

ottobre 2017

**PROGETTO DEFINITIVO DI OPERE DI MESSA IN
SICUREZZA DI FRONTI SUBVERTICALI
NELL'AMBITO DI PROGETTO "IMPIANTO
GEOTERMICO SERRARA FONTANA NEL COMUNE
DI SERRARA FONTANA NELL'ISOLA DI ISCHIA
(NA)"**

RELAZIONE GEOTECNICA

Committente: ISCHIA GEOTERMIA



Sito: SERRARA FONTANA (NA)

Documento n°: R.CV.145.EIM.17.02

REV: 00
DATA: 27.10.2017
DESCRIZIONE: Emissione
PREP: L. NARDINI/L.
MOSCA
VER: M. ZOPPI
APPR: M.ZOPPI

Indice

1. PREMESSA	4
2. DOCUMENTI DI RIFERIMENTO	8
3. NORME DI RIFERIMENTO	8
4. DISSESTI DEI VERSANTI	9
5. INQUADRAMENTO GEOLOGICO	10
6. CARATTERIZZAZIONE GEOTECNICA	11
7. DEFINIZIONE DEGLI INTERVENTI DI CONSOLIDAMENTO	12
8. DEFINIZIONE DELL’AZIONE SISMICA	15
9. MODELLO DI CALCOLO	19
Premessa	19
Approccio progettuale	20
Dimensionamento delle chiodature	20
Valutazione della lunghezza dei chiodi	23
Dimensionamento della rete - SLU	24
Dimensionamento della rete	25
10. VERIFICHE	27
11. VERIFICHE LOCALI	29
AREA 1 BLOCCO 17	29
AREA 1 BLOCCO 18	31
AREA 1 BLOCCO 27	33
AREA 1 BLOCCO 30	35
AREA 1 BLOCCO 41	37
AREA 1 BLOCCO 42	39
AREA 2 BLOCCO 5	41
AREA 2 BLOCCO 10	43
AREA 2 BLOCCO 11	45
AREA 2 BLOCCO 19	47
AREA 2 BLOCCO 20	49



AREA 2 BLOCCO 21	51
AREA 2 BLOCCO 25	53

1. PREMESSA

La presente relazione, redatta per conto della società Ischia Geotermica nell'ambito del progetto dell'impianto pilota geotermico "Serrara Fontana" nel comune di Serrara Fontana nell'isola di Ischia (NA), contiene le indicazioni tipologiche per la scelta ed il dimensionamento degli interventi di stabilizzazione e protezione relativamente al fenomeno della caduta-massi.

Le aree di intervento, denominate *Area 1*, *Area 2* e *Area 3*, sono rappresentate in Figura 1. Esse sono collocate sul versante occidentale del Monte Epomeo (vedi foto seguenti).

