

EUROPOMICE SRL

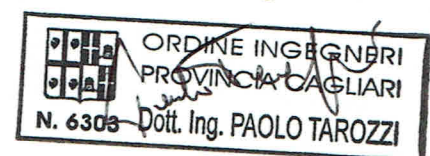
Analisi delle condizioni statiche dei fronti di scavo

Miniera di S. Simplicio - Siniscola (NU)

D. L.vo n. 624/96 art. 52

Dicembre 2008

Il tecnico: Dott. Ing. Paolo Tarozzi



INTRODUZIONE

Nella seguente relazione di calcolo verrà analizzato la stabilità dei fronti di coltivazione del cantiere estrattivo della miniera di feldspato in Siniscola (NU) in seguito alla richiesta dell'assessorato all'industria con nota rilasciata nel dicembre 2008 di protocollo n° 20659 .

La verifica di stabilità verrà eseguita nei versanti del cantiere di Crapitudine della concessione mineraria di denominazione San Simplicio sulla base del rilievo geologico del progetto e si svilupperà secondo due componenti distinte:

1. verifica globale della stabilità dell'intero versante di coltivazione lungo sezioni opportunamente scelte
2. Stabilità dei cunei di roccia delimitati dalle discontinuità misurate (piani di scistosità, giunti e faglie)

La prima verifica verrà effettuata con il programma di calcolo Slide della Rocscience che è strutturato secondo il metodo di Spencer dell'equilibrio limite.

La seconda verifica verrà effettuata con il programma di calcolo Dips sempre della Rocscience sfruttando la proiezione su un reticolo equiangolo delle diverse famiglie di discontinuità riconosciute e misurate in campo, al fine di valutare l'interazione tra tali superfici e l'andamento del pendio.

1) UBICAZIONI DELLE SEZIONI ANALIZZATE

Nella figura 1 viene mostrato il rilievo topografico recentemente aggiornato in cui vengono indicate le sezioni scelte per il calcolo di stabilità dei fronti di scavo. La coltivazione viene eseguita con gradoni di pedata di circa 8-10 m e alzata variabile di 6-8 m in configurazione a mezza costa, sviluppandosi fra le quote 145 e 213 m dal livello del mare. La stratificazione del giacimento è caratterizzata da pendenze di 30° nei livelli bassi (da 145 a 170 m s.l.m.) e aumenta nella parte alta del giacimento in direzione Nord-Ovest.

