Essi possono essere riferiti ad un intero

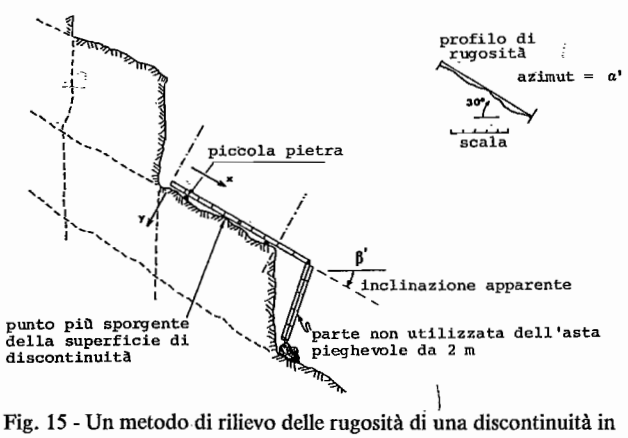

Fig. 15 - Un metodo di rilievo delle rugosità di una discontinuità in due dimensioni, lungo la direzione stimata di potenziale scivolamento.

sistema di discontinuità, ad una discontinuità critica, o a ciascuna superficie misurata, in funzione del grado di dettaglio richiesto.

L'angolo di ondulazione (i), illustrato in Fig. 14, dovrebbe essere misurato con l'asta rigida ed il clinometro, qualora il profilo rilevato sia così corto da non poter includere l'intera ondulazione.

La lunghezza e l'ampiezza approssimativa di un'ondulazione troppo ampia per essere rilevata con il profilo lineare, dovrebbero essere stimate o misurate quando non vi sono problemi di accessibilità.

Fotografie raffiguranti le superfici con rugosità minima, media e massima dovrebbero essere riprese con un regolo di 1 metro posto ben in vista a contatto della superficie in esame.

b) *Bussola e clinometro a disco.* Le discontinuità scelte devono essere tali da essere accessibili e tipiche della superficie di potenziale scivolamento. Gli angoli di rugosità (i) su piccola scala (Fig. 16) si misurano posizionando il disco di maggior diametro (per es. quello di 40 cm di diametro) sulla superficie della discontinuità in almeno 25 posizioni diverse, e registrando sia l'inclinazione che la direzione di massima pendenza per ciascuna posizione. (Si prende in considerazione una superficie almeno dieci volte maggiore di quella del disco di maggior diametro).

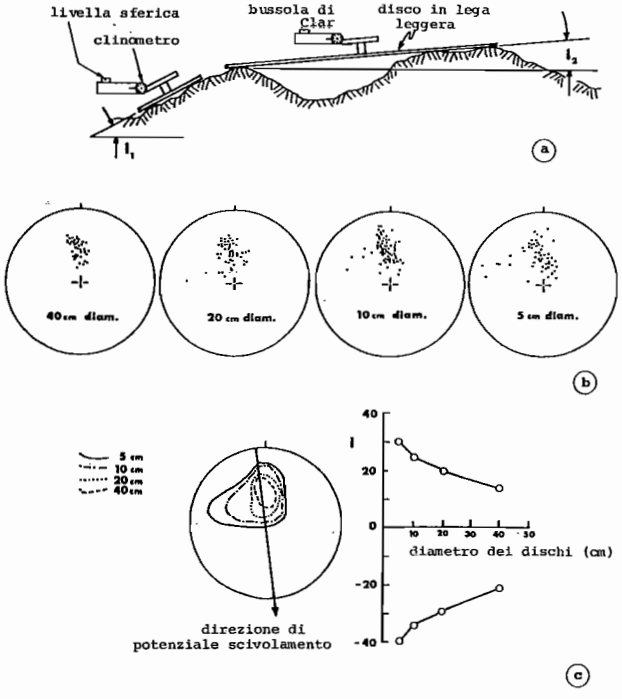

Fig. 16 - Un metodo per il rilievo in tre dimensioni della rugosità di discontinuità, nei casi in cui non è nota a priori la direzione di potenziale scivolamento. Dischi circolari di diametri differenti (ad es. 5, 10, 20 e 40 cm) sono fissati di volta in volta alla bussola clinometrica di Clar. Le letture di inclinazione e direzione di immersione sono poi riportate su uno stereogramma equi-area. Adattato da [1] e [2].

Si ripete questo procedimento per ognuno dei dischi in dotazione. Si può migliorare la precisione globale del rilievo registrando un maggior numero di posizioni con i dischi più piccoli: come, ad esempio, 50 posizioni con il disco del diametro 20 cm, 75 con quello da 10 cm, 100 con quello da 5 cm.

Ciascuna serie di dati sull'inclinazione e immersione verrà riportata separatamente su uno stereogramma equiarea sotto forma di poli e si tracceranno le curve di contorno per ciascun gruppo di poli.

Si dovranno riprendere fotografie delle superfici di minima, media e massima rugosità, ponendo contro le superfici in esame un regolo lungo 1 metro, bene in vista.

c) *Metodo fotogrammetrico.* In casi particolari, si può utilizzare la fotogrammetria terrestre per ottenere le coordinate di numerosi punti delle superfici di discontinuità inaccessibili, usando le tecniche illustrate nel paragrafo «*Metodo fotogrammetrico*». Con questi dati è possibile tracciare dei profili o delle «linee di livello» della superficie rugosa. Gli intervalli minimi delle linee di livello dipenderanno dalla distanza dalla superficie in esame dalla macchina fotografica. In alcuni casi si possono ottenere intervalli minimi di 1 mm, anche se sono più frequenti intervalli di 1 o 5 cm. I profili dovrebbero poi venir tracciati lungo la direzione dello scorrimento potenziale.

Osservazioni

a) *Profilo lineare.* Il regolo graduato in millimetri, impiegato per la misurazione delle distanze perpendicolari (y), deve essere rastremato in punta se si vogliono ottenere maggiori dettagli della rugosità.

Diverse apparecchiature automatiche per il rilievo della rugosità sono descritte nella unita bibliografia [1,3]. La maggior parte di queste sono adatte per ottenere i particolari più minuti della rugosità. Esse, naturalmente, offrono una visione della rugosità molto più accurata di quella che si può ottenere con il metodo qui descritto. Normalmente questa accuratezza non è necessaria per i problemi di meccanica delle rocce.

Fratture o scalini che dividono una superficie di discontinuità in numerosi piani paralleli stanno ad indicare una mancanza di persistenza e dovrebbero essere accuratamente rilevati.

Vi sono molti altri metodi di misurazione della rugosità oltre a quello della profilatura. Ad esempio, la lunghezza e l'ampiezza d'onda delle rugosità superficiali potrebbero venir rilevate per

intervalli di scala diversi, ad esempio < di 1 cm, 1 ÷ 10 cm, 10 ÷ 100 cm, > di 1 metro. In alternativa, per superfici esposte ad ampia ondulazione, il rilievo potrà essere effettuato rapidamente ponendo un'asta rigida (ad es. di 1 metro di lunghezza) a contatto della superficie ad intervalli di 1 m nella direzione di massima pendenza ed annotando l'inclinazione di ogni posizione con un clinometro fissato all'asta. La lunghezza dell'asta può essere variata allo stesso modo indicato per il rilievo con la bussola.

b) *Bussola e clinometro a disco.* I dischi più piccoli danno la massima dispersione delle letture ed anche la massima ampiezza degli angoli di rugosità; mentre con i dischi più grandi si ha la massima dispersione ed i minimi angoli di rugosità.
Il gran numero di misure da eseguire (inclinazione e direzione di immersione per circa 200 posizioni dei dischi) rappresenta un lavoro di almeno un'ora per ogni piano preso in considerazione. Ciò può essere giustificato solo in speciali circostanze. Se è necessario rilevare un gran numero di discontinuità, si raccomanda il metodo fotogrammetrico. In alternativa, qualora sia nota la direzione dello scorrimento potenziale, si consiglia il metodo del *profilo lineare* che riduce la quantità dei dati da raccogliere a quelli relativi alla sola direzione dello scorrimento potenziale.
Per ogni direzione di potenziale scivolamento si possono ottenere gli angoli di massima rugosità per ciascun diametro di disco (Fig. 16). La tangente dell'angolo di massima rugosità moltiplicata per il diametro del disco relativo, fornisce lo spostamento (dilatanza) che avverrà ortogonalmente alla discontinuità per uno spostamento trasversale pari al diametro del disco. In tal modo si usano diverse basi di misura (diametri dei dischi) per ottenere una curva di dilatanza. Ciò fornirà un'immagine reale del processo di spostamento trasversale quando vi sia una rottura minima delle asperità. Il metodo è quindi più adatto allo studio di scorrimenti su giunti in rocce resistenti e con un basso livello di tensione efficace normale. (I setti di rugosità più piccoli del minimo diametro dei dischi non sono considerati influenti nel processo di dilatanza). Per maggiori dettagli esaminare Fecker e Rengers. [1].

c) *Metodo fotogrammetrico.* Le coordinate di punti della superficie di una data discontinuità sono riportate utilizzando una strumentazione per il disegno stereoscopico o uno stereocomparatore con un sistema automatico (ad es., con nastro perforato). I profili di rugosità possono essere disegnati con l'uso di un computer.
Esistono metodi per valutare la resistenza a taglio e le caratteristiche di dilatanza di discontinuità (specie quelle senza riempimento), basati sull'analisi statistica delle coordinate delle superfici [4,5].

Presentazione dei risultati

a) *Profilo lineare.* I valori delle letture (x) e (y) devono essere disegnati usando la stessa scala, inclinata correttamente, come si vede nel diagramma dell'inserto di Fig. 15. I profili che rappresentano la rugosità minima, media e massima devono essere disegnati sulla stessa pagina per facilitarne il confronto. I tre profili possono rappresentare un gruppo di discontinuità, una singola discontinuità critica, o ciascuna superficie rilevata. Ciò dipenderà dal grado di dettaglio richiesto. In tutti i disegni si deve indicare la relativa scala. I profili devono essere identificati chiaramente e si deve indicare l'azimut e l'inclinazione della direzione di misura, qualora differiscano dalla orientazione α/β, precedentemente registrata, della discontinuità. Insieme ai profili dovrebbero essere allegate delle foto delle superfici interessate per meglio illustrare le rugosità minima, modale e massima.

b) *Bussola e clinometro a disco.* Le misure di inclinazione e direzione di immersione ottenute con i dischi di diverso diametro devono essere riportate come poli su un reticolo equiarea, separatamente per ogni disco. Quindi possono essere assemblate e riportate con linee di contorno come in Fig. 16.
Misurazioni di varie discontinuità di un dato sistema possono essere raggruppate sullo stesso reticolo equiarea per mostrare la variabilità della rugosità (e la deviazione massima della giacitura dovuta all'ondulazione). Fotografie che illustrino la rugosità minima, modale e massima delle superfici interessate, possono essere allegate ai diagrammi dei poli.

c) *Metodo fotogrammetrico.* Per fornire una rappresentazione visiva in una relazione, sono più efficaci dei profili piuttosto che rappresentazioni con linee di livello della rugosità della superficie. I profili, che normalmente saranno tracciati dal computer, devono essere presentati nella stessa scala in verticale e orizzontale piuttosto che esagerare la scala verticale.
Se la direzione dello scivolamento potenziale non è nota, i profili si devono riferire alla direzione di immersione. Profili correttamente orientati possono essere presentati successivamente. Fotografie delle superfici più importanti dovrebbero essere allegate alle rappresentazioni grafiche dei profili.

d) *Termini descrittivi.* Nella fasi preliminari del ri-

lievo in sito (ovvero durante gli studi di fattibilità) limitazioni di tempo possono impedire l'uso delle tecniche illustrate di misura della rugosità. La descrizione della rugosità sarà limitata a termini descrittivi che dovrebbero basarsi su due scale di osservazione:

Scala piccola (diversi centimetri)
Scala intermedia (diversi metri)

I Rugosa (o irregolare), segmentata
II Liscia, segmentata
III Levigata, segmentata
IV Rugosa (o irregolare), ondulata
V Liscia, ondulata
VI Levigata, ondulata
VII Rugosa (o irregolare), piana
VIII Liscia, piana
IX Levigata, piana.

Il termine «levigata» dovrebbe essere usato solo se vi è una chiara evidenza di uno scorrimento trasversale previo lungo la discontinuità.

La scala intermedia di rugosità è divisa in tre gradi: segmentata, ondulata, piana, e la piccola scala di rugosità, sovrapposta alla scala intermedia, è anch'essa divisa in tre gradi: rugosa (o irregolare), liscia e levigata. La direzione delle striature o di levigazione dovrebbe essere indicata in quanto la resistenza di taglio può variare con la direzione. I profili di rugosità tipici delle nove classi sono rappresentati in Figura 17.

Gli angoli di rugosità (i), messi in mostra dalle nove categorie di profili, significano che, in termini di resistenza al taglio, I > II > III, IV > V > VI e VII > VIII > IX, assumendo che siano totalmente assenti o presenti in quantità uguali, ricoperture di minerale. È anche evidente che I > IV > VII, II > V > VIII, III > IX e VI > IX. Alcune delle disequazioni sono meno evidenti. Per esempio VII potrebbe essere maggiore di III. Questo dipenderebbe dal fatto che la dilatanza possa o meno manifestarsi. Nell'intorno di uno scavo sotterraneo la dilatanza è solitamente impedita dalla rigidezza della massa rocciosa circostante. In un pendio roccioso potrebbe non esserlo. Potrebbe anche esservi una ondulazione su larga scala sovrapposta alle rugosità su scala piccola e intermedia, di cui sopra. In tali casi queste caratteristiche dovrebbero essere indicate come, ad es., liscia e ondulata (classe V) con ondulazioni su ampia scala di lunghezza d'onda 10 m e ampiezza di 50 cm. Le descrizioni associate con la persistenza, per esempio sistematica, subsistematica, non sistematica, saranno ovviamente della più grande importanza nel determinare l'importanza relativa delle descrizioni di rugosità di cui sopra.

Valutazione della resistenza al taglio

Lo scopo principale nella descrizione della rugosità delle pareti delle discontinuità è di facilitare la valutazione della resistenza al taglio, in particolare nel caso di discontinuità non riempite dove le stime devono essere piuttosto precise.

In termini essenziali, la resistenza al taglio è costituita da un angolo di attrito massimo (di picco) o minimo (residuo) o da un angolo intermedio (che dipende dal grado di spostamento trasversale previo) più un contributo (i) dovuto all'ondulazione in grande scala, se questa esiste.

Quindi

$\tau = \sigma'_n \cdot \mathrm{tg}\,(\varphi + i)$

τ = resistenza al taglio (di picco o residua)
φ = angolo di attrito (di picco o residuo)
σ'_n = tensione normale efficace
i = ondulazione (se presente).

Il valore di τ picco dipenderà dal valore di σ'_n e dal grado di rugosità. Nel caso di fratture non riempite i valori di φ picco variano generalmente da 30° a 70° e il loro valore medio è generalmente di 45°. Nel caso di fratture che abbiano setti di rugosità verticali o molto rigidi, o meno del 100% di persistenza, vi sarà anche una coesione (c) da aggiungere al valore di τ di cui sopra (per esempio nei profili I, II, III di Fig. 17).

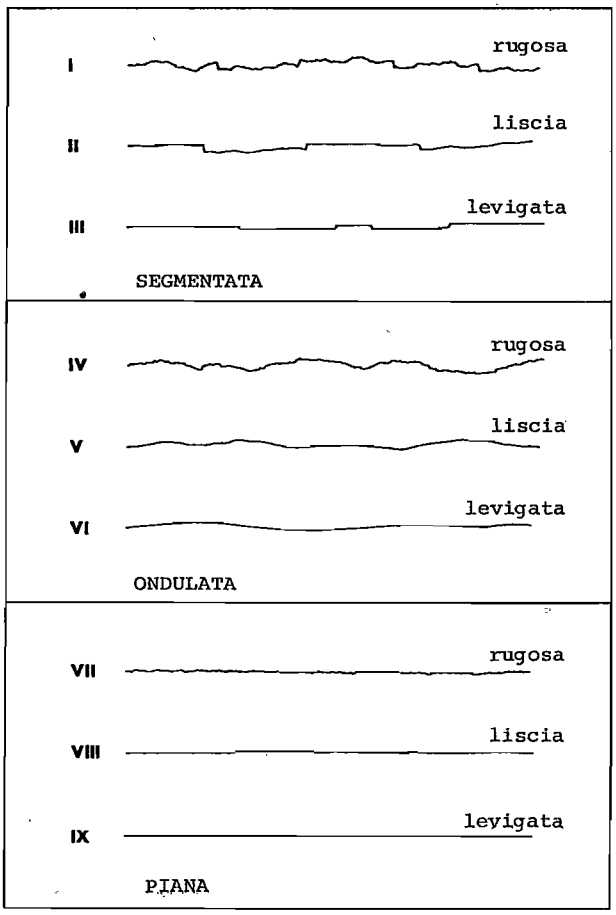

Fig. 17 - Tipici profili di rugosità e relative nomenclature suggerite. La lunghezza di ciascun profilo può variare da 1 a 10 m. Le scale orizzontale e verticale sono uguali.

Il valore di φ residuo dipenderà dal grado di alterazione delle pareti della discontinuità e dal tipo di roccia. In assenza di alterazione, φ residuo varia di solito tra 25° e 35°, essendo generalmente intorno a 30°. Nel caso di pareti fortemente alterate, il valore può scendere a circa 15° anche in assenza di riempimenti di argilla. Un metodo per valutare φ residuo è descritto da Barton e Choubey [6]. La stima è basata sul rapporto tra la misura col martello di Schmidt (r), ottenuta sulla parete alterata della discontinuità, e quella ottenuta sulla stessa roccia sana (R).

I valori di φ di picco possono essere stimati usando la seguente formula

$$\varphi_{picco} = JRC \cdot \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n'}\right) + \varphi_r$$

ove

JRC = coefficiente di rugosità della discontinuità
JCS = resistenza a compressione delle pareti della discontinuità
φ_r = angolo d'attrito residuo.

Il metodo in applicazione è indicato in Fig. 18.

Inizialmente si confrontano i profili di rugosità rilevati con quelli indicati nei 3 grafici in alto nella Fig. 18 per ottenere una stima dell'appropriato valore di JRC (profili più dettagliati sono dati in Fig. 19 per facilitare questa quantificazione). Successivamente le pareti della discontinuità sono saggiate con il martello di Schmidt per valutare JCS e φ_r. Si osservi che in Fig. 18 φ_r è stato assunto pari a 30° in tutti i casi. Questo metodo per valutare φ_p sorprendentemente accurato ed economico. Ulteriori dettagli sono dati da Barton e Choubey [6].