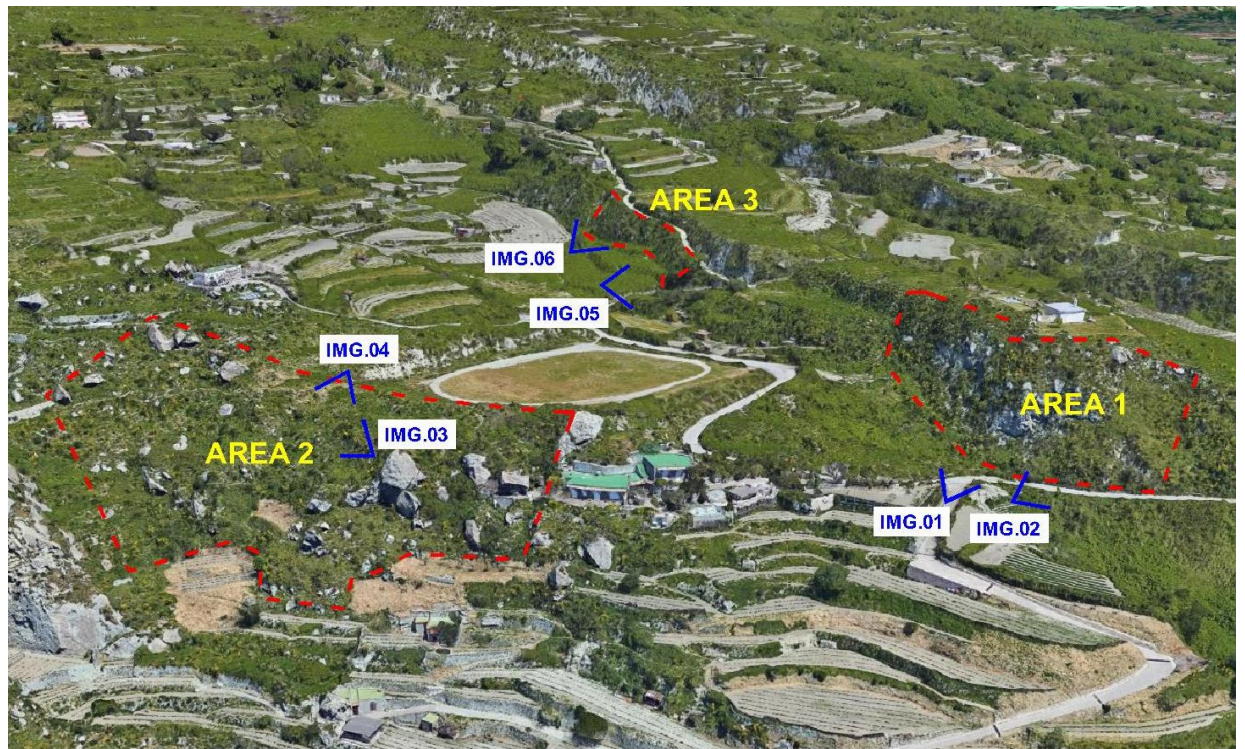


Figura 1 Individuazione versanti rocciosi (fonte: www.Google Earth)



Figura 2 Versante AREA 1



Figura 3 Versante AREA 1



Figura 4 Versante AREA 2



Figura 5 Versante AREA 2



Figura 6 Versante AREA 3



Figura 7 Versante AREA 3

2. DOCUMENTI DI RIFERIMENTO

- Realizzazione di una centrale geotermica mediante impianto pilota, con potenza nominale installata non superiore a 5MW, ai sensi del D.Lgs 11 febbraio 2010 n. 22, come modificato dal D.Lgs. 3 marzo 2011 n. 28 – Comune di Serrara Fontana (NA) – Località Piano Tredici, Relazione geologica [in seguito *Relazione geologica*], datata aprile 1015 e a firma del Geologo Dottoressa Filomena Miragliuolo;
- PERMESSO DI RICERCA PER RISORSE GEOTERMICHE FINALIZZATO ALLA SPERIMENTAZIONE DI IMPIANTI PILOTA DENOMINATO “FORIO” – *Indagini Geognostiche Integrative* [in seguito *Relazione Geologica Integrativa*], rev. 0 del gennaio 2017 a firma del Geologo Dottoressa Filomena Miragliuolo;
- PERMESSO DI RICERCA PER RISORSE GEOTERMICHE FINALIZZATO ALLA SPERIMENTAZIONE DI IMPIANTI PILOTA DENOMINATO “FORIO” – *Rilievo delle condizioni di stabilità di 2 versanti rocciosi nella zona occidentale del Monte Epomeo nel territorio comunale di Serrara Fontana (NA) sull’isola di Ischia* [in seguito *Rilievo*], del dicembre 2016 a firma del Dott. Geol. Ermanno Marino.

3. NORME DI RIFERIMENTO

- Decreto Ministeriale del 14 gennaio 2008 “Norme tecniche per le costruzioni” [in seguito *NTC2008*];
- Circolare 2 febbraio 2009, n. 617 del Ministero delle Infrastrutture e dei Trasporti approvata dal Consiglio Superiore dei Lavori Pubblici “Istruzioni per l’applicazione delle “Norme tecniche per le costruzioni” di cui al D.M. 14 gennaio 2008” [in seguito *Circolare*];
- Allegato D4 del PIANO STRALCIO PER L’ASSETTO IDROGEOLOGICO, Delibera di Comitato Istituzionale n. 1 del 23 febbraio 2015 – Autorità di Bacino regionale della Campania Centrale: “LINEE GUIDA PER LO STUDIO DI VERSANTI IN ROCCIA” [in seguito *Linee Guida*]
- AICAP, (1993): *Ancoraggi nei terreni e nelle rocce – Raccomandazioni* [in seguito *Raccomandazioni AICAP*].

4. DISSESTI DEI VERSANTI

La verifica delle condizioni di stabilità dei due versanti Area 1 e Area2 è ampiamente trattata nel *Rilievo*, a cui si rimanda per completezza e da cui sono tratte le considerazioni che seguono. Sono ivi contenute l'ispezione e la caratterizzazione delle situazioni di dissesto presenti, nonché il rilievo completo ad alta risoluzione mediante fotogrammetria di prossimità da drone.

L'Area 1 è costituita da una scarpata ad elevata pendenza caratterizzata dall'affioramento della roccia tufacea ai piedi della quale sono riconoscibili falde e conoidi di detrito sciolto.

L'Area 2 è più estesa, ma mediamente meno pendente dell'Area 1; è caratterizzata da numerosi affioramenti di rocce tufacee intermezzi da porzioni detritiche sciolte interessate da fitta copertura arbustiva e da interventi antropici di terrazzamento.

I depositi sono soggetti a vari fattori di degrado naturali, la cui combinazione può condizionarne la stabilità, i principali dei quali sono:

- struttura geologica: le rocce affioranti sono rocce "tenere" costituite da cineriti alterate di colore grigio-verdastro a grana solitamente medio-grossolana, con sospesi abbondanti lapilli pomicei. I depositi hanno struttura massiva e tessitura caotica ascritti alla formazione del Tufo del Monte Epomeo; le aree coperte da vegetazione sono caratterizzate sia da depositi originatisi in situ sia trasportati da movimenti franosi;
- alterazione superficiale, erosione meccanica e fisico-chimica ad opera di fattori morfogenetici: data la tipologia di roccia, agenti quali acque di dilavamento, azione eolica, azione marina, azione termoclastica, aloclastica, crioclastica, disgregazione chimica possono dare origine a instabilità di masse;
- assetto geostrutturale (in termini di condizioni delle discontinuità dell'ammasso, numero di set, persistenza, spaziatura, orientazione): anche in rocce tenere le discontinuità rappresentano zone di minore resistenza a taglio e quindi di preferenziale concentrazione delle deformazioni e possono agire come svincoli delle masse di dissesto.