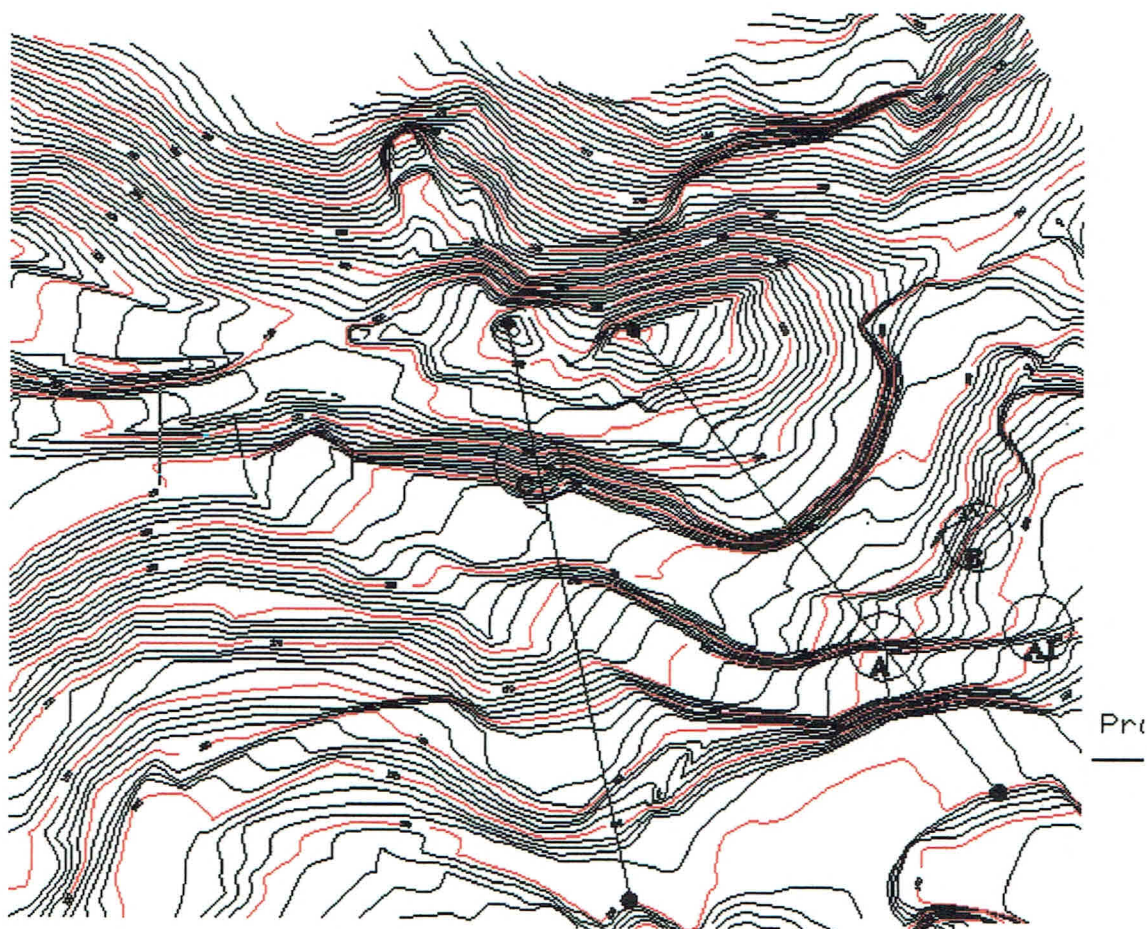


Figura 1



Miniera San Simplicio

2) CLASSIFICAZIONE DELL'AMMASSO ROCCIOSO E DEI PARAMETRI GEOMECCANICI

Il materiale estratto è costituito prevalentemente da roccia gneiss ad elevato tenore di feldspato sodico-potassico. I gradoni vengono profilati con l'impiego dei mezzi meccanici; solo di recente è stato utilizzato l'esplosivo.

Per la valutazione dei parametri geomeccanici, in mancanza delle prove di laboratorio eseguite su campioni, per definire i valori di coesione c e dell'angolo di attrito interno ϕ , ci affidiamo alla classificazione di Bieniawski che sfrutta la valutazione di cinque parametri che risultano essere i più influenti sulla stabilità dell'ammasso roccioso.

A ciascuno di questi parametri viene assegnato un coefficiente numerico scelto in base alla sua influenza; la somma dei cinque coefficienti rilevati fornirà un valore conosciuto sotto la sigla RMR (Rock Mass Rating). In base a questo coefficiente si potrà assegnare l'ammasso roccioso a una delle cinque classi distinte da Bieniawski, per le quali sono definiti dei parametri di resistenza e di qualità.

2.1) DESCRIZIONE E VALUTAZIONE DEI PARAMETRI DI BIENIAWSKY

- Il primo parametro riguarda la resistenza uniassiale della matrice rocciosa (gneiss) dove è stato imposto un valore pari a **10Mpa**, dell'ordine di quello trovato da Berry per il granito di attraversamento della galleria di collegamento delle dighe di Gusana sul Taloro(NU).
- Il secondo parametro denominato RQD viene valutato in base alla frequenza dei sistemi di giunti interessanti l'ammasso roccioso. Il valore si ricava secondo la relazione

$$R.Q.D. = 100 - 4,5J_v$$

valida per le rocce scistose. Il valore J_v corrisponde alla somma del numero dei giunti presenti in un metro cubo di roccia. Nel nostro caso si valuta $J_v=20$ (situazione peggiore) e quindi $R.Q.D.=10$

- Il terzo parametro riguarda la spaziatura media delle famiglie di discontinuità dove in genere si fa riferimento alla spaziatura della famiglia con il maggior numero di discontinuità. Nel nostro caso la spaziatura media rilevata in campo è di **0,10m**.

- Il quarto si riferisce alle condizioni delle superfici delle discontinuità, secondo la loro apertura, rugosità e stato di alterazione. In base ai rilevamenti si è riscontrato una superficie debolmente rugosa, leggermente alterata con aperture delle discontinuità minore di 1mm.
- Il quinto parametro si riferisce alle condizioni idrauliche: sono molto importanti e influenti ai fini della stabilità della struttura. Nel caso del nostro rilievo ci si pone nelle condizioni di superficie completamente bagnata come si può verificare in caso di precipitazioni meteoriche persistenti nel tempo.