Fintanto che la tensione di taglio di picco è mobilitata in conseguenza a spostamenti relativamente piccoli, non è realistico aggiungere l'angolo di ondulazione su ampia scala (i) al valore di φ_p. Per molti usi pratici, φ_p può essere assunto come il valore massimo per una discontinuità avente una persistenza del 100%. Comunque la φ_r non viene mobilizzata finché non avvengono spostamenti relativamente grandi, e ciò fa sì che sia corretto aggiungere l'angolo di ondulazione su larga scala (i) alla resistenza di taglio. Nel caso di discontinuità completamente piane, o di discontinuità che hanno già subito uno scorrimento in modo tale che non sia possibile una successiva dilatanza, allora φ_r sarà la sola componente disponibile della resistenza al taglio e rappresenterà la minima resistenza al taglio in assoluto per quella discontinuità.

Il metodo indicato, per la stima del valore di JRC di un profilo di rugosità rilevato, è ovviamente soggettivo. Metodi oggettivi di analisi dei profili sono

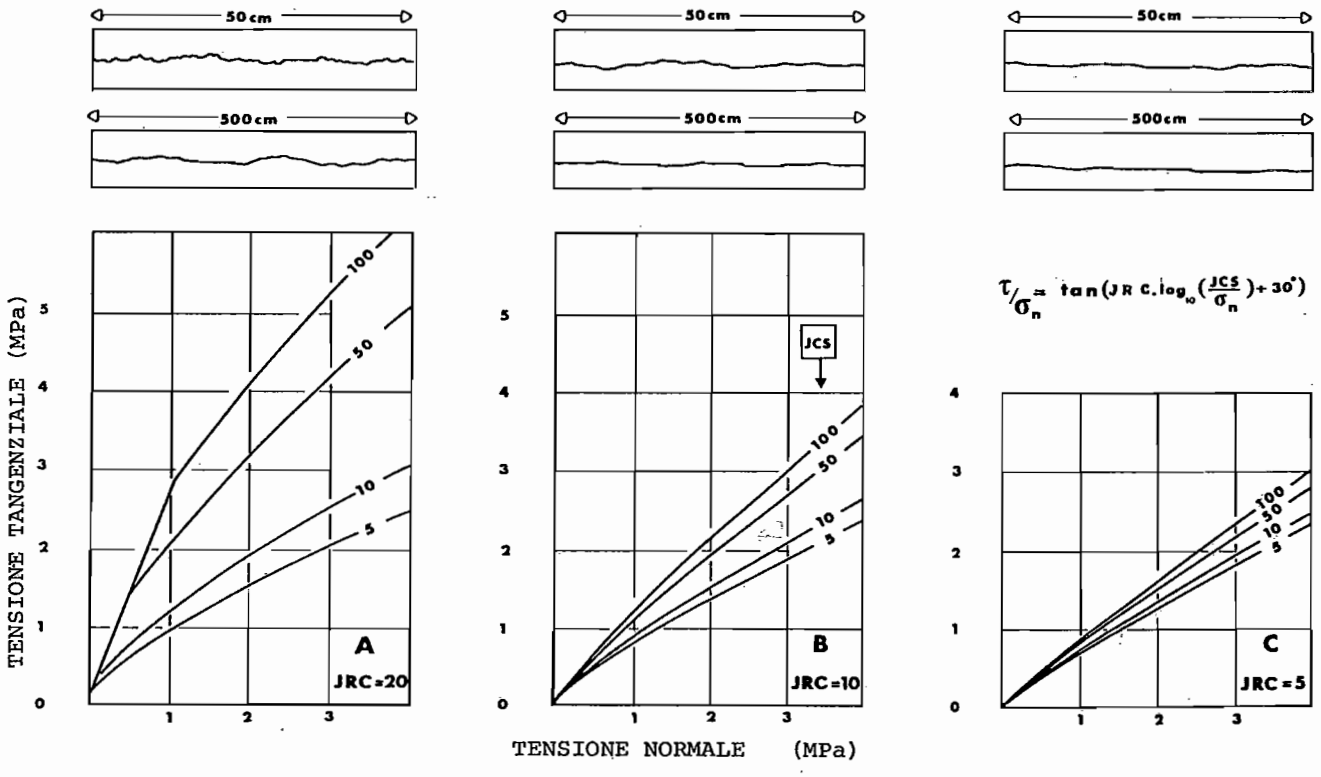

Fig. 18 - Un metodo per la valutazione della resistenza al taglio di picco sulla base dei profili di rugosità. Ogni curva è caratterizzata da uno specifico valore del coefficiente JCS (MPa). I profili di rugosità devono intendersi come una indicazione approssimata per la scelta di un appropriato valore del coefficiente JRC (20, 10 e 5) [7].
Caso A: disc. rugosa ondulata (giunto di trazione, piani di foliazione o di stratificazione rugosi). Caso B: disc. ondulata liscia (piani di foliazione lisci, foliazioni o stratificazioni non piane). Caso C: disc. quasi piana liscia (giunti di faglia, superfici di foliazione e di stratificazione piane).

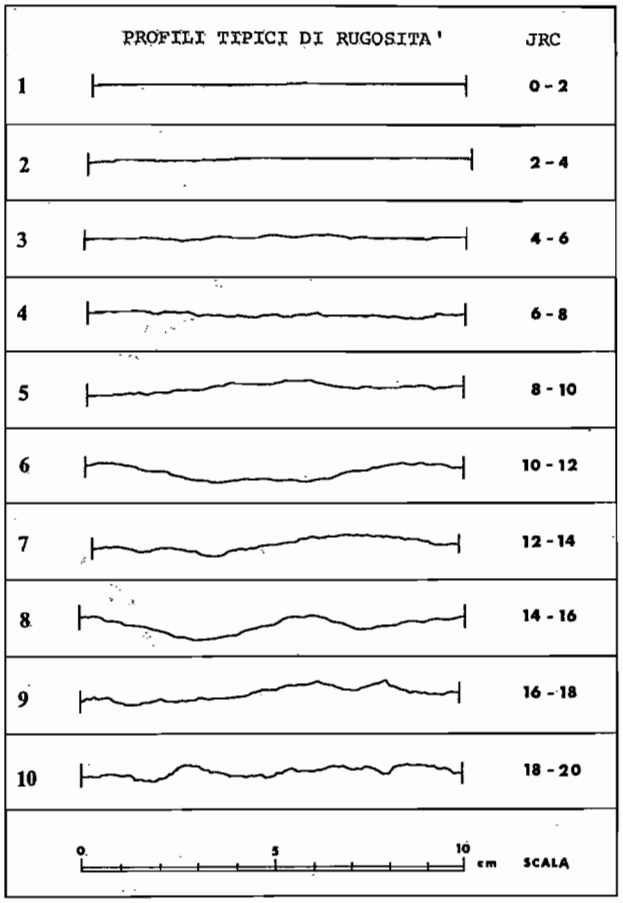

Fig. 19 - Profili di rugosità e corrispondenti intervalli di valori di JRC [6].

descritti nella letteratura da Fecker e Rengers [1] (metodo della bussola e del clinometro a disco) e da Barton [5] (metodo fotogrammetrico). Come descritto nell'osservazione (b), il metodo di analisi dei dati rilevati con bussola e clinometro a disco porta ad una curva di dilatanza che rappresenta una correlazione grafica tra l'angolo di rugosità (i) e lo spostamento trasversale. Questi angoli (i) sono sommati a φ_r per valutare la resistenza al taglio per spostamenti intermedi tra la resistenza di picco e quella residua.

BIBLIOGRAFIA

FECKER E., RENGERS N. (1971) - *Measurement of large scale roughnesses of rock planes by means of profilograph and geological compass.* Rock Fracture, Proc. of Int. Symp. Rock Mech., Nancy, Paper I.18.

HOEK E., BRAY J. (1974) - *Rock slope engineering.* The Institution of Mining and Metallurgy, London, 309 p.

Fecker E. (1970) - *Geologische Kartierung des Gebietes nordwestlich von Neustadt Weinstrasse sowie Bau und Anwendung eines Profilographen.* Diplomarbeit, Universität Karlsruhe.

RENGERS N. (1970) - *Influence of the surface roughness on the friction properties of rock planes.* Proc. of 2nd. Cong. of Int. Soc. Rock Mech., Belgrade, vol. I, pp. 229-234.

BARTON N. (1971) - *A relationship between joint roughness and joint shear strength.* Proc. Int. Symp. Rock Mech., Nancy, Rock Fracture, Paper I. 8.

BARTON N., CHOUBEY V. (1977) - *The shear strength of rock joints in theory and practice.* Rock Mechanics, Springer-Verlag, n. 10, pp. 1-54.

BARTON N. (1973) - *Review of a new shear-strength criterion for rock joints.* Engng Geol., n. 7, pp. 287-332. (Also NGI Publ., n. 105, Oslo, 1974).

PATTON F. D. (1966) - *Multiple modes of shear failure in rock and related materials.* Ph.D. Thesis, Univ. of Illinois, 282 p.

PATTON F. D., DEERE D. U. (1970) - *Significant geologic factors in rock slope stability.* Proc. Symp. on Planning Open Pit Mines, Johannesburg, 1970, Balkema, Amsterdam, pp. 143-151.

PITEAU D. R. (1971) - *Geological factors significant to the stability of slopes cut in rock.* Symp. on Planning Open Pit Mines, Johannesburg, 1970, Balkema, Amsterdam, pp. 33-53.

RENGERS N. (1971) - *Unebenheit und Reibungswiederstand von Gesteinstrennflächen.* Dr. Ing. Dissertation, Fakultät für Baueringenieur-und Vermessungswesen, Universität Karlsruhe, 129 p.

WICKENS E. H., BARTON N. R. (1971) - *The application of photogrammetry to the stability of excavated rock slopes.* Photogram. Rec., 7, 37, April, pp. 46-54.

ROSS-BROWN D. M., WICKENS E. H., MARKLAND J. Y. (1973) - *Terrestial photogrammetry in open pits: 2- an aid to the geological mapping.* Trans. Inst. Min. Metall., Sect. A, Mining Industry n. 82, pp. A115-A130.

SCHNEIDER H. J. (1974) - *Rock friction-a laboratory investigation.* Proc. 3rd. Congr. of Int. Soc. Rock Mech., Denver, Advances in Rock Mechanics., vol. II. A, pp. 311-315.

RICHARDS L. R. (1975) - *The shear strength of joints in weathered rock.* PhD. Thesis, Univ. of London, 427 p.

GOODMAN R. E. (1976) - *Methods of Geological Engineering in Discontinuous Rocks.* West Publishing, N.Y., 422 p.

SCHNEIDER H. J. (1976) - *The friction and deformation behaviour of rock joints.* Rock Mechanics, Springer-Verlag, n. 8, pp. 169-184.

5. Resistenza delle pareti

Scopo

a) La resistenza a compressione della roccia costituente le pareti di una discontinuità è una componente molto importante della sua resistenza a taglio e della deformabilità specialmente se le superfici sono direttamente a contatto come nel caso delle fratture non riempite. Limitati spostamenti trasversali sulle singole fratture, causati da sollecitazioni di taglio all'interno della massa rocciosa, danno spesso origine ad aree di contatto delle rugosità molto ridotte; su di esse la tensione normale approssima o supera la resistenza a compressione del materiale costituente le pareti rocciose; da ciò la rottura delle asperità.

b) Le masse rocciose sono frequentemente soggette all'azione degli agenti atmosferici vicino alla superficie e, talvolta, sono alterate per effetto di processi idrotermali. Questi tipi di alterazione interessano più le superfici di discontinuità che l'interno dei blocchi di roccia. Ciò fa sì che la resistenza sulla superficie sia minore di quella misurata sulla roccia integra che si trova all'interno del blocco, per esempio ottenuta mediante carotaggio. Quindi la descrizione dello stato di alte-

razione dei materiali rocciosi e della massa rocciosa è un elemento essenziale dello studio della resistenza delle pareti delle discontinuità.

c) Due sono i principali effetti dell'azione di agenti atmosferici: uno dovuto essenzialmente alla «disgregazione meccanica», l'altro alla «decomposizione chimica», compresi i processi di dissoluzione. Generalmente questi agiscono contemporaneamente ma, a seconda del regime climatico, l'uno o l'altro può prevalere.

L'alterazione meccanica ha come effetti l'ampliamento delle discontinuità presenti, la formazione di nuove discontinuità per il fratturarsi delle rocce, l'apertura di fratture intergranulari e la rottura o lo sfaldamento dei singoli individui mineralogici.

Le alterazioni chimiche si manifestano con una decolorazione della roccia e conducono ad un'eventuale decomposizione dei minerali silicatici in minerali argillosi; alcuni minerali, come il quarzo, resistono a questa azione conservandosi inalterati. La dissoluzione è un aspetto dell'alterazione chimica, particolarmente importante nel caso di rocce carbonatiche e saline.

d) La «pelle» relativamente sottile delle pareti di roccia, che influisce sulla resistenza al taglio e la deformabilità, può essere saggiata mediante semplici prove. La resistenza a compressione uniassiale apparente può essere valutata sia con la prova del martello di Schmidt, sia attraverso i saggi di scalfitura e col martello da geologo poiché questi ultimi sono stati abbastanza tarati sulla base di una vasta raccolta di prove sperimentali.

e) Le coperture di minerali influenzeranno la resistenza al taglio delle discontinuità in misura notevole, se le superfici sono piane e lisce. Il tipo di copertura dovrà essere descritto quando è possibile. Quando vi siano dubbi, si dovranno prelevare campioni per analisi successive.

f) Le procedure a) e b), riguardanti il grado di alterazione della massa rocciosa e dei materiali rocciosi, sono solo descrittive. Le procedure c) di indici da prove manuali e d) prova col martello di Schmidt, sono più quantitative. Quest'ultima è consigliata per ottenere una valutazione della resistenza superficiale per successivi calcoli di resistenza al taglio, quando si utilizza il coefficiente di rugosità della superficie (JRC), descritto nel paragrafo «*Rugosità*».

Strumentazione

a) Martello da geologo con un'estremità appuntita.

b) Coltello da tasca robusto, o strumento analogo.

c) Martello di Schmidt (tipo L) con tabella di correzione e grafico:
   I) per correggere l'orientazione del martello (fornito dal costruttore),
   II) per convertire la risposta dello strumento in un valore di resistenza uniassiale (Fig. 20).

d) Apparecchiature per la misurazione della densità secca di piccoli provini di roccia; per esempio, una stufa, una bilancia e dei contenitori.

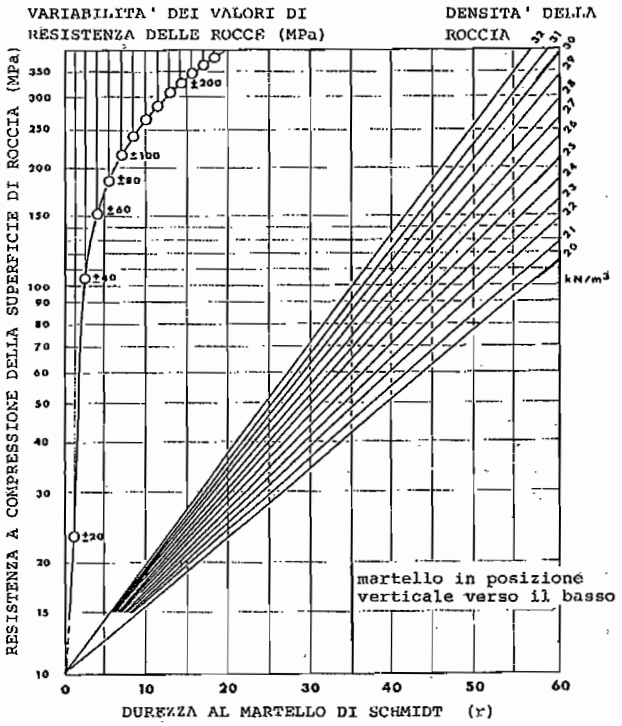

Fig. 20 - Carta di correlazione per il martello di Schmidt (tipo L), tra la densità della roccia, la resistenza a compressione e il valore dell'impulso. Da Miller [1].

Procedura

a) *Grado di alterazione della massa rocciosa.* Il grado di alterazione della massa rocciosa nel suo insieme deve esser descritto per primo. I termini contenuti nella relativa tabella sono generali e possono essere modificati per adattarli a particolari situazioni.

b) *Grado di alterazione del materiale roccioso.* Il grado di alterazione del materiale roccioso, comprendente pure le pareti di singole discontinuità o di un particolare sistema (ad es. quello più sfavorevolmente orientato ai fini della stabilità), dovrebbe essere descritto secondo lo schema della relativa tabella.

c) *Prove di indice manuale.* Le prove di indice manuale, illustrate dettagliatamente nella relativa tabella, devono essere eseguite sulle pareti delle discontinuità o su un elemento di materiale rappre-

Tab. A - Grado di alterazione delle masse rocciose

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

Tab. B - Grado di alterazione del materiale roccioso

Denominazione	Descrizione
Fresco	Non vi sono segni visibili di alterazione del materiale roccioso.
Decolorato	Il colore della roccia fresca originale è cambiato. Si dovrebbe indicare il grado del cambiamento. Se questo riguarda un particolare costituente mineralogico, ciò deve essere indicato.
Decomposto	La roccia è alterata sino alle condizioni di un terreno in cui la struttura originaria è ancora intatta ma alcuni o tutti i grani sono decomposti.
Disgregato	La roccia è alterata sino alle condizioni di un terreno in cui la struttura originaria è ancora intatta. La roccia è friabile ma i grani non sono decomposti.

Nota: I gradi di alterazione sopra descritti possono essere ulteriormente suddivisi utilizzando dei termini qualificativi; per es. «leggermente decolorato», «moderatamente decolorato», «fortemente decolorato»

sentativo delle pareti stesse. La scelta e il numero dei punti di prova dipenderanno dal grado di dettaglio richiesto. L'approssimazione del campo di valori della resistenza delle pareti di un sistema critico di fratture può essere sufficiente; oppure potrà essere necessario caratterizzare più in dettaglio una singola discontinuità critica. Le prove di indice manuale potranno eseguirsi su un campione a mano di roccia fresca, se è necessario conoscere la resistenza dei ponti di roccia. In alternativa, per la resistenza di porzioni di roccia intatta lungo una potenziale superficie di cedimento (vedere il paragrafo «*Persistenza*») si può utilizzare la prova di carico puntuale («*Point load test*» e relativo «Indice di Franklin»).

d) *Prova col martello di Schmidt*. Il martello di Schmidt è applicato in direzione perpendicolare alla superficie della discontinuità interessata. La superficie rocciosa deve essere saggiata in condizioni sature per ottenere il risultato più conservativo. Se le superfici sono ineluttabilmente asciutte, ciò deve essere indicato nei risultati. La superficie deve essere liberata da particelle sciolte, almeno al di sotto del martello.
Se l'impulso della massa battente del martello è in grado di smuovere la superficie provata, la risposta risultante sarà falsata verso il basso. Questo tipo di risultato può essere normalmente riconosciuto poiché accompagnato da un rumore della roccia «a tamburo». Questi risultati dovranno essere scartati. Per le ragioni sopra menzionate, questa prova non è applicabile a masse rocciose sciolte contenenti discontinuità molto ravvicinate. (In questi casi possono essere estratti alcuni campioni e saggiati dopo averli immorsati rigidamente ad un basamento pesante).
Ogni superficie interessata deve essere saggiata varie volte per avere una serie di risultati rappresentativi. Si suggerisce che le prove siano eseguite a gruppi di 10 (ad es. 10 prove per discontinuità, o 10 prove per unità di area nel caso di ampie discontinuità critiche, posizionando il martello su una nuova parte della superficie prima di ogni impatto. Le 5 letture più basse di ogni gruppo di 10 devono essere scartate e si calcola il valor me-

dio (r) delle 5 letture più alte. Tali valori medi (r) e la densità della roccia (γ) per una data discontinuità sono poi usati per determinare il valore della resistenza a compressione delle pareti delle discontinuità (JCS) usando la Fig. 20 e il punto (c) delle osservazioni. La prova col martello di Schmidt può essere eseguita o direttamente sulla superficie o sul materiale ottenuto da rocce fratturate integre quando si vuole ottenere la resistenza dei punti di roccia (Co). In alternativa, si possono utilizzare i risultati di prove di carico puntuale, se fattibili, per valutare la resistenza di porzioni intatte di una superficie di potenziale scorrimento (vedere il paragrafo «*Persistenza*»). Discontinuità con un sottile ricoprimento di minerale, che appare piuttosto continuo sulla superficie data e che impedisce il contatto roccia-roccia, devono essere saggiate con il martello di Schmidt, applicandolo alla superficie del ricoprimento di minerale. A seconda dello spessore del ricoprimento minerale e della sua durezza, la determinazione del JCS può o può non essere rilevante per la valutazione della resistenza al taglio. In tutti i casi di coperture di minerali, dovrebbe essere descritta la loro natura mineralogica, ad es. calcite, clorite, talco, pirite, grafite, caolinite, etc. Nel caso di dubbi si dovranno prelevare dei campioni. Si farà inoltre una valutazione dell'estensione areale del ricoprimento ($\pm 10\%$) e del campo di variazione dal suo spessore (mm).