5. INQUADRAMENTO GEOLOGICO

L'inquadramento geologico è ampiamente trattato nella *Relazione Geologica* e nella *Relazione Geologica Integrativa*, alle quali si rimanda e da cui sono tratte le considerazioni che seguono.

Dal punto di vista geologico strutturale generale l'area di studio si sviluppa nel settore centrale del blocco risorgente situato tra il crinale del Monte Epomeo fino al litorale dei Maronti. Essa è delimitata da un sistema di faglie N-S e E-W nonché da un sistema di faglie a direzione prevalente NE-SW, a formare il "Bacino Fontana"

Dal punto di vista geomorfologico, a causa della evoluzione tettonica, il sollevamento differenziato e la complessa strutturazione dei settori limitrofi hanno definito una configurazione morfometrica con elevate pendenze e unità geologiche tipo rocce deboli e quindi predisposte al dissesto.

Dal punto di vista geolitologico sono visibili affioramenti di depositi clastici molto grossolani prevalentemente massivi, di colore grigio verde formati da blocchi e megablocchi di tufi appartenenti alle unità tufacee idrotermizzate del Monte Epomeo e rocce epiclastiche indurite, localmente immersi in una matrice grossolana di sabbie, lapilli e blocchi formata dagli stessi tufi idrotermizzati che ne costituiscono la parte preponderante.

Dal punto di vista idrologico ed idrogeologico l'area ricade nel bacino della regione meridionale, che comprende il bacino di Fontana e quello secondario di Succivo. Nell'area la circolazione idrica superficiale avviene principalmente per deflusso laminare diffuso; l'aliquota di acqua meteorica di ruscellamento tende ad incanalarsi verso embrionali solchi di erosione. I tufi hanno permeabilità da media a bassa e la capacità ricettiva di acque meteoriche è molto bassa anche in relazione alla acclività dei pendii. Nell'area in esame non risultano la presenza di falde freatiche almeno per i primi 15m dal piano campagna.

6. CARATTERIZZAZIONE GEOTECNICA

Sulla base delle evidenze contenute nel *Rilievo*, nella *Relazione Geologica* e nella *Relazione Geologica Integrativa*, si assumono i seguenti valori ai fini delle verifiche:

- pendenza della scarpata rocciosa: 70°;
- peso di volume: 17 kN/m³;
- resistenza a compressione semplice della roccia intatta (UCS): 15 MPa;
- resistenza alla compressione semplice dei giunti (JCS): 5 MPa (essendo $JCS \approx 1/3 UCS$);
- rugosità (JCR): 8.0;
- inclinazione del giunto più pericoloso: 45° (valore conservativo, considerato a favore di sicurezza);
- spessore di materiale potenzialmente instabile: 1,00 m (valore ipotizzato sulla base del *Rilievo*).

7. DEFINIZIONE DEGLI INTERVENTI DI CONSOLIDAMENTO

Gli interventi di consolidamento sono scelti sulla base delle evidenze contenute nel *Rilievo*, nella *Relazione Geologica* e nella *Relazione Geologica Integrativa* e sull'abaco contenuto nelle Linee Guida, da cui peraltro è tratta la Figura 8.

TIPO DI INSTABILITA'	ALLEGGERIMENTO SCAVO			INTERVENTI DI RINFORZO							DRENAGGIO				CONTROLLO CADUTA MASSI					
	SIMPLIFICAZIONE ANGOLO INCLINAZIONE	GRADONI	DISGAGGIO E RIPROFILATURA	SPRITZ-BETON	OPERE DI SOSTEGNO	INTERVENTI LOCALI	PARETI ANCORATE	FUNI	CRODI	BULLONI	ANCORAGGI	DRENI SUPERFICIALI	PROTEZIONE SUPERFICI	FORI DRENANTI CORTI	FORI DRENANTI LUNGHIE E GALERIE	CAMBIARE LUBRIFICAZIONE	VALLI PROTETTIVI	RETI E FUNI DI PROTEZIONE	RETI E FUNI IN PARETE	DISGAGGIO
 SCIVOLAMENTO PIANO (SDI)	*	*					*			*	*	*			*	*	*			
 SCIVOLAMENTO DI CUNEO (SDI)	*						*	*	*	*	*	*		*	*					
 RIBALTAMENTO	*								*	*	*	*	*	*		*				
 CADUTA MASSI E FENOMENI DI DISTACCO SUPERFICIALE	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*

Figura 8 Metodi ed interventi di stabilizzazione per frane in roccia (Figura 1.2 delle Linee Guida)

In particolare gli interventi previsti sono classificabili come:

- reti e funi in parete;
- disgaggio.