Parametri	Intervallo di valori							
Resistenza roccia sana	Resistenza al «Point Load test» (MPa)	> 10	4 ÷ 10	2 ÷ 4	1 ÷ 2	Per questi bassi valori è preferibile la prova di compressione monoassiale		
	Resistenza a compressione monoassiale (MPa)	> 250	100 ÷ 250	50 ÷ 100	25 ÷ 50	5 ÷ 25	1 ÷ 5	< 1
Coefficienti numerici		15	12	7	4	2	1	0
Rock Quality Designation RQD (%)		90 ÷ 100	75 ÷ 90	50 ÷ 75	25 ÷ 50	< 25		
Coefficienti numerici		20	17	13	8	3		
Spaziatura delle discontinuità		> 2 m	0,6 ÷ 2 m	200 ÷ 600 mm	60 ÷ 200 mm	< 60 mm		
Coefficienti numerici		20	15	10	8	5		
Condizione dei giunti		Superfici molto rugose. Discontinuità chiuse e non persistenti. Pareti non alterate	Superfici debolmente rugose. Apertura delle discontinuità < 1 mm. Pareti leggermente alterate	Superfici debolmente rugose. Apertura delle discontinuità < 1 mm. Pareti completamente alterate	Superfici lisce o riempimenti argillosi di potenza < 5 mm o discontinuità collegate e con apertura di 1 - 5 mm	Riempimenti di argilla molle di potenza > 5 mm o discontinuità collegate e con apertura > 5 mm, persistenti		
Coefficienti numerici		30	25	20	10	0		
Presenza di acqua	Venute d'acqua in 10 m di galleria (l/min)	Nulla	< 10	10 ÷ 25	25 ÷ 125	> 125		
	Rapporto tra la pressione dell'acqua nelle discontinuità e la massima sollecitazione principale	0	< 0,1	0,1 ÷ 0,2	0,2 ÷ 0,5	> 0,5		
Condizioni generali della roccia		Perfettamente asciutta	Umida	Bagnata	Stillicidi	Venute d'acqua		
Coefficienti numerici		15	10	7	4	0		

Figura 2

Tramite la tabella di fig.2 si assegnano i valori dei parametri sopra descritti :

Litologia: Gneiss			
1	Rest. compr. assiale	10 MPa	2
2	RQD	68%	3
3	Spaziatura media	0,20 m	10
4	Condizione delle pareti	apertura < 1mm	
		rugosità :debole	
		Alterazione: leggera	25
5	Condizioni generali della roccia	Bagnata	10

La somma dei valori in tabella fornisce un valore di R.M.R. pari a 50 collocando l'ammasso roccioso in fascia 3 fra le rocce di comportamento mediocri come descritto nella tabella successiva:

B - Classi di roccia determinate in base alla somma dei coefficienti numerici					
Somma dei coefficienti	100 ÷ 81	80 ÷ 61	60 ÷ 41	40 ÷ 21	< 20
Classe	I	II	III	IV	V
Descrizione della roccia	Ottima	Buona	Mediocri	Scadente	Molto scadente
C - Significato delle classi di roccia					
Classe	I	II	III	IV	V
Tempo medio di autosostentamento	20 anni per aperture di 15 m	1 anno per aperture di 10 m	1 settimana per aperture di 5 m	10 ore per aperture di 2,5 m	30 minuti per aperture di 1 m
Coesione (kPa)	> 400	300 ÷ 400	200 ÷ 300	100 ÷ 200	< 100
Angolo di attrito interno	> 45°	35° ÷ 45°	25° ÷ 35°	15° ÷ 25°	< 15°

Figura 3

In seguito si ricavano i valori di coesione e attrito interno dell'ammasso roccioso dalle seguenti formule:

$$C = 5 \text{ RMR base (KPa)} \quad \varphi = 5 + (\text{RMR base} / 2)$$

E quindi i valori di : **c=0,250 Mpa** e **φ=30 °**

Modello di calcolo impiegato

Le verifiche sono state effettuate con il programma di calcolo Slide, secondo il metodo di Spenser in condizioni di ammasso roccioso non drenato. Il programma analizza l'equilibrio globale dell'intera scarpata attraverso una serie di ipotetiche superfici di scivolamento di forma circolare, tracciate a partire da altrettanti centri disposti all'interno di una maglia opportunamente ubicata rispetto al profilo della sezione.

Il fattore di sicurezza è definito come il rapporto tra le forze "resistenti" e le forze "destabilizzanti" che agiscono sulla massa rocciosa racchiusa all'interno della superficie di scivolamento.