Osservazioni

a) *Grado di alterazione delle masse rocciose e dei materiali rocciosi.* La distribuzione del grado di alterazione nella massa rocciosa può essere determinata con un rilievo sulle superfici esposte naturali e artificiali. Comunque si dovrebbe tenere a mente che esposizioni naturali di rocce e scavi di estensione limitata non sono necessariamente rappresentative dell'intera massa rocciosa, dal momento che l'alterazione può essere estremamente variabile. Inoltre tutti i gradi di alterazione non possono essere visti in una data massa rocciosa, ed in alcuni casi un grado particolare può essere presente su una estensione molto limitata. La distribuzione dei vari gradi di alterazione dei materiali rocciosi può essere collegata alla poro-

Tab. C - Prove di indice manuale

Grado	Denominazione	Prove di identificazione	Resistenza a compressione uniassiale (MPa)
S1	Argilla molto morbida	Facilmente penetrabile di molti centimetri con il pugno.	< 0,025
S2	Argilla morbida	Facilmente penetrabile di molti centimetri con il pollice.	0,025-0,25
S3	Argilla soda	Può essere penetrata di diversi centimetri con il pollice, con sforzo moderato.	0,05-0,10
S4	Argilla rigida	Facilmente intaccata col pollice ma penetrata solo con grande sforzo.	0,10-0,25
S5	Argilla molto rigida	Facilmente intaccata con l'unghia del pollice.	0,25-0,50
S6	Argilla dura	Intaccata con difficoltà con l'unghia del pollice.	> 0,50
R0	Roccia estremamente debole	Intaccata con l'unghia del pollice.	0,25-1,0
R1	Roccia molto debole	Si frammenta con un colpo deciso dato con la punta del martello da geologo; può essere scalfita con il coltello.	1,0-5,0
R2	Roccia debole	Può essere scalfita con difficoltà; un colpo deciso con la punta del martello lascia un'impronta profonda.	5,0-25
R3	Roccia mediamente resistente	Non può essere graffiata o scalfita con il coltello; un campione può essere rotto con un unico colpo deciso del martello.	25-50
R4	Roccia resistente	È necessario più di un colpo di martello per rompere un campione.	50-100
R5	Roccia molto resistente	Sono necessari molti colpi di martello per rompere un campione.	100-250
R6	Roccia estremamente resistente	Il campione può essere solo scheggiato con il martello.	> 250

Nota: I gradi da S1 ad S6 si applicano a terreni coesivi, ad es. argille, argille limose e miscele di limi e argille con sabbia, che generalmente drenano con lentezza. La resistenza delle pareti di discontinuità è generalmente caratterizzata con i termini R0-R6 (rocce), mentre i termini S1-S6 (argille) si applicheranno generalmente ai materiali di riempimento (vedere paragrafo «*Riempimento*»).

sità del materiale roccioso ed alla presenza di discontinuità aperte. La distribuzione dei gradi di alterazione dei materiali rocciosi può essere rilevata dall'esame di carote di sondaggio ma la stessa distribuzione nella massa rocciosa, dalla quale le carote sono state ottenute, può solo essere ipotizzata.

Le masse rocciose che sono alterate a causa della loro esposizione o per l'infiltrazione di agenti di superficie devono essere distinte, dove possibile, da quelle che sono alterate come risultato dell'infiltrazione di soluzioni idrotermali. Comunque, in molti casi gli effetti dell'alterazione non si possono facilmente distinguere da quelli determinati dall'azione di agenti esterni.

Una serie numerosa di materiali rocciosi, principalmente quelli ad alto contenuto di argilla, sono inclini al rigonfiamento, all'indebolimento o alla disgregazione quando esposti a processi di alterazione di breve durata, dovuti a imbibizione ed essicamento successivi. Prove particolari sono necessarie per prevedere questo aspetto del comportamento meccanico. (Vedere i «Metodi suggeriti dall'ISRM per la determinazione degli indici delle proprietà di rigonfiamento»).

b) *Prove di indice manuale.* Le prove di indice manuale sono preferite alle convenzionali prove su cilindri di roccia accuratamente preparati perché un gran numero di discontinuità può essere saggiato, dando quindi una descrizione più rappresentativa della condizione delle pareti. Inoltre le prove convenzionali non possono essere applicate al sottile strato di rivestimento delle pareti rocciose e di minerali che condizionano la resistenza al taglio e la deformabilità della massa rocciosa.

Le prove di indice manuale per determinare i gradi S1-S6 (argille) possono essere sostituite da una più accurata valutazione usando un penetrometro portatile standard. Questo è munito di una punta che viene introdotta nel campione a velocità costante. La resistenza massima può essere letta su una scala tarata per segnalare la resistenza a compressione massima del campione (pari a due volte lo sforzo di taglio non drenato = $\frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3)$).

c) *Prova del martello di Schmidt.* Il numero di impulso del martello di Schmidt varia, in pratica, tra circa 10 e 60. Il numero più basso si riferisce a rocce «deboli» (resistenza a compressione uniassiale $C_o < 20$ MPa), mentre il numero più alto si riferisce a rocce «molto resistenti» ed «estremamente resistenti» ($C_o > 150$ MPa). Rocce «molto deboli» ed «estremamente deboli» non possono essere provate con il martello tipo L. Pertanto si deve far ricorso a prove di indice manuale per rocce meno resistenti di 15-20 MPa. Per una data resistenza di superficie, il numero di impulso è minimo quando il martello è usato verticalmente verso il basso (rimbalzo contro la gravità) ed è massimo quando usato verticalmente verso l'alto. La correlazione data in Fig. 20 si riferisce unicamente alle prove con martello verticale verso il basso. Le correzioni date nella specifica tabella si riferiscono all'uso del martello in altre direzioni.

Tab. D - Valori correttivi dell'impulso (r) misurato col martello di Schmidt quando questo non è usato verticalmente verso il basso

Impulso r	Verso il basso x=–90°	x=–45°	Verso l'alto x=+90°	x=+45°	Orizzontale x=0°
10	0	– 0.8	–	–	– 3.2
20	0	– 0,9	– 8.8	– 6.9	– 3.4
30	0	– 0.8	– 7.8	– 6.2	– 3.1
40	0	– 0.7	– 6.6	– 5.3	– 2.7
50	0	– 0.6	– 5.3	– 4.3	– 2.2
60	0	– 0.4	– 4.0	– 3.3	– 1.7

Il movimento di blocchi (effetto «tamburo») in una massa con giunti poco spaziati e la frantumazione di grani non cementati sono alcune delle ragioni per numeri di colpi inaspettatamente bassi in una data serie di risultati. Letture inaspettatamente alte si ottengono raramente. Le seguenti due serie di risultati reali illustrano il metodo suggerito per ottenere un valore medio realistico:

(a) discontinuità rugose piane in granito, con presenza di ossido di ferro
44, 36, 38, 44, 32, 44, 44, 40, 34, 42
media dei cinque valori più alti: r = 44
(media di 8 serie di 10 prove: r = 43))

(b) discontinuità rugose ondulate in rocce scistose, ricoperte di calcite
28, 28, 30, 30, 28, 24, 24, 28, 30, 20,
media dei cinque valori più alti: r = 29
(media di 3 serie di 10 prove: r = 30)

La prova di Schmidt è una delle poche prove (con eccezione delle prove di scalfitura) che prende in considerazione la resistenza meccanica del sottile strato di materiale alterato sulla superficie della discontinuità. Dal momento che questo materiale (assieme alla rugosità) condiziona la resistenza al taglio, la prova è di considerevole importanza come indice della qualità della roccia. La resistenza a compressione della parete della discontinuità (JCS) è spesso circa il 25% della resistenza della adiacente roccia intatta (C_O), a causa degli effetti dell'alterazione (vedere il punto «*Valutazione della resistenza a taglio*»).

Presentazione dei risultati

a) *Gradi di alterazione di masse e materiali rocciosi.* I gradi di alterazione in dominii strutturali riconoscibili nella massa rocciosa dovrebbero essere riportati su schemi semplificati e/o su sezioni verticali, con una chiara indicazione dei diversi gradi di alterazione I, II, III etc.
Il grado di alterazione del materiale roccioso di discontinuità singole o di un sistema specifico di discontinuità dovrebbe essere descritto, per es. «sistema di discontinuità n° 1: la maggior parte delle pareti sono moderatamente decolorate, circa il 20% fresche».

b) *Prove di indice manuale.* La resistenza del materiale roccioso di parete di singole discontinuità o di uno specifico sistema di discontinuità dovrebbe essere annotato insieme al relativo campo di valori della resistenza a compressione uniassale, per es. «sistema di discontinuità n° 1: la maggioranza a resistenza media (R3, 25-50 MPa), approssimativamente il 20% resistenti (R4, 50-100 MPa)».
I valori relativi alle pareti di discontinuità dovrebbero essere attentamente distinti da tutti i valori che possono essere stati determinati per il materiale che rappresenta la roccia più «fresca» all'interno dei blocchi rocciosi.

c) *Prove col martello di Schmidt.* Il valore medio di impulso (r) per il materiale roccioso di parete delle singole discontinuità o di un sistema specifico di discontinuità dovrebbe essere riportato insieme con la densità media della roccia (γ) e con la valutazione della resistenza a compressione della parete (JCS) in MPa. Una serie di 10 risultati di impulso dovrebbe essere scelta per indicare il campo tipico dei valori.
I valori relativi alle pareti di discontinuità devono essere ben distinti da ogni valore che può essere stato determinato per il materiale che rappresenta la roccia più 'fresca' entro i blocchi di roccia.

BIBLIOGRAFIA

MILLER R. P. (1965) - *Engineering classification and index properties for intact rock.* Ph.D. Thesis., Univ. of Illinois.

HUCKA V. (1965) - *A rapid method of determining the strength of rocks in situ.* Int. J. Rock Mech. Min. Sci., n. 2, pp. 127-134.

TERZAGHI K., PECK R. B. (1967) - *Soil Mechanics in Engineering Practice.* 2nd edn, Wiley, New York, 729 p.

JENNINGS J. E., ROBERTSON A. MACG. (1969) - *The stability of slopes cut into natural rock.* Proc. of VIIth. Int. Conf. on Soil Mechanics and Foundation Engineering, Mexico, vol. II, pp. 585-590.

FOOKES P. G., DEARMAN W. R., FRANKLIN J. A. (1971) - *Some engineering aspects of rock weathering with field examples from Dartmoor and elsewhere.* Q. Jl. Engng Geol., n. 4, pp. 139-185.

PATTON F. D., DEERE D. U. (1971) - *Significant geologic factors in rock slope stability.* Symp. on Planning Open Pit Mines, Johannesburg, 1970, Balkema, Amsterdam, pp. 143-151.

PITEAU D. R. (1971) - *Geological factors significant to the stability of slopes cut in rock.* Symp. on Planning Open Pit Mines, Johannesburg, 1970, Balkema, Amsterdam, pp. 33-53.

ROBERTSON A. MACG. (1971) - *The interpretation of geological factors for use in slope theory.* Symp. Planning Open Pit Mines, Johannesburg, 1970, Balkema, Amsterdam, pp. 55-71.

GEOLOGICAL SOCIETY ENGINEERING GROUP WORKING PARTY. *Report on «The preparation of maps and plans in terms of engineering geology».* Q. Jl. Engng Geol., n. 5, pp. 295-382.

INTERNATIONAL SOCIETY FOR ROCK MECHANICS. *Suggested methods for determining water content, porosity, density, absorption and related properties and swelling and slake-durability index properties.* ISRM Commission on Standardization of Laboratory and Field Tests, 36 p.

BARTON N. (1974) - *Review of a new shear-strength criterion for rock joints.* Enging Geol. Amsterdam, n. 7, pp. 278-332 (1973) (also NGI Publication n. 105, Oslo).

DEARMAN W. R. (1974) - *The characterization of rock for civil engineering practice in Britain: La Géologie de l'Ingénieur.* Société Géologique de Belgique, Liège, pp. 1-75.

FRANKLIN J. A. (1974) - *Rock quality in relation to the quarrying and performance of rock construction materials.* Proc. of 2nd. Int. Congr. of the Int. Assoc. of Engng Geology, Sao Paulo, Brazil, vol. I, IV-PC-2, 11 p.

MARTIN G. R., MILLAR P. J. (1974) - *Joint strength characteristics of a weathered rock.* Proc. of 3rd. Cong. of Int. Soc. Rock Mech., Denver, Advances in Rock Mechanics, vol. II, A, pp. 263-270.

RICHARDS L. R. (1975) - *The shear strength of joints in weathered rock.* Ph.D. Thesis, Univ. of London, 427 p.

BARTON N., CHOUBEY V. (1977) - *The shear strength of rock joints in theory and practice.* Rock Mechanics, Springer-Verlag, n. 10, pp. 1-54.

6. Apertura

Scopo

a) L'apertura è la distanza perpendicolare che separa le pareti di una discontinuità aperta il cui spazio è riempito da aria o acqua. L'apertura è pertanto distinta dall'ampiezza di una discontinuità riempita (Fig. 21). Le discontinuità che sono

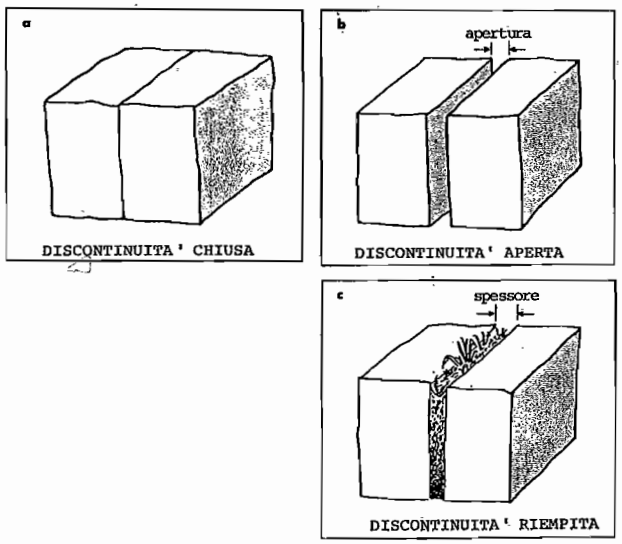

Fig. 21 - Disegni illustrativi della definizione suggerita di «apertura» di una discontinuità aperta e di «spessore» di una discontinuità riempita.

state riempite (ad es. con argilla) appartengono anch'esse a questa categoria se il materiale di riempimento è stato localmente dilavato.

b) Larghe aperture possono risultare da dislocamenti di taglio su discontinuità aventi apprezzabile rugosità e ondulazione, da movimenti per trazione, da dilavamento e da dissoluzione. Discontinuità molto inclinate o verticali, che si sono aperte per trazione in seguito a processi di erosione valliva o per il ritiro di ghiacciai, possono avere aperture molto larghe.

c) In molte masse rocciose sotterranee le aperture sono piccole e probabilmente sono meno di mezzo millimetro, se confrontate ai 20, 100 o persino migliaia di millimetri di larghezza di alcune discontinuità prodottesi per dilavamento o per trazione. Se le discontinuità sono eccezionalmente lisce e piane, non sarà molto importante ai fini della resistenza al taglio distinguere che l'ampiezza dell'apertura sia di 0, 1 o 1 mm. Tuttavia, come risultato indiretto della conducibilità idraulica, anche le discontinuità con l'apertura più sottile possono essere significative per le variazioni della tensione efficace normale e pertanto anche della resistenza a taglio.

d) Sfortunatamente non si può fare affidamento sulla osservazione visiva per piccole aperture, con la possibile eccezione di fori di sonda e gallerie fresate, poiché le aperture visibili sono limitate dal fatto di avere aperture disturbate sia per l'uso di esplosivo che per gli effetti di alterazione superficiale. L'influenza delle aperture può essere ben valutata con prove di permeabilità all'acqua (questo è l'oggetto di uno specifico documento della ISRM).

e) Le aperture sono rilevate dal punto di vista sia dell'«allentamento» e sia conducibilità della massa rocciosa. La pressione dell'acqua nelle fratture, il flusso d'acqua in entrata e di prodotti immagazzinati in uscita (sia liquidi che gas) sono tutti influenzati dall'apertura.

Strumentazione

a) Rotella metrica di almeno 3 m di lunghezza, con suddivisioni in mm.
b) Calibro (per misurare le aperture sottili).
c) Vernice bianca spray.
d) Attrezzatura per lavare la roccia esposta.

Procedura

a) Esposizioni di roccia sporche, in sotterraneo, devono essere accuratamente lavate. È utile poi spruzzare vernice bianca lungo le linee di rilievo in modo che le discontinuità sottili siano rese più visibili. È essenziale una buona illuminazione.

b) Le aperture sottili possono essere misurate in modo approssimato con un calibro, mentre le aperture larghe possono essere misurate con un regolo graduato in mm. Saranno rilevate le aperture di tutte le discontinuità lungo l'intersezione con l'allineamento del rilievo. Inoltre, si può misurare la variazione dell'apertura delle discontinuità maggiori lungo la traccia delle discontinuità stesse.