L'intervento di rafforzamento corticale è realizzato mediante chiodature con maglia 3,0x3,0 m con barre in acciaio barre a filettatura continua con una resistenza a snervamento non inferiore a 500 MPa aventi lunghezza minima 3,0 m e diametro minimo 25 mm al fine di consolidare le pareti rocciose e la stesa di un rivestimento flessibile (geocomposito), costituito da rete metallica a doppia torsione a maglia esagonale tipo 8x10, tessuta con trafilato di acciaio avente un diametro pari a 3,00 mm, conforme a UNI EN 10223-3 per le caratteristiche meccaniche e a UNI EN 10218-2 per le tolleranze sui diametri, avente carico di rottura compreso fra 380 e 550 N/mm² e allungamento minimo pari al 10%, galvanizzato con Galmac (lega eutettica di Zinco – 5% Alluminio) in conformità a UNI EN 10244-2 Classe A. La rete metallica, in rotoli di larghezza pari a 3.0 m, è tessuta con l'inserimento longitudinale lungo i bordi e all'interno (delle doppie torsioni) del telo di rete con una spaziatura nominale non superiore a 50 cm di funi di acciaio con anima metallica con grado non inferiore a 1770 N/mm² (UNI EN 12385-2) aventi un diametro pari a 8 mm, con carico di rottura minimo pari a 40.3 kN (UNI EN 12385-4), galvanizzate con Galmac (lega eutettica di Zinco – 5% Alluminio) in conformità a UNI EN 10264-2 Classe A. La protezione

anticorrosiva del geocomposito metallico sarà tale da non presentare tracce di ruggine rossa a seguito di un test di invecchiamento accelerato in nebbia salina (test in accordo a UNI EN ISO 9227) per un tempo di esposizione minimo di 1000 ore. Il geocomposito metallico avrà una resistenza a trazione longitudinale nominale non inferiore a 120 kN/m (test eseguiti in accordo alla EN 15381, Annex D). La rete sarà caratterizzata da una resistenza a punzonamento nominale non inferiore a 125 kN, con una relativa deformazione massima non superiore a 500 mm, quando testata in accordo a UNI 11437.

Al fine di ridurre ulteriormente le deformazioni del rivestimento così costituito e dunque rendere più efficace l'azione di contenimento da parte della rete, saranno installate anche delle funi in acciaio con un diametro minimo pari a 12 mm; in particolare queste funi saranno posate successivamente alla stesa del rivestimento e saranno vincolate al di sotto delle piastre di ripartizione a formare un reticolo a maglia romboidale.

In alcune zone del versante interessato dalle opere di mitigazione del rischio di caduta massi, sono presenti alcuni blocchi di roccia in equilibrio precario con un volume maggiore di 1 m³.

Al fine di mettere in sicurezza tali blocchi evitandone il distacco, ogni singolo blocco sarà rivestimento mediante pannelli in fune di acciaio con una maglia 300x300 mm tessuti con una fune di acciaio diam. 10 mm; i blocchi saranno poi fasciati con funi di acciaio ad anima metallica. Sia i pannelli in fune che le funi metalliche saranno poi fissate ad ancoraggi costituiti da chiodature con barre di acciaio 500/550 MPa diam. 25 mm, disposti nell'intorno del blocco da stabilizzare.

La verifica delle fasciature con funi di acciaio e dei relativi ancoraggi è basata su misure molto approssimative e pertanto deve essere inteso come semi-quantitativo. La configurazione finale può essere ottenuta solo dopo ulteriori misure accurate in sito durante le lavorazioni.

Il calcolo prevede due fasi:

- a) Analisi delle forze necessarie per migliorare l'equilibrio del blocco (Figura 9)

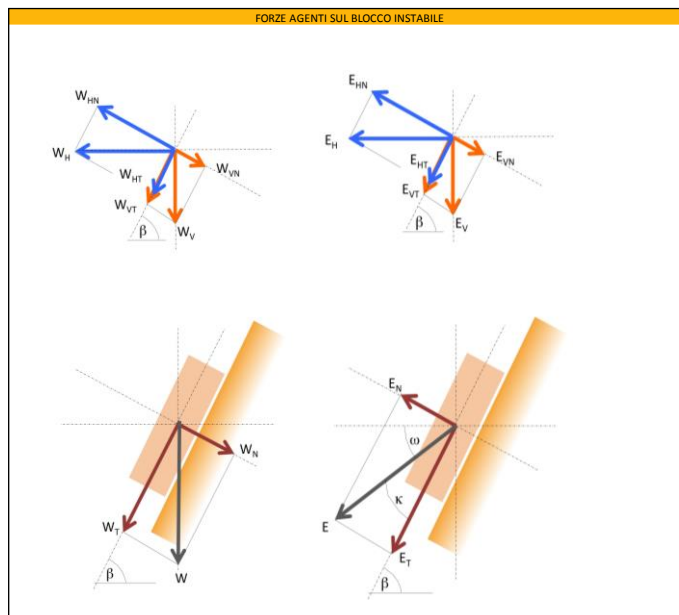


Figura 9

- b) Analisi della geometria delle fasciature con funi (Figura 10) al fine di definire il numero e la tipologia di funi richieste, il tipo di ancoraggio e la relativa lunghezza