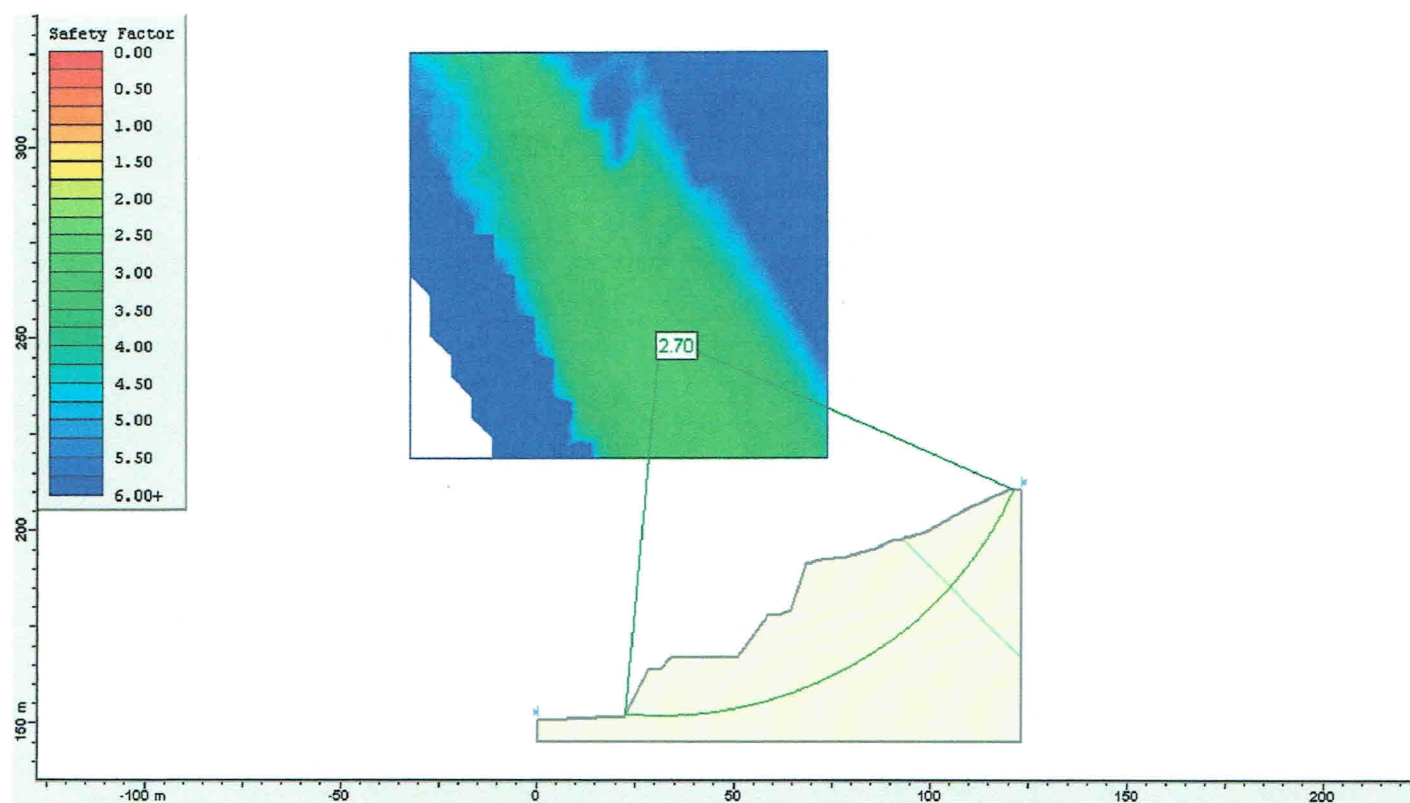
Il programma calcola il fattore di sicurezza per ogni superficie ipotizzata, creata automaticamente a partire da un centro all'interno della maglia.

Nella rappresentazione grafica finale il programma evidenzia quella a cui corrisponde il più basso coefficiente di sicurezza, insieme al relativo valore numerico.

Profilo 1

Il profilo della sez. 1 è stato aggiornato alla situazione riscontrata nel Dicembre 2008.

Nella figura seguente la roccia caratterizzante l'intero ammasso del fronte di scavo è il gneiss, mentre si osserva nella parte superiore la presenza di una frattura di larghezza di circa 1 m riempita da materiale argilloso. Non si riscontra la presenza di falda all'interno dell'ammasso roccioso.



Si nota come il coefficiente di sicurezza sia ben oltre il valore previsto da normativa pari a 1,3 pertanto la stabilità del fronte è verificata con esito positivo.