Osservazioni

a) Le aperture visibili su roccia esposta sono necessariamente aperture disturbate, sia per locali alterazioni superficiali della roccia, sia per le operazioni di scavo. Per queste ragioni le aperture misurate sono probabilmente più larghe di quelle esistenti nella massa rocciosa. Le gallerie scavate con frese (e le pareti di fori di sondaggio) dovrebbero dare indicazioni molto più precise delle aperture indisturbate. Le pareti dei fori di sondaggio possono essere osservate con sonde ottiche, telecamere e macchine fotografiche e per mezzo di calchi a pressione delle pareti, come descritto da Fairhurst e Roegiers [1].

b) La sonda ottica da foro è raccomandata quando la profondità dalla superficie non superi 30 m. Per maggiori profondità si ha distorsione del condotto ottico che consiste di una serie di tubi rigidi che sostengono un sistema di lenti e prismi. Una scala graduata in mm, di colore diverso da quello della roccia, dovrebbe essere collocata all'esterno della sonda ottica in una posizione tale che le aperture evidenti possano essere misurate. Queste letture devono essere corrette con l'orientazione se il foro non interseca le discontinuità approssimatamente ad angolo retto.

c) Il metodo di recupero della carota conosciuto come «metodo del campionamento integrale» [2] è raccomandato per ricavare dati sulle aperture in casi particolari. Il metodo consiste essenzialmente nel recuperare un campione di carota che è stato preventivamente rinforzato con una barra cementata. La barra di rinforzo è sovraccarotata coassialmente con una corona di perforazione di diametro maggiore.

d) Anche le aperture indisturbate possono dare una scarsa indicazione sulla loro conducibilità idraulica. La rugosità delle pareti può ridurre la conducibilità ad una frazione di quella teorica equivalente con pareti lisce, a causa dell'attrito e degli effetti di tortuosità del percorso. Inoltre è abbastanza evidente che il flusso è più simile a quello

in un tubo piuttosto che a quello su una superficie piana [3]. La prova di permeabilità in situ dà indicazioni molto più affidabili dell'influenza delle aperture che una misura diretta («La permeabilità in sito» forma l'oggetto di uno specifico documento dell'ISRM).

e) Le aperture misurate attraverso discontinuità che sono state dislocate da movimenti trasversali previi (ad es. in un pendio instabile), possono variare fortemente da punto a punto. Le «aree morte» causate dai contatti delle asperità e dai detriti, rendono le misure delle aperture alquanto inaffidabili ai fini della valutazione della conducibilità.

Presentazione dei risultati

a) Le aperture possono essere descritte con i seguenti termini:

Tab. E

Apertura	Descrizione	
<0,1 mm	molto stretta	discontinuità «chiusa»
0,1-0,25 mm	stretta	
0,25-2,5 mm	parzialmente aperta	
0,5-2,5 mm	aperta	discontinuità «semi-aperte»
2,5-10 mm	moderatamente larga	
>10 mm	larga	
1-10 cm	molto larga	discontinuità «aperte»
10-100 cm	estremamente larga	
> 1 mm	cavernosa	

b) Per ogni sistema di discontinuità si devono indicare i valori modali delle aperture.

c) Si devono descrivere accuratamente discontinuità singolari con aperture notevolmente più ampie o più larghe del valore modale, unitamente ai dati di localizzazione e orientamento.

d) Fotografie di aperture estremamente larghe (10-100 cm) o cavernose (>1 m) dovrebbero essere allegate.

BIBLIOGRAFIA

FAIRHURST C., ROEGIERS J. C. (1972) - *Estimation of rock mass permeability by hydraulic fracturing-a suggestion. Discussion.* Proc. Int. Soc. Rock Mech. Symp., Stuttgart, Percolation Through Fissured Rock, D2, pp. 1-5.

ROCHA M., BARROSO M. (1971) - *Some applications of the new integral sampling method in rock masses.* Proc. Int. Symp. on Rock Mech., Nancy., Rock Fracture, Paper I-21.

WOLTERS R., REINHARDT M., JÄGER B. (1972) - *Beobachtungen über Art, Anordnung und Ausdehnung von Kluftöffnungen.* Proc. Int. Soc. Rock Mech. Symp., Stuttgart, Percolation Through Fissured Rock, TI-I, 13 p.

SHARP J. C., MAINI Y. N. T. (1972) - *Fundamental considerations on the hydraulic characteristics of joints in rock.* Proc. Int. Soc. Rock Mech. Symp., Stuttgart, Percolation Through Fissured Rock, TI-F, 15 p.

CECIL O. S. (1970) - *Correlations of rockbolt-shotcrete support and rock quality parameters in Scandinavian tunnels.* Ph.D. Thesis, University of Illinois, 414 p.

SCHNEIDER T.R. (1970) - *Seelisberg tunnel: Geologie des Bauprojektes.* Schweitz. Nationalstrasse, NZ., Zürich.

NEUSTADT L. (1971) - *Genesis und quantitative Characteristik der Klüftigkeit (in Bezug auf den Wasserbau).* Proc. Int. Symp. on Rock Mech., Nancy, Rock Fracture, Paper I-15.

MORFELDT C.O. (1972) - *Drainage problem in connection with tunnel construction in Precambrian granitic bedrock (in Sweden).* Proc. Int. Soc. Rock Mech. Symp., Stuttgart, Percolation Through Fissured Rock, Paper T4-G, 9 p.

ROCHA M. (1972) - *Discussion.* Proc. Int. Soc. Rock Mech. Symp., Stuttgart, Percolation Through Fissured Rock., Dl. pp. 11-15.

BIENIAWSKI Z. T. (1974) - *Geomechanics classification of rock masses and its application in tunneling.* Proc. 3rd. Cong. of Int. Soc. Rock Mech., Denver, Advances in Rock Mechanics, vol. IIA., pp. 27-32.

KORHONEN K.-H., GARDEMEISTER R., JÄÄSKELÄINEN H., NIINI H., VÄHÄSARJA P. (1974) - *Engineering geological rock classification.* (in Finnish) Geotechnical Laboratory, Report 12, Technical Research Centre of Finland, 78 p.

7. Riempimento

Scopo

a) Riempimento è il termine indicante il materiale che separa le pareti rocciose adiacenti delle discontinuità: per esempio, calcite, clorite, argilla, limo, detrito di faglia, breccia ecc. La distanza perpendicolare tra le pareti di roccia adiacenti è detta «ampiezza» della discontinuità con riempimento, termine diverso da «apertura», che si usa per le discontinuità aperte e vuote.

b) A causa della enorme varità di situazioni, le discontinuità con riempimento mostrano un'ampia gamma di comportamenti fisici, in particolare per quanto riguarda la loro resistenza a taglio, deformabilità e permeabilità. I comportamenti a lungo e breve termine possono essere completamente differenti cosicché è facile essere ingannati da condizioni favorevoli a breve termine.

c) L'ampia gamma di comportamenti fisici dipende da molti fattori di cui i seguenti sono probabilmente i più importanti:

I) Mineralogia dei materiali di riempimento
II) Classificazione e granulometria delle particelle
III) Rapporto di sovra-consolidazione
IV) Contenuto d'acqua e permeabilità
V) Precedenti spostamenti trasversali
VI) Rugosità delle pareti
VII) Ampiezza
VIII) Fratturazione o frantumazione delle pareti rocciose.

d) È importante non tralasciare alcun tentativo per rilevare i sopraelencati fattori, usando descrizioni quantitative dove possibile, unitamente a schizzi e/o fotografie a colori delle più importanti situazioni. Alcune prove indice sono consigliate per una più attenta analisi delle maggiori discontinuità che si possano considerare come un pericolo per la stabilità. In casi particolari, i risultati di queste descrizioni ottenute col rilievo possono suffragare le raccomandazioni per le prove su larga scala in situ, almeno nel caso di fondazioni di dighe o di pendii importanti.

Strumentazione

a) Rotella metrica della lunghezza di almeno 3 m, graduata in mm.
b) Asta pieghevole della lunghezza di almeno 2 m.
c) Sacchetti di plastica per la raccolta di campioni del materiale di riempimento di discontinuità del peso fino a 1 o 2 kg. In alcuni casi possono essere necessari campioni indisturbati per le prove di taglio. Per questa operazione si possono usare diversi tipi di campionatori tubolari.
d) Martello da geologo con una estremità appuntita.
e) Robusto coltello da tasca o simile.

Procedura

a) *Ampiezza*. La massima e minima ampiezza delle discontinuità con riempimento (per esempio, fratture con riempimento argilloso) potrebbero essere misurate con l'approssimazione del 10%, valutando inoltre il valore modale dell'ampiezza. Marcate differenze tra le ampiezze massima e minima possono indicare avvenute dislocazioni trasversali, specie se le pareti non si presentano alterate. Nei casi in cui il riempimento è sottile può essere di aiuto tentare di misurare l'ampiezza media della rugosità delle pareti usando l'asta pieghevole, e confrontare questa con la massima ampiezza del riempimento come illustrato in Figura 22. Ciò è particolarmente utile quando si vogliano stimare le caratteristiche di resistenza al taglio e di deformabilità per gli studi di dettaglio.
Le dimensioni principali delle discontinuità con riempimento complesse (ad esempio zone di taglio, zone di frantumazione, faglie, zone di faglia, filoni e contatti litologici) possono essere stimate o misurate con l'approssimazione del 10%, quando possibile. Nel caso di situazioni importanti è utile eseguire, nel corso del rilievo, degli schizzi delle condizioni delle pareti di roccia (cioè, condizioni della fratturazione e/o dell'alterazione). Alcuni esempi sono indicati in Fig. 23.

b) *Grado di alterazione*. Le discontinuità con riempimento che si sono originate come risultato di una alterazione preferenziale lungo discontinuità, possono avere il riempimento costituito da roccia decomposta o roccia disgregata. Il tipo predominante deve essere evidenziato.

Decomposta: La roccia è alterata fino alle condizioni di terreno in cui la struttura originale del materiale è ancora intatta, ma alcuni o tutti i grani di minerale sono decomposti.

Disgregata: La roccia è alterata fino alle condizioni di un terreno in cui la struttura originale del materiale è ancora intatta. La roccia è friabile, ma i grani di minerale non sono decomposti.

c) *Mineralogia*. Per tutti i tipi di discontinuità riempite, le frazioni più fini del riempimento sono di grande interesse poiché esse usualmente influenzano la resistenza a taglio a lungo termine. Si deve pertanto determinare la composizione mineralogica delle parti più fini del materiale di riempimento, specialmente nei casi in cui sia ipotizzata la presenza di argille attive o rigonfianti. Quando si hanno dubbi sulla composizione mineralogica, si devono prelevare campioni per successive analisi. Nei casi in cui sia riscontrata o ipotizzata la presenza di argille rigonfianti, come montmorillonite, e dove ciò può rappresentare una condizione critica per la stabilità, si dovrebbero prelevare dei campioni per le prove di rigonfiamento libero e della pressione di rigonfiamento. (È utile, se possibile, determinare il contenuto d'acqua in

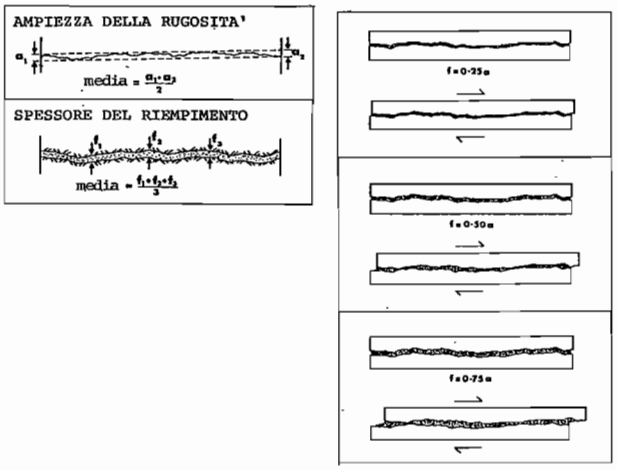

Fig. 22 - Nel caso di discontinuità semplicemente riempite, l'ampiezza della rugosità delle pareti e lo spessore del riempimento possono aiutare ad indicare qual'è l'entità della dislocazione trasversale necessaria affinché avvenga il contatto rigido tra i setti di roccia (durante lo spostamento trasversale, si assume che non vi sia cambiamento di volume nel riempimento).

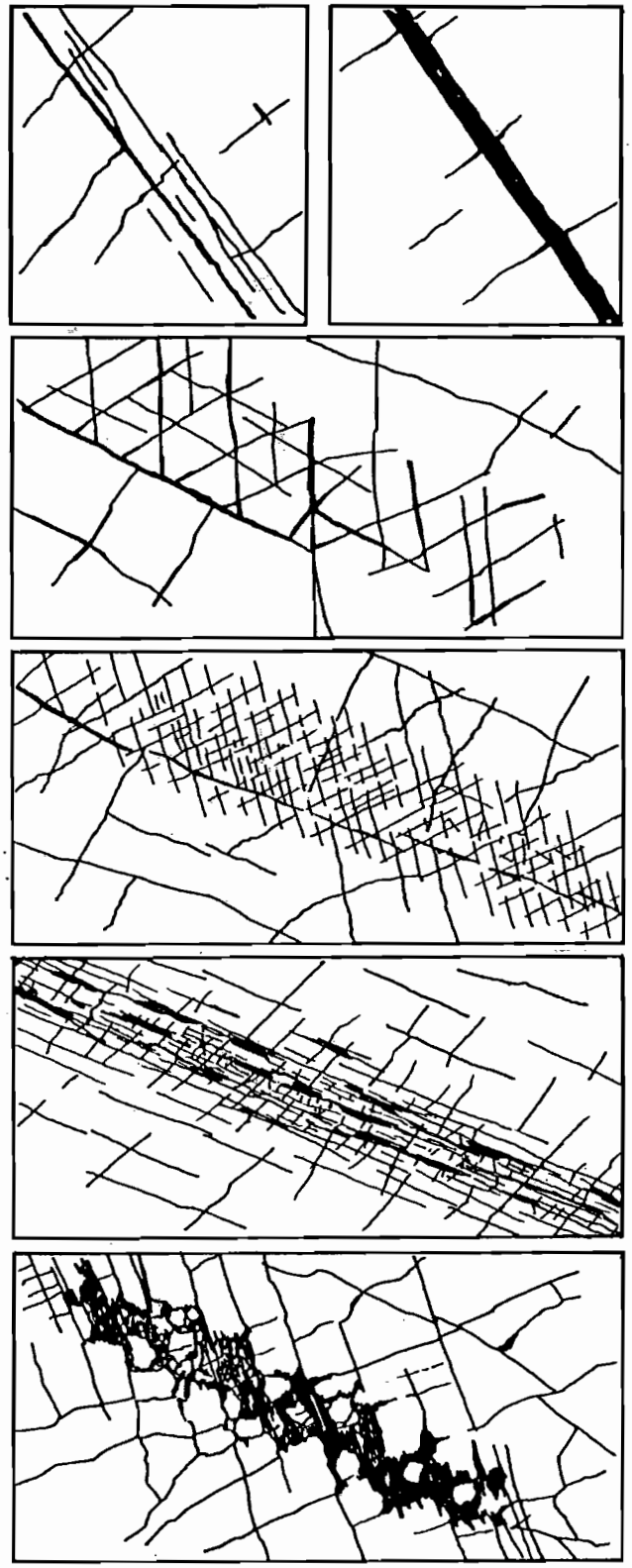

Fig. 23 - Esempi di rappresentazioni grafiche, eseguite durante il rilievo in sito, di discontinuità complesse con riempimento.

situ di questi campioni. Pertanto i campioni dovrebbero essere sigillati).

d) *Granulometria delle particelle.* Il metodo per descrivere la distribuzione granulometrica delle particelle dipenderà dal tipo di situazione. Una grossolana descrizione quantitativa della granulometria del riempimento di discontinuità può essere data dalla stima della percentuale di argilla, limo, sabbia e particelle di roccia (±10%). Parecchi chili di materiale di riempimento possono essere necessari per effettuare questa valutazione. Le particelle possono essere classificate granulometricamente secondo la seguente scala modificata di Wentworth:

blocchi	200-600 mm
ciottoli	60-200 mm
ghiaia grossa	20-60 mm
ghiaia media	6-20 mm
ghiaia fine	2-6 mm
sabbia grossa	0,6-2 mm
sabbia media	0,2-0,6 mm
sabbia fine	0,06-0,2 mm
limi e argille	<0,06 mm

Se è richiesta una dettagliata indagine di meccanica dei terreni, le frazioni più fini possono essere analizzate in laboratorio per determinare:
- frazione argillosa (% <2 μm)
- frazione % di passante allo staccio n. 200 (74μm)
- limiti di Atterberg e indice di plasticità: IP = (LL-PL)%.

e) *Resistenza del riempimento.* Il materiale di riempimento, in particolare la frazione più fine che è usualmente la più «debole», può essere stimato per mezzo delle prove di indice manuale già indicate nel paragrafo «*Resistenza delle pareti*». La resistenza a taglio non drenata dei terreni indicati nei gradi da S1 a S6 è uguale a metà del valore della resistenza a compressione monoassiale (si deve porre attenzione nell'applicare questa stima alle argille fessurate). Se è richiesta una dettagliata indagine di meccanica dei terreni (ad es., la determinazione della resistenza a taglio drenata) a causa della condizione critica di una discontinuità singolare con riempimento, allora potrà essere necessario prelevare campioni indisturbati del materiale di riempimento. Per questa operazione sono disponibili diversi tipi di tubi campionatori.

f) *Spostamenti previi.* Deve usarsi attenzione per determinare se una data discontinuità con riempimento abbia già subito spostamenti di taglio o meno. (Superfici levigate, zone d'attrito, dislocazioni incrociate di giunti, etc.). Ciò deve essere annotato unitamente alla stima approssimata del rapporto di sovraconsolidazione del riempimento argilloso.

g) *Contenuto d'acqua e permeabilità.* Il contenuto d'acqua e la permeabilità delle discontinuità con riempimento nel loro insieme, e dei riempimenti argillosi, in particolare, dovrebbero essere descritti come indicato di seguito (vedere anche il para-

grafo «*Filtrazione*»). La decisione di eseguire la misura di queste proprietà dipenderà dall'importanza della situazione del progetto.

W1 I materiali di riempimento sono fortemente consolidati e asciutti; un significativo flusso è improbabile a causa della scarsissima permeabilità.

W2 I materiali di riempimento sono umidi, ma non vi è acqua libera.

W3 I materiali di riempimento sono bagnati; occasionali gocce d'acqua.

W4 I materiali di riempimento mostrano segni di dilavamento; flusso d'acqua continuo (stimato in litri/minuto).

W5 I materiali di riempimento sono stati localmente dilavati; considerevole flusso d'acqua lungo i canali di dilavamento (stimato in litri/minuto dandone la pressione, ad es. bassa, media o alta).

W6 I materiali di riempimento sono completamente dilavati; è evidente una pressione molto alta dell'acqua, specialmente all'inizio dell'esposizione (stima in litri/minuto e descrizione della pressione).