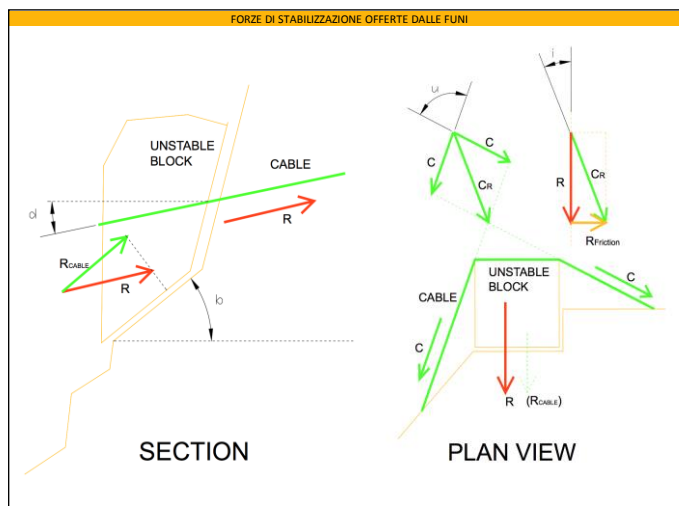


Figura 10

La verifica è eseguita seguendo l'approccio allo stato limite ultimo, riducendo le forze stabilizzanti mediante fattori di sicurezza parziali e incrementando le forze destabilizzanti mediante coefficienti di sicurezza parziali, che tengono conto delle incertezze. Le formulazioni impiegate sono esplicitate nell'output delle verifiche.

8. DEFINIZIONE DELL'AZIONE SISMICA

L'azione sismica è determinata secondo le indicazioni del par. 3.2 delle NTC2008.

I parametri sismici assunti sono rappresentati in Tabella 1; in Tabella 2 sono riportati i punti dello spettro di risposta elastico delle componenti orizzontali per SLV; in Figura 11 è riportato lo spettro di risposta elastico delle componenti orizzontali per SLV.

Tabella 1 Parametri sismici

T_R	712	anni	
ag	0.167	g	accelerazione orizzontale massima al sito
F₀	2.318		valore massimo del fattore di amplificazione dello spettro in accelerazione orizzontale
T[*]_c	0.328	s	periodo di inizio del tratto a velocità costante dello spettro in accelerazione orizzontale
	C		categoria di sottosuolo (vedi Relazione Geologica)
C_c	1.517		Tab. 3.2.V NTC08
T_c	0.498	s	(3.2.7) NTC08
T_B	0.166	s	(3.2.8) NTC08
T_D	2.268	s	(3.2.9) NTC08
S_s	1.47		Tab. 3.2.V NTC08
S_T	1.2		Tab. 3.2.VI NTC08
S	1.76		(3.2.5) NTC08
ξ	5		coefficiente di smorzamento viscoso
η	1.00		fattore che altera lo spettro elastico

Tabella 2 Punti dello spettro di risposta elastico in accelerazione delle componenti orizzontali per SLV [3.2.3.2.1 NTC2008]

T [s]	Se(T) [g]	Se(T) [m/s ²]
0	0.294	2.885
0.017	0.333	3.266
0.033	0.372	3.646
0.050	0.410	4.026
0.066	0.449	4.407
0.083	0.488	4.787
0.100	0.527	5.167
0.116	0.566	5.548
0.133	0.604	5.928
0.149	0.643	6.308
0.166	0.682	6.688
0.332	0.682	6.688
0.498	0.682	6.688
0.675	0.503	4.933
0.852	0.398	3.908
1.029	0.330	3.235
1.206	0.281	2.760
1.383	0.245	2.407
1.560	0.217	2.133
1.737	0.195	1.916
1.914	0.177	1.739
2.091	0.162	1.592
2.268	0.150	1.467
2.441	0.129	1.266
2.614	0.113	1.104
2.788	0.099	0.971
2.961	0.088	0.861
3.134	0.078	0.768
3.307	0.070	0.690
3.480	0.064	0.623
3.654	0.058	0.565
3.827	0.053	0.515
4.000	0.048	0.472