ANALISI DEI BLOCCHI INSTABILI

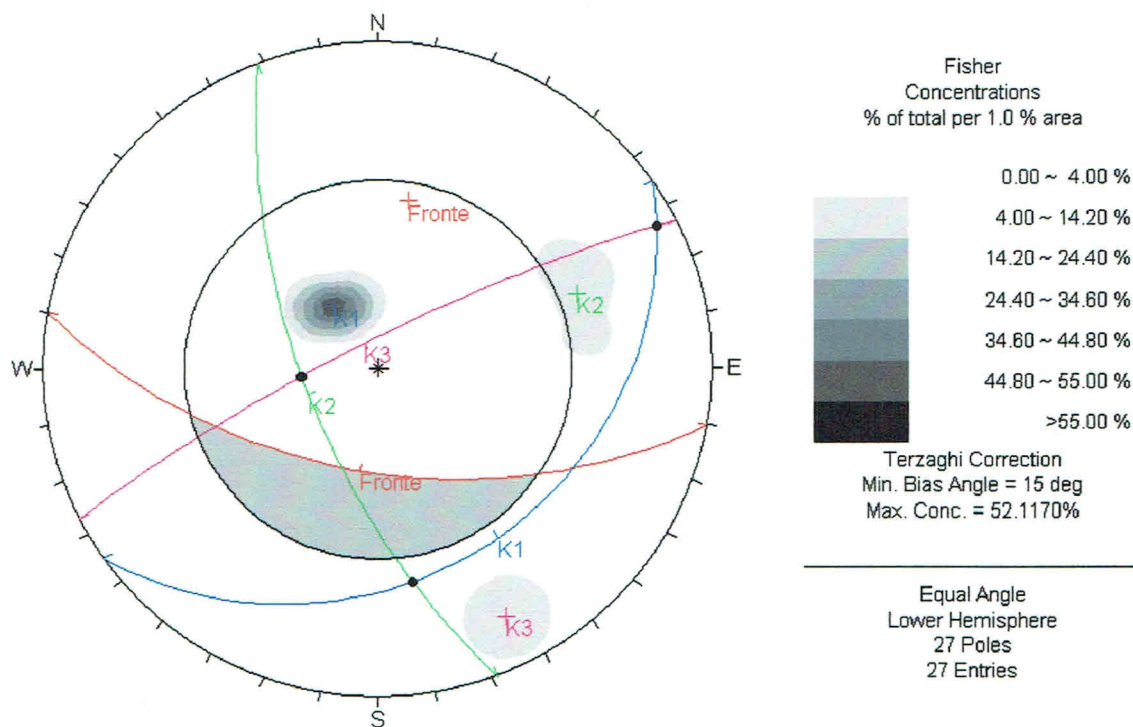
Nella figura seguente viene riportata la proiezione stereografica delle principali famiglie di discontinuità :

K1: $25^\circ/150$

K2: $65^\circ/245$

K3: $-10^\circ/150$

La situazione è relativa al secondo gradino intercettato dalla sezione 1(in fig. 1 indicato con A):



Come si può notare il fronte rispettivamente di inclinazione e immersione di $50^\circ/190$ non presenta fenomeni di instabilità per scivolamento planare e ribaltamento.

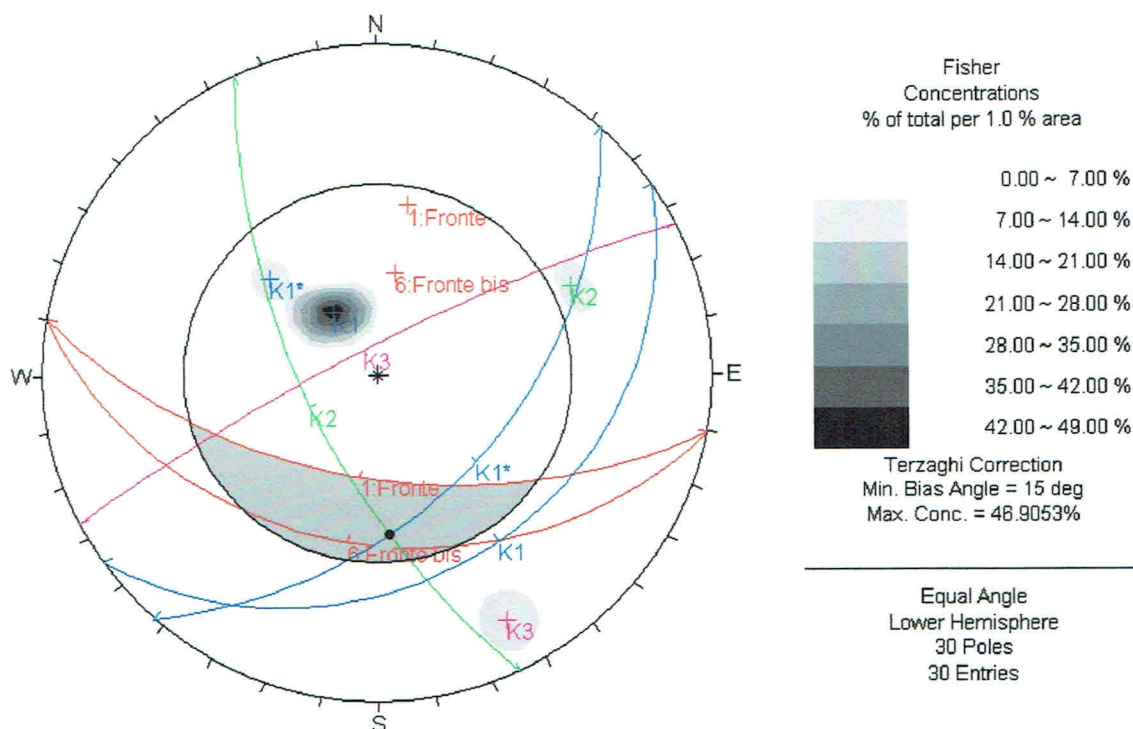
Non si osserva la formazione di cunei instabili perché le intersezioni delle coppie di piani delle famiglie K2-K3 e K1-K3 si incontrano al di fuori della regione ombreggiata delimitata dal cerchio dell'angolo di attrito interno di 30° e il piano del fronte.