Osservazioni

a) Le prove di indice manuale per la determinazione dei gradi da S1 a S6 possono essere sostituite da valutazioni più accurate ottenute mediante l'uso di un penetrometro standard per la meccanica dei terreni. Questo strumento è munito di una punta che viene spinta nel campione sotto l'azione di una forza costante. Il valore massimo della resistenza può essere letto in una scala tarata in modo da fornire la massima resistenza a compressione del campione. (Questo valore è pari al doppio della resistenza al taglio non drenata del materiale = $1/2\ (\sigma_1 - \sigma_3)$.

b) L'alterazione idrotermale di materiali detritici fini e/o il deposito di prodotti idrotermali complicheranno l'analisi mineralogica dei materiali di riempimento a causa della presenza di prodotti diversi da quelli della composizione della roccia frantumata o della roccia in posto.

c) Se un precedente spostamento è avvenuto sugli strati potenzialmente più deboli di una discontinuità riempita, per esempio su riempimenti di argilla o di detrito fine-argilloso, come evidenziato da superfici levigate o tagliate, allora il rapporto di sovraconsolidazione dell'argilla non avrà una grande importanza dal momento che la resistenza della discontinuità è prossima al valore residuo. Comunque, se si presume che questo dislocamento sugli strati più deboli non si sia verificato, in questo caso il rapporto di sovraconsolidazione ha la sua importanza poiché la resistenza al taglio drenata di picco dell'argilla integra potrebbe essere molto più alta della resistenza residua. La stabilità a breve termine sarà ingannevolmente alta, specialmente nel caso di una fase di scarico, a causa delle pressioni neutre ridotte o negative. In ogni caso, col passare del tempo potrebbero verificarsi un rigonfiamento e un rammollimento dovuti a una maggiore pressione neutra e a un aumento del contenuto d'acqua e possibilmente dovuti anche ad una prolungata deformazione causata dai lavori di ingegneria come, per esempio, nel caso dello scavo di un pendio di roccia sovrastante. Questa riduzione potenziale della resistenza nel tempo non dovrebbe essere sottovalutata nel corso dei rilevamenti.

d) Le faglie molto spesso contengono fini detriti brecciolari, assai permeabili, a contatto con detriti argillosi altamente impermeabili. La capacità di conduzione idrica sarà di conseguenza accentuatamente anisotropa e l'acqua potrebbe perfino essere costretta a scorrere parallelamente al piano di faglia. Potrebbe essere prematuro descrivere una zona di faglia come «secca» o «impermeabile» se la galleria o un cunicolo esplorativo non hanno attraversato completamente la struttura.

Presentazione dei risultati

Il grado di dettaglio della presentazione dei risultati dipenderà dall'importanza della singola discontinuità con riempimento (o dei sistemi di discontinuità) nell'ambito dell'intero progetto. In generale la descrizione dovrebbe essere preparata come sottoindicato, in modo da includere una descrizione di quei fattori di particolare importanza per il progetto intrapreso.

a) Geometria:	ampiezza rugosità delle pareti di roccia schizzi grafici
b) Tipo di riempimento:	mineralogia granulometria delle particelle grado di alterazione indici parametrici del terreno possibilità di rigonfiamento
c) Resistenza del riempimento:	indice manuale (S1-S6) resistenza al taglio rapporto di sovraconsolidazione dislocata o non dislocata
d) Filtrazione:	presenza d'acqua (gradi da W1 a W6) dati di permeabilità.

BIBLIOGRAFIA

KORHONEN K.-H., GARDEMEISTER R., JÄÄSKELÄINEN H., VÄHÄSARJA P. (1974) - *Engineering geological rock classification (in Finnish).* Geotechnical laboratory, Report 12, Technical Research Centre of Finland, 78 p.

MÜLLER L. (1963) - *Der Felsbau.* Ferdinand Enke-Verlag, Stuttgart, 624 p.

BREKKE T. L., SELMER-OLSEN R. (1965) - *Stability problems in underground construction caused by montmorillonite-carrying joints and faults.* Engng. Geol., n. 1, pp. 3-19.

SKEMPTON A. W. (1966) - *Some observations on tectonic shear zones.* Proc. Ist. Cong. of Int. Soc. Rock Mech., Lisbon, vol. I, pp. 329-335.

SKEMPTON A. W., PETLEY D. J. (1968) - *The strength along structural discontinuities in stiff clays.* Geotech. Conf. on Shear Strength Properties of Natural Soils and Rocks, Oslo, 1967, Proc. vol. II, pp. 29-46.

CECIL O. S. (1970) - *Correlations of rock bolt-shotcrete support and rock quality parameters in Scandinavian tunnels.* Ph.D. Thesis, Univ. of Illinois, 414 p.

SELMER-OLSEN R. (1971) - *Ingeniorgeologi.* part. 1, Tapir, Trondheim, 230 p.

BREKKE T. L., HOWARD T. R. (1972) - *Stability problems caused by seams and faults.* Proc. Ist. North American Rapid Excavation and Tunneling Conference, Chicago, vol. I, pp. 24-41.

BREKKE T. L., HOWARD T. R. (1973) - *Functional classification of gouge materials from seams and faults in relation to stability problems in underground openings.* Dept. of Civ. Eng., Univ. of California, Berkeley, 153 p.

DEERE D. U. (1973) - *The foliation shear zone-an adverse engineering geologic feature of metamorphic rocks.* J. Boston Soc. Civ. Engrs., n. 60, pp. 163-176.

BARTON N. (1974) - *A review of the shear strength of filled discontinuities in rock. Fjellsprengningsteknikk, Bergmekanikk.* Cong. Oslo. Tapir, Trondheim, pp. 19.1-19.38 (1973) (Also NGI Publ. n. 105, Oslo).

BARTON N., LIEN R., LUNDE J. (1974) - *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support.* Rock Mechanics, Springer-Verlag, n. 6, pp. 189-236.

CORDING E. J., MAHAR J. W. (1974) - *The effect of natural geologic discontinuities on behaviour of rock in tunnels.* Proc. 2nd. North American Rapid Excavation and Tunneling Conference, San Francisco, vol. I, Chap. 12, pp. 107-138.

DEARMAN W. R. (1974) - *The characterization of rock for civil engineering practice in Britain.* La Géologie de l'Ingénieur, Société Géologique de Belgique, Liège, pp. 1-75.

INTERNATIONAL SOCIETY FOR ROCK MECHANICS (1974) - *Suggested methods for determining shear strength.* ISRM Commission on Standardization of Laboratory and Field Tests, 23 p.

NORWEGIAN ROCK MECHANICS GROUP (1974) - *Suggested terminology, definitions and map symbols for rock mechanics and engineering geology (in Norwegian).* Tapir, Trondheim.

SELMER-OLSEN R., ROKOENGEN K. (1974) - *About swelling tests and stability of clay zones in hard rock.* Proceedings of 3rd. Cong. of Int. Soc. Rock Mech., Denver, Advances in Rock Mechanics, vol. II-B, pp. 1061-1068.

8. Filtrazione

Scopo

a) La filtrazione dell'acqua attraverso masse rocciose deriva principalmente dal suo flusso attraverso le discontinuità permeabili (permeabilità «secondaria»). Nel caso di alcune rocce sedimentarie la permeabilità «primaria» del materiale roccioso, può essere significativa e tale che una parte della filtrazione totale avvenga attraverso i pori. La velocità di filtrazione è approssimativamente proporzionale al gradiente idraulico locale e alla permeabilità predominante in direzione; proporzionalità che dipende dall'ipotesi che il flusso sia laminare. Un flusso ad alta velocità lungo le discontinuità aperte potrebbe risolversi in un incremento delle cadute di carico dovute a turbolenza.

b) La previsione dei livelli piezometrici, dei probabili percorsi di filtrazione e delle pressioni approssimate dell'acqua può sovente fornire elementi di preavviso sulla stabilità o sulle difficoltà di costruzione. La descrizione delle masse rocciose con un rilievo in sito deve in ogni caso precedere ogni raccomandazione per le prove in sito sulla permeabilità cosicché questi fattori dovrebbero essere accuratamente valutati fin dalle prime fasi.

c) Livelli piezometrici irregolari e superfici sospese della falda possono incontrarsi in masse rocciose intersecate da strutture impermeabili persistenti come filoni e discontinuità con riempimento argilloso o da letti permeabili. La previsione di queste potenziali barriere del flusso e le relative superfici piezometriche irregolari è di considerevole importanza, specialmente in progetti di ingegneria in cui tali barriere potrebbero essere attraversate in profondità dallo scavo delle gallerie, col risultato di venute d'acqua ad alta pressione.

d) La filtrazione di acqua causata dal drenaggio per un'opera di scavo sotterraneo può avere conseguenze a lungo termine nei casi in cui un abbassamento del livello piezometrico causerebbe il riassestamento di strutture fondate sui sovrastanti depositi argillosi.

e) La descrizione approssimata dell'idrogeologia locale dovrebbe essere ampliata attraverso dettagliate osservazioni della filtrazione da discontinuità singolari o particolari sistemi di discontinuità, in base alla loro importanza relativa per la stabilità. Un breve commento riguardante le precipitazioni recenti nella zona, se conosciute, sarà di aiuto nell'interpretazione di queste osservazioni. Dati supplementari circa le tendenze della falda idrica e documentazioni sulla piovosità e sulla temperatura saranno utili informazioni supplementari.

f) Nel caso di pendii rocciosi, le valutazioni preliminari del progetto saranno basate su valori presunti di sforzo normale efficace. Se, come risultato delle osservazioni di campagna, si arriva alla conclusione che siano giustificate ipotesi pessimistiche circa la pressione dell'acqua (per es. una frattura di trazione piena d'acqua con pressione di uscita nulla al piede della discontinuità sfavorevole) allora tutto ciò avrà chiaramente notevoli conseguenze sul progetto. Allo stesso modo in-

fluirà l'osservazione circa la possibile o probabile formazione di ghiaccio. Il deterioramento di pendii rocciosi e dell'imbocco di gallerie dovuto alla formazione di cunei di ghiaccio e/o all'aumento della pressione idrica causati dall'ostruzione delle vie di drenaggio da parte del ghiaccio sono, in molti paesi, seri problemi stagionali.

Strumentazione

a) Osservazione visiva (in caso di gallerie è essenziale una buona illuminazione).
b) Fotografie aeree e dati sulla piovosità e le temperature locali, a seconda della reperibilità.

Procedura

a) Le fotografie aeree reperibili devono essere studiate per ottenere una visione completa dello schema locale di drenaggio e possibilmente dei livelli piezometrici. (La falda può essere indicata dalla crescita di vegetazione lungo le faglie e i filoni). Informazioni riguardanti le variazioni stagionali dei livelli piezometrici e i dati di piovosità e temperatura, dovrebbero essere esaminati, quando reperibili.
b) Una descrizione dell'idrogeologia locale sarà solitamente limitata nelle fasi preliminari del rilevamento di campagna. Non vi saranno probabilmente né fori di sonda per prove di pompaggio, né pozzi per la determinazione del livello dell'acqua e dell'abbassamento piezometrico, né prove con traccianti, né piezometri. L'idrogeologia dovrà quindi essere definita attraverso le previsioni geologiche delle presunte posizioni degli acquiferi, dalle previsioni circa la probabile orientazione e posizione delle barriere impermeabili al flusso, e dalle previsioni delle probabili direzioni risultanti di filtrazione e dei livelli piezometrici. Si deve quindi valutare la necessità di fori di sonda esplorativi per la determinazione del livello della falda, per i test con traccianti, per le installazioni piezometriche e le prove di pompaggio e di abbassamento; inoltre la loro posizione ottimale deve essere indicata su planimetrie appropriate.
c) Si deve valutare la mutua interazione del progetto di ingegneria in programma e il presunto regime di flusso della falda e se ne devono trarre importanti conseguenze. L'effetto della filtrazione verso uno scavo progettato, come una galleria o un pendio, dovrebbe essere descritto in vista di un'analisi preliminare. Deve essere infine valutato l'effetto di ogni abbassamento risultante dei livelli piezometrici sulle installazioni esistenti e sul cedimento per assestamento delle fondazioni su argilla.
d) La filtrazione da discontinuità singolari, vuote o riempite, o da specifici sistemi messi a nudo in una galleria o in una esposizione superficiale, può essere stimata secondo i seguenti schemi descrittivi:

Tab. F - Discontinuità senza riempimento

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

Tab. G - Discontinuità con riempimento

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

e) Nel caso di un opera di ingegneria in roccia che agisca da agente drenante per la massa rocciosa, per esempio una galleria, è utile descrivere il flusso globale nelle singole sezioni della struttura. Ciò dovrebbe essere effettuato immediatamente dopo lo scavo, dal momento che i livelli piezometrici o l'accumulo nella massa rocciosa possono essere abbassati rapidamente. Le descrizioni possono basarsi sullo schema seguente:

Tab. H - Massa rocciosa (ad es. al contorno di una galleria)

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

f) Un rilevamento di campagna circa la possibile efficacia di dreni superficiali, fori inclinati o gallerie di drenaggio dovrebbe essere effettuato nel caso di pendii rocciosi rilevanti. Questo rilevamento dipenderà dall'orientamento, spaziatura e apertura delle discontinuità rilevanti.

g) Si deve valutare la potenziale influenza di gelo e ghiaccio sulle vie di filtrazione attraverso la massa rocciosa. Le osservazioni della filtrazione dalla traccia superficiale delle discontinuità possono non essere evidenti alle temperature di congelamento. La possibilità di blocco da parte del ghiaccio delle vie di drenaggio dovrebbe essere verificata dal punto di vista del deterioramento superficiale di uno scavo in roccia e dal punto di vista della stabilità globale.

Osservazioni

a) I dati sulle precipitazioni locali devono essere reperiti, ove possibile, per agevolare l'interpretazione delle osservazioni sulle filtrazioni. Ciò è in particolar modo importante nelle osservazioni su affioramenti superficiali, pendii, e gallerie a bassa profondità.

b) Nel caso di coltivazioni minerarie a cielo aperto, si eseguono sondaggi per la ricerca del minerale, e gli studi di meccanica delle rocce generalmente sono presi in considerazione solo in una fase successiva, se la valutazione del minerale è soddisfacente. L'esistenza di sondaggi precedenti consentirà di procedere ad uno studio idrogeologico più completo, comprendente prove con traccianti, installazioni piezometriche e prove di pompaggio e assorbimento. Le pareti dei fori di sonda possono essere controllate per individuare gli orizzonti permeabili, per mezzo di sonde ottiche, macchine fotografiche e telecamere.

c) Le prove eseguite in fori di sonda (ad es., prove di assorbimento e prove Lugeon) per misurare la permeabilità della formazione rocciosa sono argomento di un altro documento dell'ISRM. La descrizione di alcuni valori Lugeon disponibili rappresenta ovviamente un valido complemento al presente metodo per lo studio della massa rocciosa e delle sue discontinuità (vedere inoltre il paragrafo «*Carote di sondaggio*»).

d) Giunti di stratificazione e banchi di rocce sedimentarie con alta permeabilità primaria, tendono ad essere strutture potenzialmente persistenti nel senso del collegamento idraulico di grandi aree di masse rocciose sedimentarie. Questi tipi di efficienti connessioni idrauliche saranno necessariamente meno presenti in ambienti ignei o metamorfici se sono assenti grossi giunti e faglie a livello regionale.

e) Talora le faglie contengono brecce altamente permeabili a contatto con detriti argillosi altamente impermeabili. La conducibilità idraulica può essere perciò fortemente anisotropa fino ad essere talora confinata in un flusso parallelo al piano di faglia. Potrebbe quindi essere azzardato considerare asciutta una zona di faglia senza che una galleria o uno scavo esplorativo non ne abbiano completamente attraversato la struttura.

f) La posizione più elevata di giunti ove vi sia filtrazione in un pendio roccioso può essere un dato indiretto importante in una analisi preliminare di stabilità. Allo stesso modo la profondità di una galleria o la sua posizione rispetto alle zone di minor resistenza sarà molto importante, poiché da ciò potrebbero dipendere, potenzialmente, delle forti venute d'acqua.

Presentazione dei risultati

a) Fotografie aeree, carte geologiche, o planimetrie in scale appropriate possono essere segnate con freccette per indicare l'andamento generale delle falde nel terreno, come possono risultare dalla interpretazione dei dati idrogeologici disponibili. Se necessari, si possono aggiungere dati pluviometrici e sulle temperature.

b) Le barriere impermeabili previste, come filoni, discontinuità principali con riempimento d'argilla e strati impermeabili, possono essere disegnate su carte geologiche semplificate o in sezioni verticali, insieme ai previsti livelli di falda. Se utile, si possono indicare le migliori posizioni per fori di sondaggio esplorativo (e i fori già esistenti).

c) Le previste interazioni fra il progetto dell'opera e del regime acquifero sotterraneo ipotizzato, possono essere descritte, dove possibile. Se i dati disponibili sono sufficienti per una previsione rea-

listica, possono essere abbozzati i livelli freatici previsti prima e dopo la costruzione. Se possibile, si può indicare un ipotetico effetto delle condizioni meteorologiche più avverse. Si possono inoltre indicare i possibili effetti del gelo e di provvedimenti di drenaggio artificiale.

d) Le osservazioni in situ sulle filtrazioni in discontinuità singolari, in sistemi di discontinuità o nella massa rocciosa nel suo insieme possono essere presentati in classi di filtrazione da I a VI. Se si ha a disposizione un numero sufficiente di osservazioni, si possono disegnare i contorni delle zone di distribuzione di queste classi, disegnare degli istogrammi o, nel caso di gallerie, rappresentati sulla sezione longitudinale, parallelamente ai dati strutturali, allo stesso modo con cui i dati Lugeon sono presentati in parallelo con la stratigrafia dei sondaggi.

BIBLIOGRAFIA

CASAGRANDE A. (1961) - *Control of seepage through foundations and abutments of dams.* Géotechnique, n. 11, pp. 159-182.

TERZAGHI K. (1962) - *Stability of steep slopes on hard unweathered rock.* Géotechnique, n. 12, pp. 251-270.

MÜLLER L. (1964) - *The rock slide in the Vajont Valley.* Felsmechanik und Ing. Geol., n. 2, pp. 148-212.

LONDE P. (1968) - *La stabilité des massifs rocheux: application aux barrages.* Annls. Inst. Tech. Bâtiment Trav. Publ., pp. 1617-1637.

SNOW D. T. (1968) - *Rock fracture spacing, opening, and porosities.* ASCE, Proc. vol. XCIV, n. SMI, pp. 73-91.

SHARP J. C. (1970) - *Drainage characteristics of sub-surface galleries.* Proc. of 2nd. Cong. of Int. Soc. Rock Mech., Belgrade. vol. III, Paper 6-10.

SABARLY F., PAUTRE A., LONDE P. (1970) - *Quelques réflexions sur la drainabilité des massifs rocheux.* Proc. of 2nd. Cong. of Int. Soc. Rock Mech., Belgrade, vol. III, Paper 6-12.

CECIL O. S. (1970) - *Correlations of rock bolt-shotcrete support and rock quality parameters in Scandinavian tunnels.* Ph.D. Thesis, Univ. of Illinois, 414 p.

MOREFELDT C. O. (1969) - *Significance of groundwater at rock constructions of different types.* Proc. Int. Symp. on Large Permanent Underground Openings, Oslo, pp. 305-317.