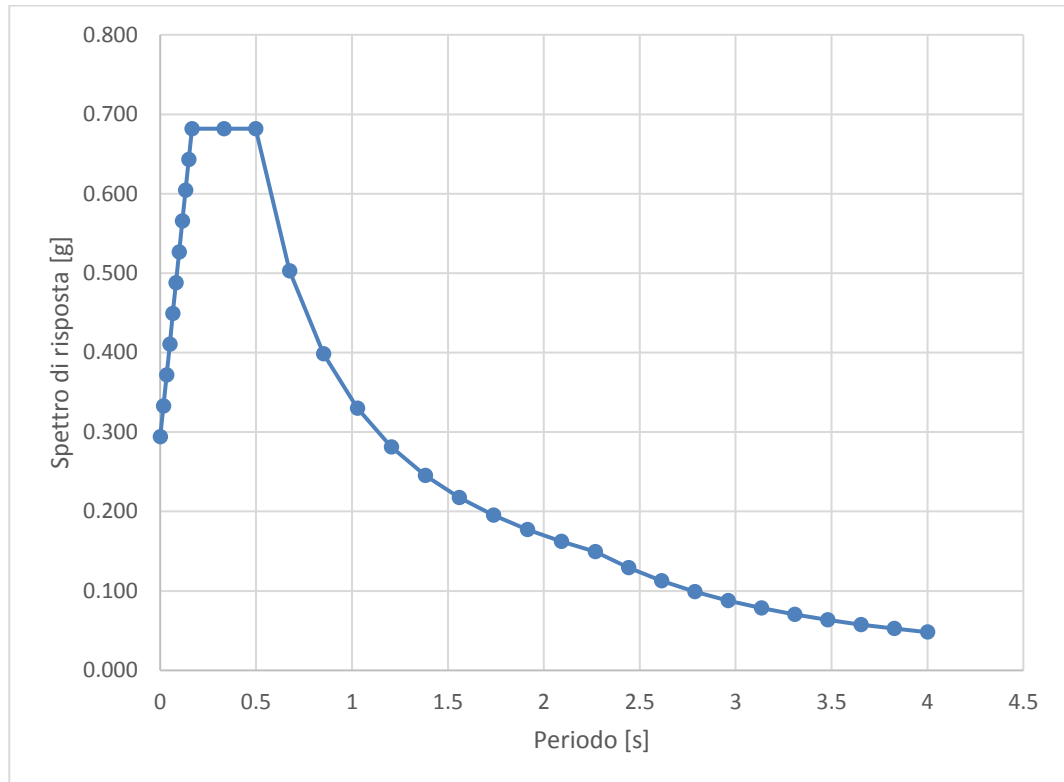


Figura 11 Spettro di risposta elastico in accelerazione delle componenti orizzontali per SLV [3.2.3.2.1 NTC2008]

L'analisi delle condizioni di stabilità dei pendii in condizioni sismiche viene eseguita mediante metodi pseudostatici, in cui l'azione sismica è rappresentata da un'azione statica equivalente, costante nello spazio e nel tempo, proporzionale al peso W del volume di terreno potenzialmente instabile.

Nelle verifiche allo stato limite ultimo le componenti orizzontali e verticale di tale forza, in accordo al par. 7.11.3.5.2 delle NTC2008, possono esprimersi come

$$F_h = k_h \cdot W$$

$$F_v = k_v \cdot W$$

con

$$k_h = \beta_s \cdot \frac{a_{max}}{g}$$

$$k_v = \pm 0.5 \cdot k_h$$

dove

β_s è il coefficiente di riduzione dell'accelerazione massima attesa al sito dedotto dalla Tabella 3

$$a_{max} = S_S \cdot S_T \cdot a_g = 1.47 \cdot 1.2 \cdot 0.167g = 0.295g.$$

Tabella 3 Coefficienti di riduzione dell'accelerazione massima attesa al sito (Tab. 7.11.1 delle NTC2008)

	Categoria di sottosuolo	
	A	B, C, D, E
	β_s	β_s
$0,2 < a_g(g) \leq 0,4$	0,30	0,28
$0,1 < a_g(g) \leq 0,2$	0,27	0,24
$a_g(g) \leq 0,1$	0,20	0,20

Nel caso in esame quindi:

$$k_h = \beta_s \cdot \frac{a_{max}}{g} = 0,24 \cdot 0,295 = 0,071$$

$$k_v = \pm 0,5 \cdot k_h = 0,036.$$

9. MODELLO DI CALCOLO

PREMESSA

La massa erosa viene approssimata ad un pseudo continuo che genera frequenti instabilità a basse profondità e caduta di massi. Esso ha spessore "s" e inclinazione " β " parallela al pendio. Diversi giunti di scorrimento attraversano il corpo superficiale, il più sfavorevole dei quali ha inclinazione " α " (Figura 12).

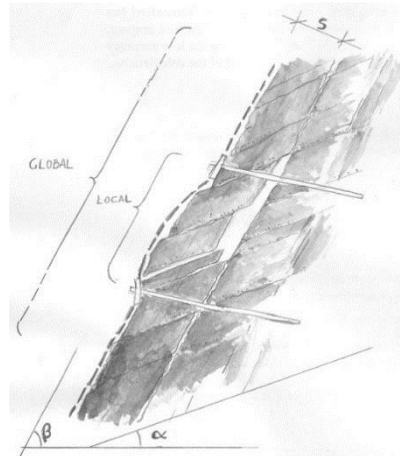


Figura 12 Pendio con la superficie instabile erosa

Le forze di rete e ancoraggi vengono passivamente generate quando una delle seguenti condizioni ricorre:

- l'intero corpo eroso scivola sul piano inclinato β : questo è il caso della stabilità globale delle superficie erose ed è risolto dal raster di ancoraggi (Figura 13 a sinistra).
- uno o più blocchi cadono dal corpo eroso. La dinamica dell'instabilità potrebbe essere una qualsiasi (planare o a cuneo scorrevole, rotolante, in caduta, ecc...). Nella presente trattazione si considera unicamente lo scorrimento planare sul piano α , che è il caso più sfavorevole. Poiché questa instabilità può avvenire solo tra gli ancoraggi, essa può essere definita come instabilità locale della superficie erosa; la rete fissata con gli ancoraggi risponde alla instabilità locale (Figura 13 a destra).