Gradino 2

Si nota dalla foto precedente che nell'ultimo tratto del II gradino l'inclinazione della famiglia di discontinuità k1 aumenta fino a 46° .

Rivedendo la situazione nel diagramma stereografico ci si accorge che si forma un cuneo instabile fra la famiglia K1* e K2:



Dalla figura si può osservare che l'intersezione dei due piani della famiglia K1* (blu) e k2 (verde) sono interni alla regione tratteggiata in rosso: il polo K1 per via dell'aumento di inclinazione dello strato si sposta in K1*.

Si raccomanda di mantenere in quella regione del fronte con un'inclinazione non superiore ai 45° come illustrato sempre nella stessa figura in cui una diminuzione della pendenza (fronte bis) consente di far cadere il punto di intersezione al di fuori della regione critica.

Nel terzo gradino si prenderà in esame una regione del fronte in cui si verifica una situazione di franappoggio (in fig. indicato con B). Le famiglie principali di discontinuità sono:

K1: 32°/160; K2: 83°/143; K3: 87°/186; K4: 64°/256; K5: 86°/230

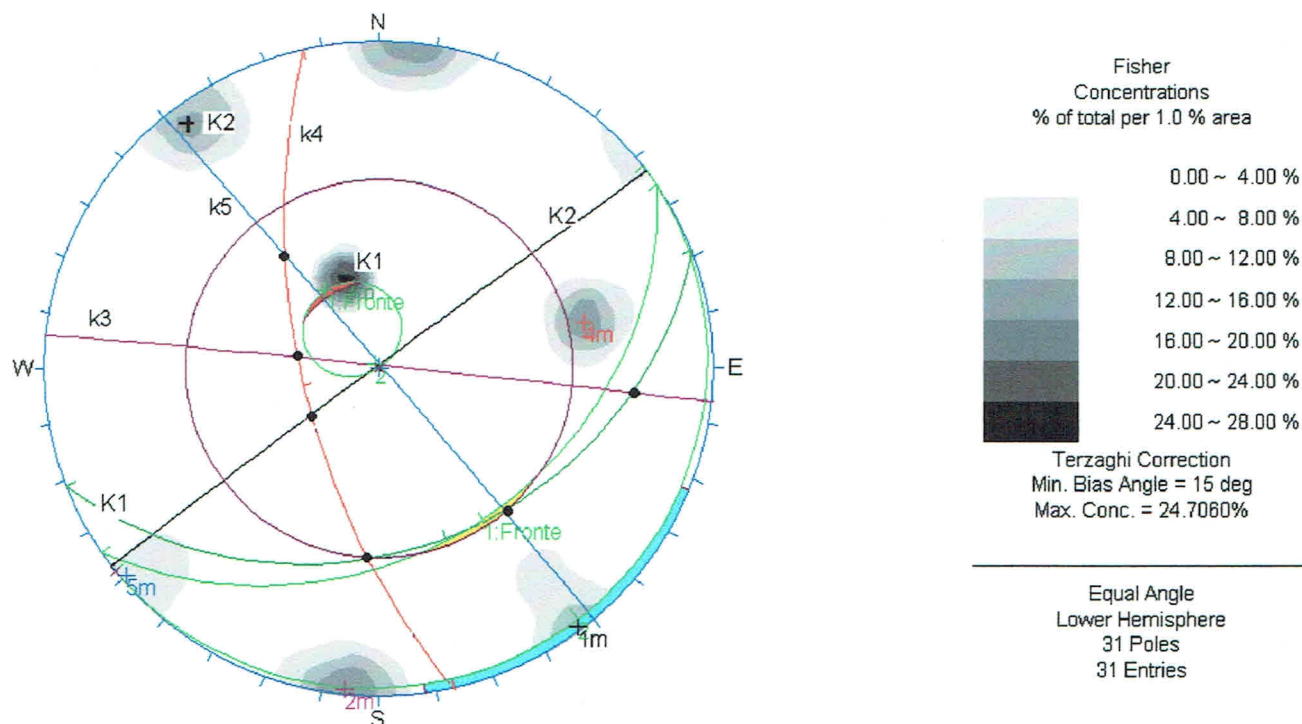
Riportando il tutto in un diagramma stereografico si nota come i poli della famiglia K1 ricadono al limite della regione rossa dove si presenta quindi una situazione di equilibrio limite di stabilità per

scivolamento. Inoltre si nota come anche i poli della famiglia K2 ricadono nel limite della regione azzurra in cui potrebbero verificarsi fenomeni di ribaltamento.