SHARP J. C., MAINI Y. N. T., HARPER T. R. (1972) - *Influence of groundwater on the stability of rock masses: 1-hydraulics within rock masses.* Inst. of Min. and Metall. Trans., vol. LXXXI, Sect. A, pp. A13-A20.

WOLTERS P. REINHARDT M., JÄGER B. (1972) - *Beobachtungen über Art, Anordning und Ausdehnung von Kluftöfnungen.* Proc. of Int. Soc. Rock Mech. Symp., Stuttgart, Percolation Through Fissured Rock, T1-1, 13 p.

MORFELDT C. O. (1972) - *Drainage problem in connection with tunnel construction in Precambrian granitic bedrock (in Sweden).* Proc. of Int. Soc. Rock Mech. Symp., Stuttgart, Percolation Through Fissured Rock, T4-G, 9 p.

LOUIS C. (1974) - *Reconnaissance des massifs rocheux par sondages et classifications géotechniques de roches.* Sols et Fondations, n. 319, July-August, pp. 97-122.

BRAWNER C. O. (1974) - *Rock mechanics in open pit mining.* Proc. 3rd. Cong. of Int. Soc. Rock Mech., Denver. vol. 1A, pp. 755-773.

HOEK E., BRAY J. (1974) - *Rock Slope Engineering.* The Institution of Mining and Metallurgy, London, 309 p.

HARPER T. R. (1975) - *The transient groundwater pressure response to rainfall and the prediction of rock slope instability.* Int. J. Rock Mech. Min. Sci., Geomech. Abstr., vol. XII, pp. 175-179.

9. Numero di sistemi di discontinuità

Scopo

a) Sia il comportamento meccanico che l'aspetto esterno di una massa rocciosa sono determinati dal numero di sistemi di discontinuità che si intersecano reciprocamente. In particolar modo è influenzato il comportamento meccanico poiché il numero di sistemi determina la misura in cui la massa rocciosa può deformarsi senza che si provochi la fratturazione della roccia integra.
L'aspetto della massa rocciosa è influenzato perché il numero di sistemi di discontinuità determina il grado di sovrafratturazione che tende a verificarsi nello scavo con esplosivo. (Fig. 24).

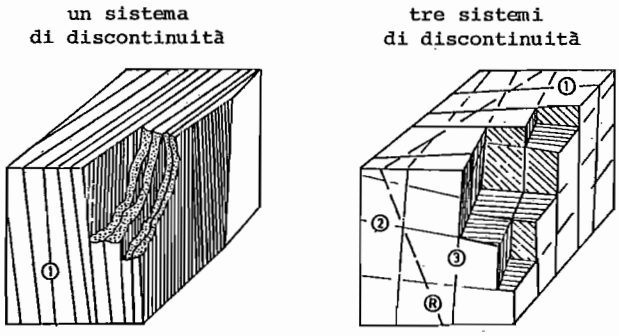

Fig. 24 - Esempi dimostrativi dell'effetto del numero di sistemi di discontinuità sul comportamento meccanico e sull'aspetto di una massa rocciosa.

b) Il numero di sistemi di discontinuità potrebbe essere un fattore determinante per la stabilità di un pendio roccioso, dal momento che tradizionalmente l'orientazione delle discontinuità relativamente al fronte del pendio è considerato di primaria importanza. Comunque, se non esiste un numero sufficiente di sistemi di discontinuità, la probabilità di instabilità è praticamente ridotta a zero. All'estremo opposto, un gran numero di sistemi che abbiano spaccature piccole potrebbe cambiare la potenziale modalità di instabilità del pendio da traslatorio o di ribaltamento a rotazionale/circolare.

c) Nel caso della stabilità delle gallerie, tre o più sistemi costituiranno generalmente una struttura a blocchi tridimensionali che hanno molti più «gradi di libertà» per la deformazione che non una massa rocciosa avente meno di tre sistemi di discontinuità. Per esempio, una fillade fortemente scistosa con un solo sistema di giunti molto ravvicinati potrebbe essere ugualmente favorevole per lo scavo di una galleria quanto un granito massiccio con tre sistemi di discontinuità ampiamente spaziate. L'entità del sovrascavo in una galleria è generalmente legata in modo sensibile al numero di sistemi.

Strumentazione

a) Bussola da geologo e clinometro.
b) Indagine visiva e/o rilievi fotografici.

Procedura

a) Il numero di sistemi è spesso funzione della dimensione dell'area rilevata. In una prima indagine è importante prendere nota di tutti i sistemi presenti. Il rilevamento di vari sistemi procederà generalmente in contemporanea con le misure di giacitura. Bisognerebbe poter misurare fino a 150 discontinuità e il numero di sistemi può generalmente essere determinato contornando con linee di ugual densità i poli relativi ai piani di discontinuità riportati sul reticolo polare equiarea. (vedere il paragrafo «*Orientazione*»).
b) Se le orientazioni sono omogenee, un'attenta campionatura può ridurre il numero delle discontinuità da misurare per definire il numero di sistemi.
c) Nella fase di dettaglio dell'indagine di campagna, il numero di sistemi presenti localmente potrebbe essere riportato come una aggiunta alla fase (a). La stabilità di una data sezione di galleria o di un pendio roccioso, o la deformabilità di una data fondazione sarà funzione del numero di sistemi presenti localmente, piuttosto che del numero totale rilevato nella fase (a).
d) Il riconoscimento visivo del numero di sistemi può essere accompagnato con qualche sistema di numerazione per la loro identificazione. Per esempio il sistema più omogeneo e persistente può essere denominato «sistema n° 1» e così via, (Fig. 24). Altrimenti i sistemi possono essere numerati a seconda della loro importanza ai fini della stabilità.

Osservazioni

a) I sistemi di discontinuità che si ripetono regolarmente devono essere distinti da quelli non sistematici. In generale le discontinuità sistematiche saranno di tipo persistente con giacitura parallela o sub-parallela, mentre le discontinuità non-sistematiche presentano una giacitura piuttosto casuale.

   I problemi di identificazione dei sistemi, quando questi non siano facilmente distinguibili in situ, possono essere risolti utilizzando metodi statistici per individuare l'andamento generale nella distribuzione dei poli riportati sul reticolo polare equiarea (Fig. 5).
b) Le discontinuità latenti, come quelle che si possono sviluppare parallelamente a letti di stratificazione, o di scistosità o di sfaldatura, possono essere comprese nella stima locale del numero di sistemi se si ritiene che il metodo di scavo impiegato disturberà abbastanza la massa rocciosa da causare il manifestarsi di queste strutture in equivalenti discontinuità di stratificazione, di scistosità, etc.
c) Come osservato nelle procedure (a) e (c), il numero di sistemi rilevato tenderà ad essere una funzione delle dimensioni dell'area controllata e dovrebbe essere interpretato di conseguenza. La spaziatura dei singoli sistemi giocherà un ruolo importante in questa interpretazione. Per esempio, quattro sistemi riconosciuti eseguendo un rilievo «convenzionale» di una area (utilizzando il metodo del contorno dei poli), può comprendere alcuni sistemi con spaziature assai grandi che potrebbero avere poca influenza riguardo alla stabilità di un tratto corto di galleria mentre è possibile che abbiano importanza rilevante ai fini della stabilità di un pendio di notevoli dimensioni.

Presentazione dei risultati

a) Il numero di sistemi di discontinuità presenti può essere rappresentato visivamente come parte della presentazione dei dati di orientazione. (Vedere Fig. 2 : diagramma a blocchi; Fig. 3 : diagramma a stella; Fig. 5: contorno dei poli su uno stereogramma di Schmidt).
b) Il numero dei sistemi di discontinuità che compaiono localmente (per esempio longitudinalmente ad una galleria) può essere descritto secondo il seguente schema:

I	massa continua; discontinuità occasionali e casuali
II	un sistema di discontinuità
III	un sistema più discontinuità casuali
IV	due sistemi di discontinuità
V	due sistemi più discontinuità casuali
VI	tre sistemi di discontinuità
VII	tre sistemi più discontinuità casuali
VIII	quattro o più sistemi di discontinuità
IX	roccia fratturata simile a un terreno.

Importanti discontinuità singolari devono essere riportate in modo individuale.

BIBLIOGRAFIA

HODGSON R. A. (1961) - *Regional study of jointing in the Comb Ridge Navajo Mountain area, Arizona and Utah.* Bull. Am. Ass. Petrol. Geol., n. 45, pp. 1-38.

JOHN K. W. (1962) - *An approach to rock mechanics.* J. Soil Mech. Fdns Div. Civ. Engrs., SM4, pp. 1-30.

MÜLLER L. (1963) - *Der Felsbau.* Ferdinand Enke-Verlag, Stuttgart, 624 p.
PRICE N. J. (1966) - *Fault and Joint Development in Brittle and Semi-Brittle Rock.* Pergamon, Oxford, 176 p.
NICKELSEN R. P., HOUGH V. N. D. (1967) - *Jointing in the Appalachian Plateau of Pennsylvania.* Bull. Geol. Soc. Am., n. 78, pp. 609-630.
CECIL O. S. (1970) - *Correlations of rock bolt-shotcrete support and rock quality parameters in Scandinavian tunnels.* Ph.D. Thesis, Univ. of Illinois. (also Swedish Geotechnical Institute, Procedings n. 27, Stockholm 1975, 275 p.)
PITEAU D. R. (1971) - *Geological factors significant to the stability of slopes cut in rock.* Symp. on Planning Open Pit Mines, Johannesburg, 1970, Balkema, Amsterdam, pp. 33-53.
ROBERTSON A. MACG. (1971) - *The interpretation of geological factors for use in slope theory.* Symp. on Planning Open Pit Mines, Johannesburg, 1970, Balkema, Amsterdam, pp. 55-71.
BABCOCK E. A. (1973) - *Regional jointing in Southern Alberta.* Canadian. J. Earth Sci., n. 10, pp. 1769-1781.
BARTON N., LIEN R., LUNDE J. (1974) - *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support.* Rock Mechanics, n. 6, pp. 189-236.
HOEK E., BRAY J. (1974) - *Rock Slope Engineering.* The Institution of Mining and Metallurgy, London, 309 p.
GOODMAN R. E. (1976) - *Methods of Geological Engineering in Discontinuous Rocks.* West Pusblishing, N.Y., 472 p.

10. Dimensione dei blocchi

Scopo

a) La dimensione dei blocchi è un indicatore estremamente importante del comportamento della massa rocciosa. Le misure dei blocchi sono determinate dalla spaziatura delle discontinuità, dal numero dei sistemi e dalla persistenza delle discontinuità che delimitano i blocchi potenziali.
b) Il numero dei sistemi di discontinuità e il loro orientamento determinano la geometria dei blocchi risultanti, che possono prendere la forma approssimata di cubi, romboedri, tetraedri, lastre sottili, etc. Comunque, forme geometriche regolari sono l'eccezione piuttosto che la regola visto che raramente le discontinuità di un sistema sono parallele con regolarità. Le discontinuità nelle rocce sedimentarie producono di solito le forme dei blocchi più regolari.
c) Le proprietà combinate della dimensione dei blocchi e della resistenza al taglio esercitata tra loro determinano il comportamento meccanico della massa rocciosa sotto certe condizioni di tensione. Le masse rocciose composte da grossi blocchi hanno meno tendenza a deformarsi e, in caso di costruzioni sotterranee, in esse si possono sviluppare favorevoli strutture resistenti per effetto arco e per mutuo incastramento dei blocchi. Nel caso di pendii, una piccola dimensione dei blocchi può causare un potenziale tipo di cedimento simile a quello del terreno, (per esempio circolare/rotazionale) invece che traslatorio o per ribaltamento come si verifica di solito nelle masse discontinue di roccia. In casi eccezionali la dimensione dei blocchi può essere così piccola che si verifica un colamento come nella quarzite alterata per taglio con una struttura detta «a cubetti di zucchero».
d) I rendimenti della coltivazione di pietra ornamentale e dell'abbattimento con esplosivo sono, probabilmente, fortemente influenzati dalla dimensione naturale dei blocchi. Può essere d'aiuto pensare in termini di distribuzione della dimensione dei blocchi nella massa rocciosa, pressappoco nello stesso modo con cui i terreni sono classificati secondo la granulometria.
e) La dimensione dei blocchi può essere descritta sia servendosi della dimensione media dei blocchi tipici (indice della dimensione dei blocchi, «I_b»), o con il numero totale delle discontinuità che intersecano una unità di volume della massa rocciosa (numero volumetrico delle discontinuità, «J_v»).

Strumentazione

a) Una rotella metrica della lunghezza di almeno 3 metri, graduata in mm.

Procedura

a) *Indice della dimensione dei blocchi* (I_b). L'indice può essere valutato selezionando a occhio diversi blocchi tipici e misurando le loro dimensioni medie. Poiché l'indice può variare da qualche millimetro fino a molti metri, una misura con una precisione del 10% può essere sufficiente. Ogni dominio strutturale dovrebbe essere caraterizzato da un valore modale dell'indice I_b e dalla sua variabilità, ad es. indicando i valori tipici dell'indice massimo e minimo.
Il numero dei sistemi di discontinuità dovrebbe sempre essere riportato congiuntamente a I_b, poiché se ci sono solamente uno o due sistemi, ogni tentativo successivo di trasformare I_b in volumi caratteristici della massa rocciosa potrebbe essere non realistico.
b) *Numero volumetrico delle discontinuità* (J_v). Il numero volumetrico delle discontinuità è definito come la somma del numero di discontinuità al metro per ogni sistema presente. Le discontinuità casuali possono essere incluse, ma generalmente avranno un effetto poco rilevante sui risultati. Il numero di discontinuità di ogni sistema dovrebbe essere conteggiato lungo la perpendicolare del relativo sistema associato. Si suggerisce una lunghezza di campionatura di 5 o 10 metri. Ogni conteggio dei giunti sarà poi diviso per 5 o per

10 per esprimere il risultato come numero al metro. Un risultato tipico per tre sistemi associati e una discontinuità casuale, conteggiati su basi di misura perpendicolari di 5 o 10 metri, potrebbe essere come nel seguente esempio:
$J_v = 6/10 + 24/10 + 5/5 + 1/10$
$J_v = 0{,}6 + 2{,}4 + 1{,}0 + 0{,}1 = 4{,}1$ giunti/m^3 (blocchi di media dimensione).
I seguenti termini descrittivi danno un'idea della corrispondente dimensione dei blocchi:

Descrizione	J_v(giunti/m^3)
Blocchi molto grandi	< 1
Blocchi grandi	1-3
Blocchi di dimensione media	3-10
Blocchi piccoli	10-30
Blocchi molto piccoli	>30

Valori di Jv > 60 rappresenterebbero rocce frantumate, tipiche di una zona fratturata senza componente argillosa.

c) *Masse rocciose.* Le masse rocciose possono essere descritte con i seguenti aggettivi, per dare un'idea della dimensione dei blocchi e della loro forma:

I massiccia = pochi giunti o spaziature molto ampie
II a blocchi = approssimativamente equidimensionali
III tabulare = una dimensione è considerevolmente più piccola delle altre due
IV colonnare = una dimensione è considevolmente più grande delle altre due
V irregolare = notevoli variazioni della dimensione e della forma dei blocchi
VI frantumata = fortemente giuntata fino alla struttura «a cubetti di zucchero».

Per i relativi esempi, vedere la Fig. 25.

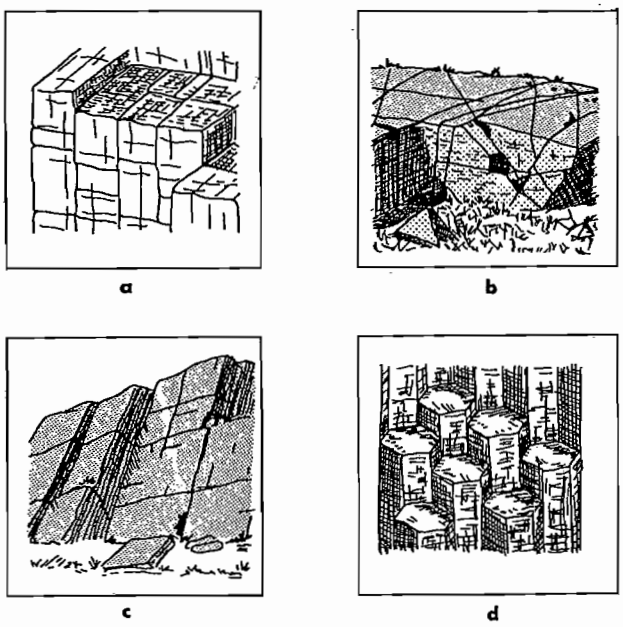

Fig. 25 - Schizzi di masse rocciose indicanti la forma dei blocchi: a) a blocchi, b) irregolare, c) tabulare, d) colonnare.

Osservazioni

a) *Indice della dimensione dei blocchi* (I_b). Lo scopo dell'indice della dimensione dei blocchi è di rappresentare le dimensioni medie dei blocchi di roccia tipici. La media dei valori modali delle singole spaziature (S_1, S_2, etc., vedere il paragrafo «*Spaziatura*») possono non dare un valore realistico di I_b se ci sono più di tre sistemi di discontinuità, poiché il quarto sistema, se ampiamente spaziato, farebbe artificialmente aumentare I_b, ma avrebbe poca influenza sulle effettive dimensioni dei blocchi così come sono osservati in sito.
Nel caso delle rocce sedimentarie, due sistemi mutuamente perpendicolari di discontinuità trasversali, insieme alla stratificazione danno origine a una forma dei blocchi cubica o prismatica, estremamente comune. In questi casi I_b è correttamente descritto da:

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

b) *Numero volumetrico delle discontinuità* (J_v). Il rilievo in sito può essere eseguito molto rapidamente facendo a meno della rotella metrica quando non interessa valutare la spaziatura fra le varie discontinuità. Infatti basi di misura di 5 o 10 metri possono essere stimati a passi con una ragionevole precisione dalla maggior parte dei rilevatori (con un errore di ±10%). Il rilevatore dovrebbe mettersi di fronte alla direzione di ogni sistema di discontinuità che deve essere contato e conteggiare perpendicolarmente alla direzione, evitando così di dover fare la correzione angolare.
Si deve sottolineare che J_v non è uguale a $1/S_1 + 1/S_2 + \ldots 1/S_n$.
Il calcolo di J_v è basato sui valori medi delle spaziature e non sui valori modali. Generalmente i risultati saranno simili ma la spaziatura tende ad avere una distribuzione logaritmica.
Le occasionali discontinuità casuali non influenzeranno notevolmente il valore di J_v, a meno che la spaziatura delle discontinuità sistematiche sia ampia o molto ampia (per esempio, 1-10 metri). In questi casi le discontinuità occasionali dovrebbero essere conteggiate con una spaziatura opportunamente ampia, per esempio 10 metri.
In relazione al sempre più diffuso uso dell'indice

RQD in vari metodi di classificazione delle masse rocciose, è importante considerare una correlazione approssimata tra J_v e RQD:

$$RQD = 115 - 3{,}3 \cdot J_v$$
$$(RQD = 100 \text{ per } J_v < 4{,}5)$$

Questa relazione può essere usata per valutare l'ordine di grandezza di RQD quando non vi è disponibilità di carote di sondaggio.

c) *Dati di giacitura.* I dati di giacitura serviranno come ulteriori dati descrittivi per una più chiara espressione della forma di una struttura a blocchi anisotropa. Per esempio, letti sottili, elementi lastroidi o strati subverticali, oppure blocchi colonnari verticali, etc. Quando le dimensioni dei blocchi sono abbastanza isotrope, è necessario descrivere solo la forma dei blocchi nel modo appropriato, per esempio cubica, romboedrica, prismatica, tetraedrica, irregolare, etc..