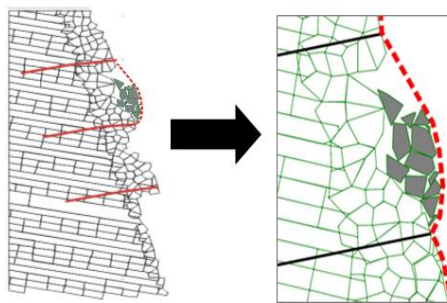


Figura 13 Elementi della rete di rivestimento ancorata. Ancoraggi (sinistra) stabilizzanti la porzione superficiale. Rete (destra) trattenente il materiale tra gli ancoraggi.

Condizione necessaria affinché gli ancoraggi possano sviluppare reazioni è che l'ammasso di roccia si muova (sistema passivo). Il metodo di calcolo impiegato analizza separatamente i meccanismi di ancoraggio e di rete paramassi.

APPROCCIO PROGETTUALE

L'approccio progettuale è quello agli stati limite, in cui vengono incrementate le forze destabilizzanti e vengono ridotte le resistenze per mezzo di opportuni coefficienti di sicurezza, calibrati con la metodologia probabilistica. I coefficienti di sicurezza adottati si fondano su parametri specifici come la morfologia del pendio o il comportamento della rete.

Secondo la comune prassi di progettazione, il calcolo della rete di rivestimento viene eseguito agli stati limite ultimo e di esercizio. Lo stato limite ultimo permette capire se la rete può essere rotta a causa del carico, mentre lo stato limite di esercizio permette di prevedere la deformazione della rete di rivestimento perpendicolarmente al piano della rete. La conoscenza della deformazione è molto utile perché:

- quando la deformazione raggiunge il limite di progettazione, significa che è necessaria la manutenzione (pulizia) della rete di rivestimento prima che ulteriori spostamenti determinano la rottura della rete. Il programma di intervento a carico del proprietario è rappresentato da un semplice controllo visivo e sarà illustrato nel piano di manutenzione, elaborato del progetto esecutivo;
- una rete troppo deformata implica un facile distacco degli ancoraggi e minore durata dell'intervento.

DIMENSIONAMENTO DELLE CHIODATURE

In via cautelativa si ipotizza che i chiodi sostengano l'intera parte corticale dell'ammasso che riveste il pendio. Questa coltre continua è in realtà costituita dalla somma di tutti volumi rocciosi secondari che originano i frequenti episodi di caduta.

Il contributo resistente delle barre di ancoraggio inserite negli ammassi rocciosi può essere calcolato con ben note procedure descritte in letteratura (*Raccomandazioni AICAP*), includendo anche l'effetto dei chiodi in gruppo.

Tenendo sempre presente che si tratta di elementi passivi, per cui si lavora con i parametri geotecnici in condizioni residue, nel calcolo dei chiodi si assume che la porzione instabile dell'ammasso giaccia in condizione di equilibrio limite, dove il fattore di sicurezza è pari a 1.0. Pertanto, le forze stabilizzanti hanno lo stesso valore delle forze destabilizzanti ed è vera la seguente equazione:

$$forze\ stabilizzanti = W \cdot \sin \beta = forze\ destabilizzanti$$

dove

W è peso dell'ammasso roccioso instabile da consolidare

β è l'inclinazione della superficie secondo cui può manifestarsi lo scivolamento.

Utilizzando il criterio di rottura di Barton-Bandis per i giunti, l'equazione sopra può essere riscritta per descrivere il miglioramento della stabilità nel seguente modo:

$$W \cdot \sin \beta - c \cdot \sin \beta \cdot \tan \phi + R \geq W \cdot (\sin \beta + c \cdot \cos \beta)$$

R è il contributo stabilizzante dei chiodi

c è il coefficiente sismico

ϕ è l'angolo di attrito residuo del giunto.

Assumendo $\phi=45^\circ$ e introducendo i coefficienti parziali di sicurezza delle azioni stabilizzanti (γ_{RW}) e i coefficienti parziali di sicurezza delle azioni destabilizzanti (γ_{DW}), la condizione di stabilità diventa:

$$W \cdot \sin \beta \cdot \frac{(1 - c)}{\gamma_{RW}} + R \geq W \cdot \gamma_{DW} \cdot (\sin \beta + c \cdot \cos \beta)$$

L'equazione sopra consente di determinare la forza del chiodo che consolida una massa rocciosa allo stato di equilibrio limite. È un'equazione conservativa in cui l'unica variabile geotecnica è l'inclinazione del piano di scorrimento.