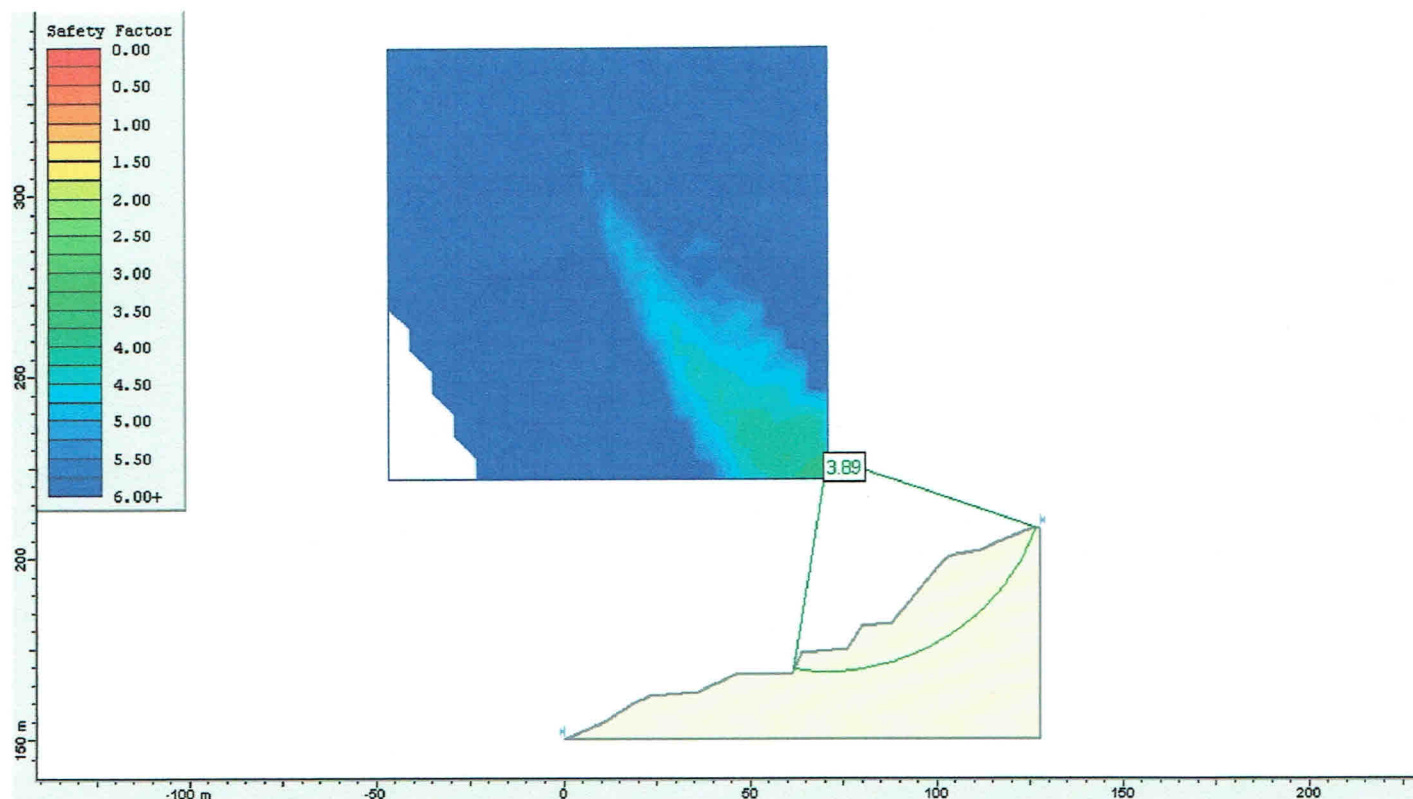
Infine si nota come l'intersezione del piano della famiglia K1 con il piano K5, ricade nel limite della regione gialla in cui si potrebbero creare dei cunei instabili.

E' consigliabile ridurre la pendenza del fronte per evitare fenomeni di instabilità..

Situazione analoga nel quarto gradino



Profilo 2



Il profilo della sez. 2 è stato aggiornato alla situazione riscontrata nel Dicembre 2008.

Anche in questo caso il coefficiente di sicurezza è ben al di sopra del valore imposto dalla normativa (1,3).