Presentazione dei risultati

a) Indicare il valore modale dell'indice della dimensione dei blocchi (I_b) e i valori tipici di I_b per le dimensioni massime e minime dei blocchi, nel dominio o nei dominii strutturali di interesse. (Indicare anche il numero dei sistemi e descriverne la persistenza).
b) Indicare il numero volumetrico delle discontinuità (J_v) nel dominio o nei dominii strutturali di interesse. (Indicare anche il numero dei sistemi e descriverne la persistenza).
c) Descrivere la massa rocciosa e la sua «suddivisione in blocchi» in termini generali come: massiccia, a blocchi, tabulare, colonnare, frantumata o qualunque termine appropriato.
Dove possibile, la forma e la dimensione dei blocchi dovrebbero anche essere illustrate per mezzo di fotografie e/o schizzi di esposizioni tipiche. (Fig. 25).

BIBLIOGRAFIA

JOHN K. W. (1962) - *An approach to Rock Mechanics.* J. Soil Mech. Fdns Div. Am. Soc. Civ. Engrs., SM4, pp. 1-30.

MÜLLER L. (1963) - *Der Felsbau.* Ferdinand Enke-Verlag, Stuttgart, 624 p.

PRICE N. J. (1966) - *Fault and Joint Development in Brittle and Semi-brittle Rock.* Pergamon, Oxford, 176 p.

PITEAU D. R. (1973) - *Characterizing and extrapolating rock joint properties in engineering practice.* Rock Mechanics, Springer-Verlag, Suppl. 2, pp. 5-31.

FRANKLIN J. A. (1974) - *Rock quality in relation to the quarrying and performance of rock construction materials.* Proc. of 2nd. Int. Cong. of the Int. Ass. of Eng. Geology, Sao Paulo, Brazil, vol. I, IV-PC-2, 11 p.

KORHONEN K.-H., GARDEMEISTER R., JÄÄSKELÄINEN H., NIINI H., VÄHÄSARJA P. (1974) - *Engineering geological rock classification (in Finnish).* Geotechnical Laboratory, Report 12, Technical Research Centre of Finland, 78 p.

PALMSTROM A. (1975) - *Characterizing the degree of jointing and rock mass quality (in Norwegian).* Internal Report, Ing. A.B. Berdal, Mariesvei 20, 1322 Hovik, Oslo, 26 p.

BARTON N. (1976) - *Unsupported underground openings.* Proc. Rock Mechanics Meeting., BeFo., Stockholm, pp. 61-94.

11. Carote di sondaggio

Scopo

a) La descrizione delle carote di sondaggio è qui intesa principalmente a fornire informazioni sulle discontinuità.
b) Nelle fasi preliminari di un rilievo di campagna non sono probabilmente disponibili carote di sondaggio. Tuttavia, la necessità di sondaggi e la loro migliore posizione e orientazione possono essere indicate sulla base di dati esistenti sulle più probabili giaciture delle discontinuità.
c) Se sono disponibili carote di sondaggio, esse devono essere innanzitutto descritte con i seguenti parametri: «*Recupero totale della carota*» (R), «*Frequenza*» delle discontinuità (F), e «*Recupero percentuale modificato*» (RQD). Comunque questi parametri non sono generalmente sufficienti a fornire da soli le informazioni necessarie al progetto.
d) Le carote di sondaggio (e i relativi fori) rappresentano allineamenti campione della massa rocciosa. Caratteristiche strutturali come la giacitura delle discontinuità, la spaziatura e il numero dei sistemi non possono normalmente essere definiti adeguatamente con un foro senza prima conoscere la giacitura e il numero dei sistemi.
e) Sondaggi geognostici correttamente programmati ed eseguiti, seguiti da una descrizione dettagliata delle carote e da un'indagine nel foro, possono fornire informazioni approssimate su molti dei dieci parametri specifici delle masse rocciose descritti nei precedenti paragrafi: 1) Giacitura, 2) Spaziatura, 3) Persistenza, 4) Rugosità, 5) Resistenza delle pareti, 6) Apertura, 7) Riempimento, 8) Filtrazione, 9) Numero dei sistemi di discontinuità, 10) Dimensione dei blocchi.

Strumentazione

a) Rotella metrica della lunghezza di almeno 3 m, graduata in mm. Goniometro, o strumento similare, per misurare gli angoli tra l'asse della carota e le discontinuità.
b) Attrezzatura per il lavaggio delle carote.

c) Le misure nei fori di sonda possono richiedere l'uso di almeno una delle seguenti strumentazioni: sonda ottica da foro, macchina fotografica, telecamera, freatimetro (del tipo a contatto elettrico), unitamente ai cavi e ai dispositivi di avvolgimento appropriati alla lunghezza del foro e alla strumentazione adottata.

Procedura

a) Carote di roccia sporche dovranno generalmente essere lavate prima di effettuare le osservazioni. Tuttavia, questa operazione deve essere evitata nel caso di discontinuità con riempimento e di rocce argillose tali da risentire del lavaggio e dell'essiccazione.
b) Prima di effettuare osservazioni dettagliate si dovrà esaminare il carotaggio nel suo complesso per individuare limiti strutturali (dominii) e le caratteristiche geologiche che possono essere misurate. Si dovranno controllare attentamente, per evitare errori, i segnali che indicano le profondità degli orizzonti geologici e l'inizio e la fine di ciascuna «corsa» di sondaggio.
c) Si misurerà e riporterà, possibilmente con l'approssimazione del 2%, il «recupero totale di carota» (R), definito come la sommatoria delle lunghezze di tutti gli spezzoni recuperati di carota rapportata, come percentuale, alla lunghezza di perforazione. Quando la carota è fortemente frammentata, la lunghezza di ogni porzione è stimata accostando i frammenti e valutando la lunghezza di carota che i frammenti sembrano rappresentare.
Il recupero di carota è usato, normalmente, per descrivere ciascuna corsa di sondaggio o l'intero carotaggio, e non specifiche unità rocciose strutturalmente definite. I risultati che si ottengono in una massa rocciosa di bassa qualità dipenderanno fortemente dalle attrezzature di sondaggio e dall'abilità degli addetti al sondaggio. La «macinazione» della carota può causarne una perdita eccessiva. La carota così danneggiata dovrebbe sempre essere segnalata.
Il recupero totale di carota (R) è generalmente ottenuto, in un primo momento, direttamente dal rapporto di sondaggio e si basa, pertanto, sulle lunghezze del recupero di ciascuna corsa. Queste lunghezze unitarie varieranno con la velocità di sondaggio e con le quantità di roccia estratta. È opportuno dare istruzioni al gruppo di sondaggio affinché siano sempre accuratamente annotate le profondità di inizio e fine delle zone con perdita di carota. I tratti non trascurabili di carota mancante potranno essere rimpiazzati con blocchi di legno su cui sono riportate le annotazioni ad entrambe le estremità.
d) Per ogni metro di carota si dovrà conteggiare la «frequenza» (F), definita come il numero di discontinuità naturali che intersecano la lunghezza unitaria di carota recuperata.
Poiché la giacitura delle discontinuità non è presa in considerazione in questa fase, è chiaro che fori con diverse orientazioni daranno di norma risultati differenti.
Fratture non naturali prodotte nel maneggio delle carote o nelle operazioni di perforazione non saranno conteggiate solo quando si potranno chiaramente distinguere da quelle naturali.
e) Il recupero percentuale modificato (Rock quality designation = RQD) si riferisce al recupero della carota ove si prendono in considerazione solo gli spezzoni interi di carota di lunghezza superiore a 10 cm, rapportati, come percentuale, alla lunghezza di perforazione. I pezzi più piccoli, prodotti da fratture molto ravvicinate, dalla presenza di faglie e da processi di alterazione, non sono conteggiati.
Se la carota viene rotta nel maneggiarla o nel processo di perforazione (ad es., se le fratture presentano una superficie fresca, piuttosto che una superficie naturale) i pezzi rotti di fresco devono essere fatti combaciare e conteggiati come un sol pezzo, a condizione che questo abbia la richiesta lunghezza di 10 cm.
Un materiale che sia chiaramente meno resistente delle rocce adiacenti, come ad esempio un detrito sovraconsolidato, non è conteggiato anche se si presenta in pezzi interi lunghi più di 10 cm (questo tipo di materiale viene normalmente recuperato quando si usano le più avanzate tecniche di perforazione e si disponga di un gruppo di tecnici di perforazione capaci ed esperti).
La lunghezza di ciascun spezzone di carota deve essere misurata lungo l'asse della carota stessa, cosicché delle discontinuità che siano parallele al foro non penalizzino indebitamente i valori dell'RQD di una massa rocciosa altrimenti massiccia (Fig. 26).
Si suggerisce di calcolare i valori di RQD per lunghezze di perforazione variabili piuttosto che fisse. In tal modo si prenderanno in esame separatamente i valori relativi a singoli strati, dominii strutturali, zone di minor resistenza, etc. indicandone la variabilità e fornendo un quadro più preciso della posizione e dello spessore di zone con valori bassi o nulli dell'RQD.

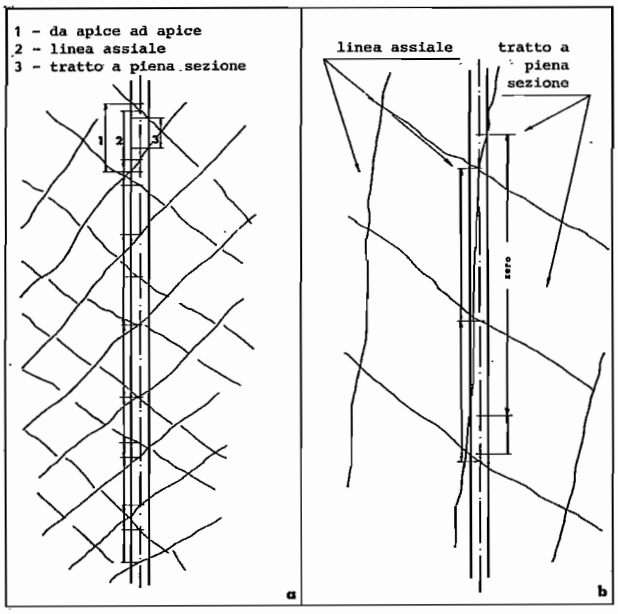

Fig. 26 - Esempi di tre possibili interpretazioni della lunghezza degli spezzoni di carota. Si suggerisce e si raccomanda la lunghezza della linea centrale come la misura più realistica.

Dati supplementari

Oltre alla procedura generale per il rilievo del «Recupero totale di carota» della «Frequenza» e dell'«RQD», si suggeriscono le seguenti procedure supplementari per determinare, nel modo più quantitativo possibile, dati relativi ai dieci parametri:

1. Giacitura
2. Spaziatura
3. Persistenza
4. Rugosità
5. Resistenza delle pareti
6. Apertura
7. Riempimento
8. Filtrazione
9. Numero dei sistemi di discontinuità
10. Dimensione dei blocchi.

Una combinazione dei metodi di analisi della carota, di esame visivo del foro di sonda (sonde ottiche, televisione) e/o di prove con iniezione d'acqua, viene suggerita per determinare quei parametri che sono più o meno disturbati nella carota recuperata, ad esempio l'apertura, il riempimento, la filtrazione.

1. Orientazione (giacitura)

Si deve cercare di determinare l'orientazione apparente delle discontinuità che intersecano la carota misurando con un goniometro l'angolo acuto (ϑ) dell'intersezione con l'asse della carota stesso ($\pm$ 5°). Se il foro è verticale, gli angoli ($90° - \vartheta$) rappresentano la vera inclinazione delle discontinuità, mentre, non conoscendo l'orientazione della carota, la direzione d'immersione rimarrà indeterminata.

Se due o più fori non paralleli sono stati realizzati in una massa rocciosa in cui vi siano tracce riconoscibili come una stratificazione o una foliazione, la direzione d'immersione e l'inclinazione di queste strutture si possono dedurre con tecniche grafiche [1].

Se su un'esistente cartografia superficiale è già stata indicata l'orientazione approssimativa di certi sistemi di discontinuità, allora si possono usare fori di sonda accuratamente orientati per verificare l'orientazione di quelle strutture in profondità. Nella previsione di discontinuità orizzontali e verticali, è utile prevedere perforazioni inclinate, preferibilmente a 45°, in modo che sistemi con differenti orientazioni possano essere riconoscibili, all'esame della carota, dai diversi angoli di intersezione con l'asse.

La vera giacitura delle discontinuità (direzione di immersione e inclinazione) si può ottenere da un solo sondaggio se, durante il processo di perforazione, si impiegano particolari sistemi di orientazione. Diversi sono i possibili sistemi:

a) Orientazione della carota basata sulla misura dell'orientazione in ogni corsa di sondaggio (metodo Craelius). Questo metodo dà buoni risultati se gli elementi adiacenti di carota sono combacianti. Zone di perdita di carota e di discontinuità intersecate perpendicolarmente riducono l'efficacia locale del metodo.
b) Orientazione ottenuta per mezzo di una riga appuntita di acciaio temprato e di una foto-bussola (metodo Christensen-Huegel).
c) Metodo del campionamento integrale, con cui le carote recuperate sono state previamente rinforzate con una barra cementata di cui è nota la direzione. La barra di rinforzo è sovraccarotata coassialmente con un utensile a corona di diametro più grande.

L'orientazione delle discontinuità si può ottenere da un'ispezione del foro di sondaggio mediante speciali telecamere e sonde ottiche. Le telecamere si orientano in modo tale che il piano di discontinuità mostri una traccia rettilinea sullo schermo. In questo modo si possono determinare rapidamente la direzione d'immersione e l'inclinazione. Sono state utilizzate telecamere fino a profondità di 400 m anche se raramente si superano i 150 m per i problemi, in parte, della pressione dell'acqua. Il diametro minimo di foro per l'uso delle telecamere è generalmente di 76 mm.

La sonda ottica si può usare in fori con diametro più piccolo ma, per via della distorsione del raggio ottico, la profondità è, in genere, limitata a circa 30 m.

2. Spaziatura

In rocce con una marcata sfaldabilità o stratificazione è possibile far combaciare gli elementi di carota e in tal modo poter valutare la spaziatura di giunti di sfaldatura, di stratificazione o di altri sistemi regolari di giunti che intersecano obliquamente la carota. La «spaziatura» (S) dipenderà dalla distanza (L) fra discontinuità naturali adiacenti di un sistema, misurata lungo l'asse della carota, e l'angolo acuto (ϑ) che queste strutture formano con l'asse stesso. Da cui:

$$S = L \cdot \sin\vartheta$$

L'angolo ϑ fra l'asse della carota e i singoli giunti di un dato sistema sarà ovviamente meno affidabile di quelli misurati con un rilievo su roccia esposta per via dell'ondulazione e della rugosità delle discontinuità.

Quando un sistema di giunti è intersecato perpendicolarmente da un sondaggio, la spaziatura sarà ovviamente misurata direttamente poiché S è uguale ad L.

Quando la roccia non presenta chiari segnali strutturali, come una sfaldabilità o una stratificazione, la valutazione della spaziatura di un dato sistema dipenderà dalla misura in cui gli elementi di carota possono essere posti a diretto contatto. Zone di perdita di carota renderanno ovviamente più difficile questo risultato. Comunque, se i giunti che intersecano la carota presentano angoli di intersezione θ nettamente differenti e/o superfici di contatto nettamente differenti (ad es. coperture di minerali, rugosità), può essere possibile valutare la spaziatura in un numero limitato di tratti lungo il carotaggio sufficiente a rendere utile questo rilievo.

Sistemi di indagine visiva del foro di sonda che possono essere orientati (sonda ottica, telecamera) aumenteranno ovviamente l'affidabilità della misura della spaziatura.

3. Persistenza

A meno che dei fori di sondaggio non siano realizzati con uno schema a maglie fitte, come può essere il caso di un'operazione di iniezioni per creare una barriera cementata, non sarà generalmente possibile definire la persistenza dall'esame di carote o con le indagini nei fori di sondaggio.

Se sono disponibili fori ravvicinati, sarà necessaria una correlazione molto buona tra le discontinuità prima di poter trarre qualsiasi conclusione affidabile relativa alla persistenza di una data discontinuità o di un sistema.

4. Rugosità

La rugosità in grande scala di una discontinuità e la corrispondente resistenza a taglio non possono ovviamente essere determinate mediante le sole carote di sondaggio. Tuttavia è normalmente possibile assegnare alla superficie una certa classe di «forma» (piana, ondulata, irregolare) e di «rugosità» (levigata, liscia, rugosa). La procedura suggerita è sostanzialmente quella indicata in Fig. 17, ma con le dimensioni ridotte, rispettivamente, alla scala dei centimetri e dei millimetri.

L'indagine visiva in foro, con sonde ottiche o telecamere, non dà, in genere, un'immagine migliore della rugosità, a meno che il tipo di roccia sia così poco resistente e/o il sondaggio sia stato eseguito così mediocremente che la carota si presenti tutta frantumata.

5. Resistenza delle pareti

I vari metodi suggeriti per descrivere la resistenza delle pareti: (a) grado di alterazione della massa rocciosa, (b) grado di alterazione della matrice rocciosa, (c) prove di indice manuale, (d) prova con il martello di Schmidt, possono essere applicati ancora nella descrizione delle carote di sondaggio.

Poiché la carota costituisce un campione lineare della massa rocciosa, certe caratteristiche come la profondità di penetrazione dell'alterazione all'interno delle pareti della discontinuità possono essere osservate direttamente e quindi descritte abbastanza accuratamente. Inoltre la carota fornisce dei campioni facilmente utilizzabili per prove meccaniche (ad es. la prova col martello di Schmidt, immorsando rigidamente gli elementi di carota, per determinare la resistenza di parete, o la prova di carico puntuale (point load test) lungo la direzione diametrale, per ottenere la resistenza del materiale). FRANKLIN *et al.* [2] consigliano caldamente di determinare l'indice di resistenza (I_s) con prove di carico puntuale, immediatamente dopo l'estrazione della carota dal tubo carotiere.

Nel determinare la resistenza delle pareti, si deve aver cura di controllare che gli spezzoni di carota siano combacianti. In caso contrario si deve presumere una perdita di materiale di riempimento, che siano avvenuti spostamenti trasversali, o che vi sia stata una «macinazione» delle pareti fortemente alterate durante il processo di perforazione.

6. Apertura

L'apertura di discontinuità intersecate da un son-

daggio può essere solamente ipotizzata a meno che non sia stato adottato un metodo di campionamento integrale. Se i due spezzoni di carota ai due lati di una discontinuità possano essere fatti combaciare normalmente in modo che non rimanga un vuoto visibile interposto, è probabile che la discontinuità sia, in sito, di tipo «stretto» (ad es. molto stretto < 0,1 mm, o stretto 0,1-0,5 mm). Tuttavia, se non è certo che la discontinuità in sito sia chiusa, potrebbe anche essere del tipo «semi-aperto» (ad es. moderatamente ampia 0,5-2,5 mm, o ampia 2,5-10 mm, etc.).

Se i due spezzoni adiacenti di carota non combaciano sulla superficie di discontinuità e se sono visibili dei vuoti, la discontinuità può essere descritta come «aperta». Si deve però osservare che una discontinuità che nella carota appare aperta o semiaperta, in realtà può essere chiusa in sito, se nel sondaggio non sono stati recuperati materiali teneri di riempimento o se è avvenuta un'asportazione di materiale alterato durante la perforazione.

L'ispezione visiva del foro con sonde ottiche o telecamere è efficace per distinguere le citate classi «stretta» e «aperta» sebbene sia improbabile che le aperture di giunti sottili possano misurarsi accuratamente. Dal punto di vista della potenzialità di filtrazione, le discontinuità aperte sono le più importanti, cosicché la citata limitazione non sarà influente quando si tratti di masse rocciose ad elevata permeabilità. Sono disponibili delle metodologie per la valutazione dell'apertura teorica di discontinuità a pareti lisce con conduzione d'acqua per mezzo di un'analisi statistica di prove di iniezione [3]. Tuttavia, l'apertura reale può essere diverse volte maggiore dell'apertura teorica a pareti lisce per via della rugosità delle pareti e degli effetti di irregolarità della forma.

7. Riempimento

A meno di non impiegare il metodo del campionamento integrale o mezzi di perforazione della migliore qualità (ad es. tubi carotieri doppi o tripli, tubi interni scomponibili e spurgo controllato) è improbabile poter recuperare in quantità significativa i materiali di riempimento più teneri. Con i convenzionali mezzi di perforazione saranno visibili, al più, solo tracce di minerali argillosi sulle pareti delle discontinuità campionate. Sia le tracce che i quantitativi significativi di riempimento recuperato dovranno essere descritti relativamente allo spessore, la mineralogia e la resistenza.

Quando il recupero totale di carota è minore del 100% e si ha il sospetto che una quantità significativa di materiale di riempimento o di materiale alterato sia andato perso nel processo di perforazione, si deve tentare di determinare lo spessore, la posizione e l'orientazione delle zone di riempimento ipotizzate. A questo proposito le osservazioni del tecnico di perforazione, indicanti la velocità di avanzamento, le perdite d'acqua, i tipi di utensili e il colore del fluido di risulta, sono di enorme importanza.

Le incertezze connesse al parametro «riempimento» e la sua estrema importanza quando si tratti di problemi di deformazione, stabilità e filtrazione d'acqua, giustificano ampiamente l'uso di speciali tecniche di recupero e l'impiego di tecniche di indagine visiva del foro di sondaggio.

8. Filtrazione

L'osservazione delle carote può fornire degli indizi indiretti dei livelli di filtrazione d'acqua. Ossidazioni ferrose rosso-brunastre (Fe^{3+}) normalmente indicano le zone della massa rocciosa che si trovano al di sotto del livello piezometrico medio. Su pareti di discontinuità che si trovano sopra la superficie di falda si può anche avere ossidazione, ma in misura molto minore. Frequentemente l'ossidazione ferrosa più forte si trova nella zona di fluttuazione della falda acquifera.

Ovviamente, i fori di sonda costituiscono la via di controllo diretto del livello di falda per mezzo di sistemi elettrici a batteria ove dei dispositivi di controllo sono inseriti nei fori. Informazioni addizionali sui livelli di falda possono ottenersi per ogni foro esaminando la relazione di sondaggio. Gli orizzonti di filtrazione possono essere rilevati con l'osservazione delle pareti del foro di sonda mediante sonda ottica o telecamera.

Prove realizzate in fori di sonda (ad es. prove di assorbimento, prove Lugeon, uso di traccianti, misure piezometriche) per valutare la permeabilità della massa rocciosa e la conducibilità idraulica di singole discontinuità o sistemi, formano l'oggetto di uno specifico documento di metodologie suggerite dall'ISRM. Valori disponibili di prove Lugeon costituiscono importanti dati supplementari che possono essere opportunamente presentati come distribuzione lungo un foro, in parallelo con i dati di recupero totale di carota, frequenza, RQD, etc.

9. Numero dei sistemi di discontinuità

L'entità dei dati ottenibili dall'esame di un carotaggio e dall'osservazione delle pareti del foro relativo, dipenderà ovviamente dall'orientazione dei fori rispetto ai sistemi esistenti e dalla loro lunghezza in relazione alle spaziature delle discontinuità. Se la cartografia superficiale esistente ha già un'indicazione approssimata della giacitura di certi sistemi di discon-

tinuità, allora fori opportunamente orientati possono essere usati per verificare il numero dei sistemi in profondità. L'osservazione della carota sarà facilitata se i fori sono perforati intersecando i diversi sistemi con angoli sensibilmente diversi. Di solito saranno necessari almeno due fori non paralleli.

Il numero di sistemi osservato in superficie è probabilmente maggiore di quello osservato in profondità. Il confronto di osservazioni superficiali con quelle eseguite in gallerie suggerisce che ciò non è dovuto solamente ai limiti della campionatura con perforazioni.

10. Dimensione dei blocchi

Il termine «dimensione dei blocchi» è una descrizione composita dalla massa rocciosa la quale è influenzata da spaziatura, numero dei sistemi, persistenza e orientazione. Un valore della dimensione dei blocchi ottenuto con osservazioni di carote può chiaramente dare solo un quadro approssimato della vera dimensione dei blocchi.

Un metodo rapido di stima approssimata della dimensione dei blocchi dall'esame delle carote è quello di selezionare ad occhio diversi elementi rappresentativi di carota e misurare la loro dimensione media ($\pm 10\%$). Ogni volume roccioso unitario può essere valutato in questo modo. Se il foro è orientato in modo tale che tutti i sistemi presenti siano intersecati (ad es., un foro diagonale nel caso di un sistema a blocchi cubici), allora questi elementi medi di carota rappresenteranno a grandi linee l'indice della dimensione dei blocchi (I_b) definito nel paragrafo 10. L'indicazione della variazione di questo indice con la profondità può essere un supplemento molto utile alla descrizione della carota.

Osservazioni

a) Quando si valuta la frequenza o l'RQD dalla carota è necessario non conteggiare le fratture fresche non naturali provocate chiaramente dal processo di perforazione e neanche quelle provocate deliberatamente per adattare la carota dentro le cassette. Si suggeriscono i criteri seguenti:

I) Una superficie rugosa e fragile con piani di sfaldatura freschi in particolari minerali della roccia indica una frattura non naturale.

II) Una superficie generalmente liscia o un poco alterata con una leggera copertura o materiali di riempimento come talco, gesso, clorite, mica o calcite, evidentemente indica una discontinuità naturale.

III) In rocce che mostrano foliazione, sfaldatura o stratificazioni può essere difficile distinguere tra discontinuità naturali e fratture provocate quando queste sono parallele ai piani latenti di minor resistenza. Se le perforazioni sono state condotte correttamente allora le fratture in dubbio possono essere considerate come naturali, con un criterio conservativo.

IV) A seconda dell'attrezzatura di perforazione, la parte di carota in corso di perforazione può di tanto in tanto subire una rotazione con la parte interna del carotiere in modo tale da aversi la «macinazione» delle superfici di discontinuità e provocare fratture. In rocce poco resistenti può essere molto difficile stabilire se le risultanti superfici ruotate siano naturali o provocate. Quando si è in dubbio può essere fatta l'ipotesi conservativa, cioè supporre che siano naturali.

V) Può essere utile tenere una registrazione separata della frequenza delle fratture non naturali (e del relativo valore più basso dell'RQD) per la valutazione della possibile influenza dell'uso di esplosivo in rocce sedimentarie tenere e metamorfiche foliate o scistose.

b) Il grado di fratturazione della carota durante il processo di perforazione può essere parzialmente funzione del diametro dalla carota, nelle rocce meno resistenti. Poiché qualche fratturazione provocata è molto difficile da distinguere dalle discontinuità naturali (ad esempio, nel caso di roccia facilmente divisibile, sfaldabile o foliata) quando la resistenza della roccia non è elevata è preferibile che la carota non abbia diametro minore dell'NX (55 mm).
L'adozione di diametri di carota più piccoli (ad es. 32 o 42 mm) pone maggiori problemi ai tecnici di perforazione per ottenere buoni risultati. Un metodo di correzione dell'RQD per ricondurlo allo standard della misura NX è stato suggerito da Heuzé [4].

c) Sono possibili diverse interpretazioni della lunghezza degli elementi di carota: ad es., lunghezza da apice ad apice (massima); lunghezza lungo l'asse; lunghezza del tratto a piena sezione. Queste sono illustrate in Fig. 26. La misura da punta a punta comporta il doppio conteggio per le due parti terminali dello spezzone di carota, mentre la misura tra due sezioni piene sottovaluta gli spezzoni di carota che sono stati perforati con l'asse che forma un piccolo angolo con una discontinuità, in una massa altrimenti compatta. La misurazione secondo l'asse è quindi fortemente raccomandata.

d) I risultati delle misure delle carote (frequenza e RQD) possono essere fortemente dipendenti dal tempo e dall'umidità nel caso di certe varietà di scisti e rocce argillose che possiedono legami dia-

genetici relativamente deboli. Un caso non infrequente è la fratturazione in dischi (*discing*) per cui una carota inizialmente integra si divide in dischi su piani latenti e ciò si manifesta visibilmente anche entro pochi minuti dal recupero della carota. Il fenomeno è stato osservato in varie forme diverse:

I) Rottura per rilascio di tensioni (e rigonfiamento) dovuta alla rapida liberazione iniziale dell'energia di deformazione in carote recuperate da aree con elevato stato tensionale, specialmente nel caso di rocce scistose.

II) Rottura per deidratazione, osservata nelle rocce argillose più deboli e negli scisti, che può ridurre l'RQD da 100% a 0% in pochi minuti poiché l'integrità iniziale è probabilmente dovuta alla pressione interstiziale negativa.

III) Rottura per sbriciolamento, osservata in alcune delle rocce argillose più deboli e in scisti quando vengono bagnate.

Tutti questi fenomeni rendono inaffidabile la valutazione sulla carota di frequenza e RQD. Ogni volta che si preannunciano tali condizioni, la carota dovrebbe essere presa in esame da un ingegnere-geologo non appena recuperata e poi ad intervalli successivi, finché il fenomeno è avvertibile. Un ulteriore vantaggio è che l'ingegnere-geologo può effettuare prove indicative di tipo meccanico, come quella di carico puntuale (point load test) o quella con il martello di Schmidt, mentre la carota è ancora in stato di saturazione.

e) In alcuni casi può essere d'aiuto valutare «il recupero di carota intera» in aggiunta al recupero totale di carota (R), già definito. Il recupero di carota intera prende in considerazione solo quegli spezzoni di carota che presentano una sezione piena (la circonferenza completa). I due valori del recupero - totale e di carota intera - saranno equivalenti solo quando non si recuperano materiali frammentati, ad es. quando la roccia è massiva o quando la perdita di campione è costituita totalmente da materiale dilavato dal fluido di perforazione.

f) Fotografie a colori sono un sistema utile e conveniente per registrare l'aspetto delle carote e sono di notevole valore come dati permanenti e di rapida consultazione. La fotografia di ogni cassetta di carote dovrebbe essere corredata di un'opportuna scala metrica posta lungo tutta la cassetta. Zone di perdita di carota dovrebbero essere segnalate con blocchetti di legno con indicazioni leggibili della profondità. Inumidire le carote prima di fotografarle produce un ottimo contrasto fra i diversi tipi di roccia e ogni forma di varazione mineralogica, ma non è d'aiuto nell'osservazione delle discontinuità a causa del diffuso inscurimento conseguente all'umidificazione.

Presentazione dei risultati

In relazione alle diverse necessità dei progetti di ingegneria nelle masse rocciose non è utile predisporre un unico tipo standard di tabella per la raccolta dei dati di un carotaggio. Utilizzando una tabella standard si può essere certi che, per un dato progetto, vi saranno inclusi molti dati superflui, mentre per un altro, strutture inconsuete di notevole significato non saranno considerate perché la tabella non le prevede. Poiché non è pratico includere tutti i parametri sopra descritti, le seguenti indicazioni devono essere utilizzate solo come una lista di controllo in modo che siano inclusi i dati di interesse ed esclusi gli altri.

a) Informazioni generali:
   - I Numero del sondaggio
   - II Località è nome del progetto
   - III Riferimento alla maglia di perforazione
   - IV Quota dell'attacco del foro
   - V Orientazione del foro: direzione di immersione e inclinazione (α/β)
   - VI Costruzione della sonda, tipo di avanzamento, tipo di tubo carotiere e di tagliente, sistema di spurgo.

b) Registrazione lungo il sondaggio dei dati sui parametri di interesse scelti fra i seguenti:
   - I Indicazione simbolica dei tipi di roccia (con legenda geologica)
   - II Indice di resistenza al carico puntuale (I_s)
   - III Recupero totale di carota (R)
   - IV Recupero di carota intera
   - V Prove Lugeon (in unità Lugeon) e livelli di falda)
   - VI Frequenza (F)
   - VII Recupero percentuale modificato (RQD)
   - VIII Indice della dimensione dei blocchi (I_b)
   - IX Indicazione simbolica dell'inclinazione delle principali discontinuità.

c) Dati supplementari. Alcuni parametri, scelti dalla lista successiva, possono essere ad es. presentati in una colonna unica al lato di quelle dei dati principali, a meno che non si disponga di dati sufficienti da giustificare colonne distinte dei dati di interesse per ogni sistema di discontinuità.
   - I Spaziatura (valutando il numero dei sistemi)
   - II Rugosità
   - III Grado di alterazione
   - IV Prove col martello di Schmidt (resistenza di parete, JCS)
   - V Apertura
   - VI Riempimento e ossidazioni ferrose.

BIBLIOGRAFIA

PHILLIPS F. C. (1971) - *The Use of Stereographic Projections in Structural Geology*. Edward Arnold, London, 3rd edn, 90 p.

FRANKLIN J. A., BROCH E., WALTON G. (1971) - *Logging the mechanical character of rock*. Trans Inst. Min. Metall., Section A, n. 80, pp. A1-A9.

SNOW D. T. (1968) - *Rock fracture, spacing, opening, and porosities*. ASCE, Proceedings, vol. XCIV, n. SMl, pp. 73-91.

HEUZÉ E. F. (1971) - *Sources of error in rock mechanics field measurements and related solutions*. Int. J. Rock Mech. Min. Sci., n. 8, pp. 297-310.

DEERE D. U. (1963) - *Technical description of rock cores for engineering purposes*. Felsmechanik und Ingenieurgeologie, n. 1, pp. 16-22.

KNILL J. L., JONES K. S. (1965) - *The recording and interpretation of geological conditions in the foundations of the Roseires, Kariba and Latiyan dams*. Géotechnique, n. 15, pp. 94-124.

TERZAGHI R. (1965) - *Sources of error in joint surveys*. Géotechnique, n. 15, pp. 287-304.

DEERE D. U., HENDRON A. J., PATTON F. D., CORDING E. J. (1967) - *Design of surface and near-surface construction in rock*. Proc. 8th Symp. on Rock Mech., Minnesota, pp. 237-302.

MOYE G. D. (1967) - *Diamond drilling for foundation exploration*. J. Instr. Engrs. Aust., CE 9, pp. 95-100.

EGE J.R. (1968) - *Stability index for underground structures in granite rock, in Nevada Test Site*. Mem. Geol. Soc. Am., n. 110, pp. 185-198.

WARD W. H., BURLAND J. B., GALLOIS R. W. (1968) - *Geotechnical assessment of a site at Mundford, Norfolk, for a large proton accelerator*. Géotechnique, n. 18, pp. 399-431.

DEERE D. U., MERITT A. H., COON R. F. (1969) - *Engineering classification of* in situ *rock*. Tech. Rept. n. AFWL-67-144, Air Force System Command, Kirtland Air Force Base, New Mexico.

GEOLOGICAL SOCIETY ENGINEERING GROUP. (1970) - *Working Party Report on « The logging of rock cores for engineering purposes »*. Q. Jl. Engng Geol. n. 3, 1, 24.

ROCHA M., BARROSO M. (1971) - *Some applications of the new integral sampling method in rock mechanics*. Proc. of Symp. of ISRM, Rock Fracture, Nancy, Paper 1-21.

BERGMAN M. (1974) - *Rock mass investigation in depth: reliability of different methods for drillhole investigations*. Proc. of 3rd Cong. of ISRM, Denver, Advances in Rock Mechanics, vol. II A, pp. 15-20.

DEARMAN W. R. (1974) - *The characterization of rock for civil engineering practice in Britain*. Colloque Géologie de l'Ingenieur, Liège, pp. 1-75.

FRANKLIN J. A. (1974) - *Rock quality in relation to the quarrying and performance of rock construction materials*. Proc. of 2nd. Int. Cong. of the Int. Assoc. of Engng Geology, Sao Paulo, vol. I, paper IV-PC-2, 11 p.

HANSAGI I. (1974) - *A method for determining the degree of fissuration of rock*. Int. J. Rock Mech. Min. Sci., Geomech. Abstr., n. 11, pp. 379-388.

HOEK E., BRAY J. (1974) - *Rock Slope Engineering*. The Institution of Mining and Metallurgy, London, 309 p.

LOUIS C. (1974) - *Reconnaissance de massifs rocheux par sondages et classifications géotechniques de roches*. Sols et Foundations, n. 319, July-August, pp. 97-122.

RANKILOR P. R. (1974) - *A suggested field system for logging rock cores for engineering purposes*. Bull. Ass. Engng Geol., n. 11, pp. 247-258.

VAN SCHALKWYK A. (1974) - *The application of computer techniques for the manipulation and storage of exploratory borehole data*. Proc. of 2nd. Int. Cong. of the Int. Assoc. Engng. Geology, Sao Paulo, VI-22.

PRIEST S. D., HUDSON J. A. (1976) - *Discontinuity spacings in rock*. Int. J. Rock Mech. Min. Sci., Geomech. Abstr., n. 13, pp. 135-148.

VAN SCHALKWYK A. (1976) - *Rock engineering testing in exploratory boreholes*. Proc. of Symp. on Exploration for Rock Engineering, Johannesburg. vol. I, pp. 37-55.

SOUTH AFRICAN CORE LOGGING COMMITTEE. *A guide to core logging for rock engineering* (1976) - Proc. of Symp. on Exploration for Rock Engineering, Johannesburg, vol. I, pp. 71-86.