ANALISI DEI BLOCCHI INSTABILI

Nella figura seguente viene riportata la proiezione stereografica delle principali famiglie di discontinuità :

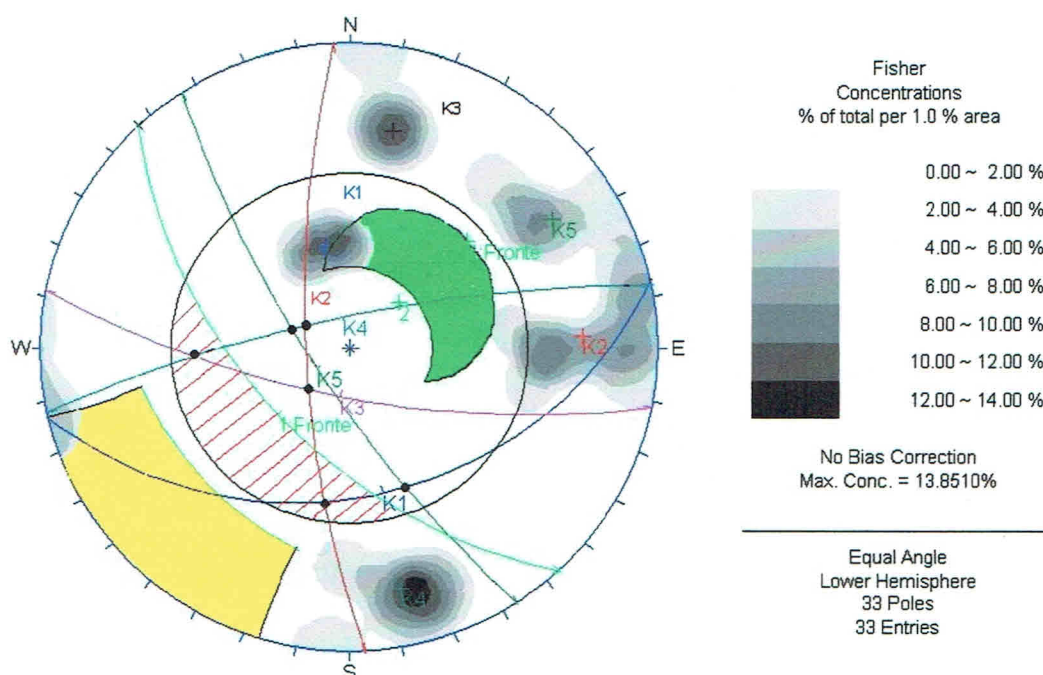
K1: 38°/166; K2: 64°/267; K3: 75°/189; K4: -78°/167; K5: 75°/233

La situazione è relativa al quarto gradino (inclinazione di 55° e immersione di 23° NO) intercettato dalla sezione 2 (in fig. 1 indicato con la lettera C);

Dalla figura si nota come il fronte in questione non abbia problemi di instabilità per ribaltamento in quanto la regione gialla non presenta al suo interno nessun polo delle famiglie di discontinuità.

Si nota invece come i poli della famiglia K1 ricadono nel limite della regione verde nella quale si potrebbero presentare fenomeni di scivolamento planare.

Infine si osserva come l'intersezione dei giunti delle famiglie K1 e K2 e K3 e K4 cadono all'interno della regione tratteggiata in cui potenzialmente si potrebbero generare dei cunei instabili.



CONCLUSIONI

Le verifiche di stabilità globale hanno messo in evidenza che l'intero versante della miniera valutato su due distinte sezioni presenta coefficienti di sicurezza elevati rispetto al limite di normativa di 1,3. (2,70 e 3,89 rispettivamente nei due casi visti).

Per quanto riguarda invece le verifiche di stabilità locale si osserva come in alcuni punti del fronte in cui l'inclinazione esistente ($55\div 60^\circ$) differisce dall'inclinazione ideale di progetto ($45\div 50^\circ$), e nei punti in cui la stratificazione si orienta in franappoggio, si potrebbero creare dei piccoli fenomeni di instabilità per scivolamento o la formazione di cunei instabili.

Si consiglia al fine di ovviare ai fenomeni di instabilità di mantenere in generale il versante con una pendenza limite non superiore ai $45\div 50^\circ$.

L'analisi elaborata è di tipo statistico e pertanto non tiene conto delle eventuali fratture anomale che si potrebbero imprevedibilmente creare in un contesto naturale.

Bibliografia

Berry P., Marinetti S., Retacchi F., Ribacchi R., Sciotti M. –1978: Cataclasis and alteration of a granitic rock and their influence on the geomechanical characteristics. Proc. 3th Congress IAEG, Madrid Vol. I, sec. 2.

Bieniawski Z. T. –1973: Engineering Classification of Jointed Rock Masses. Transaction of the South African Institution of Civil Engineers, 15.

Bieniawski Z. T. –1989: Engineering Rock Mass Classification, ed. Wiley, New York.

Hoek E. –1983: Strength of jointed rock masses. 23rd Rankine Lecture, Geotechnique vol. 33.

Hoek E., Carranza Torres C., Corkum B. –2002: Hoek-Brown failure criterion –2002 edition. Proc. North American Rock Mechanics Society Meeting in Toronto.