Il coefficiente parziale di sicurezza delle azioni stabilizzanti (γ_{RW}) può essere espresso come prodotto:

$$\gamma_{RW} = \gamma_{THI} \cdot \gamma_{WG} \cdot \gamma_{BH}$$

dove

- γ_{THI} descrive le incertezze nel determinare spessore superficiale instabile s . Il suo valore è compreso tra 1.10, quando la stima è basata su un rilievo geomeccanico, e 1.30, quando si basa su stima grossolana;
- γ_{WG} descrive le incertezze nella determinazione del peso unitario della massa rocciosa. Di solito si assume uguale 1.00, ma se ci sono gravi incertezze (ad esempio quando la densità non è omogenea, come nei flysch) può essere assunto pari 1.05.
- γ_{BH} descrive le incertezze relative al comportamento della massa rocciosa. Un'elevata erodibilità della superficie della roccia può provocare un denudamento dei chiodi e innescare un indebolimento dell'intero sistema. Solitamente il valore viene assunto pari 1.00, ma se ci sono condizioni ambientali gravose o la massa roccia è soggetta ad alterazione, può essere assunto pari a 1.05.

Il coefficiente parziale di sicurezza delle azioni destabilizzanti (γ_{DW}) può essere espresso come prodotto:

$$\gamma_{DW} = \gamma_{MO} \cdot \gamma_{OL}$$

dove

- γ_{MO} descrive le incertezze relative alla morfologia del versante. Se la scarpata è molto accidentata, e quindi la rete di rivestimento non è in perfetta aderenza con la superficie della parete, e i blocchi instabili possono liberamente muoversi, in questo caso dovrebbe essere applicato un coefficiente di sicurezza di 1.30. Se la superficie del pendio è regolare, la rete di rivestimento è in aderenza con la parete e i movimenti dei blocchi instabili sono limitati, quindi in questo caso viene utilizzato un coefficiente di sicurezza pari a 1.10;
- γ_{OL} descrive le incertezze relative ai carichi accidentali/addizionali applicati sul sistema di rivestimento. I carichi addizionali potrebbero essere correlati alla presenza di ghiaccio e neve, o di vegetazione che cresce sul pendio. Di solito è assunto pari 1.00, ma se sono previste condizioni gravose, può essere assunto pari a 1.20.

I chiodi di rinforzo lavorano principalmente in prossimità del giunto di scorrimento, dove sono sottoposti sia a sollecitazioni di taglio che di trazione. La forza resistente R, che viene mobilitata in funzione della presenza della barra lungo il piano di scorrimento, è derivata utilizzando la direttrice di lavoro massima:

$$R = \left[\frac{1 + \frac{m^2}{16}}{1 + \frac{m^2}{4}} \right]^{\frac{1}{2}} \cdot N_e$$

dove

$$m = \cotg(\varepsilon + \delta)$$

ε = angolo tra l'asse della barra e la perpendicolare al giunto di scivolamento, uguale a

$\varepsilon = 90^\circ - \beta - \Theta_0$, dove Θ_0 è l'inclinazione della perforazione rispetto all'orizzontale

δ = dilatanza della superficie di scivolamento

N_e = resistenza della barra (in condizioni di limite elastico) = $ESS \sigma_{adm} = ESS \sigma_{ST} / \gamma_{ST}$

γ_{ST} = coefficiente di riduzione della resistenza dell'acciaio

ESS = area efficace della barra di acciaio = $\pi / 4 ((f_e - 2 f_c)^2 - f_i^2)$

f_e = diametro esterno della barra di acciaio

f_c = spessore di corrosione della corona esterna

f_i = diametro minore della barra di acciaio

In accordo con il criterio di rottura di Barton – Bandis, il valore δ è approssimato come:

$$\delta = \frac{JRC \cdot \log \left[\frac{JCS}{\sigma_{plan}} \right]}{3}$$

dove:

α = inclinazione del piano di scorrimento più sfavorevole

σ_{plan} = sforzo di trazione sul piano di scivolamento

JRC = coefficiente di rugosità del giunto = $JRC_0 \cdot \left[\frac{L_g}{L_0} \right]^{(-0.02 \cdot JRC_0)}$

JCS = resistenza a compressione semplice del giunto = $JRS_0 \cdot \left[\frac{L_g}{L_0} \right]^{(-0.03 \cdot JRC_0)}$

JCS_0 = resistenza a compressione semplice del giunto riferita alla scala del giunto campione

JRC_0 = coefficiente di rugosità del giunto riferita alla scala del giunto campione

L_0 = lunghezza del giunto (assunta pari a 0.1 m per mancanza di dati)

L_g = lunghezza del giunto (assunta pari alla spaziatura verticale dei chiodi di 1.0 m per mancanza di dati).

VALUTAZIONE DELLA LUNGHEZZA DEI CHIODI

Nella valutazione della lunghezza dei chiodi viene considerato quanto segue:

- Il chiodo svolge il ruolo più importante nel consolidamento superficiale del versante. La sua lunghezza deve essere maggiore dello spessore instabile e deve permettere l'“ammorsamento” della barra nella porzione stabile.
- La barra di acciaio e la malta sono esposti agli agenti atmosferici (ghiaccio, pioggia, salinità, variazioni di temperatura, ecc.).

La lunghezza minima teorica è calcolata come segue:

$$L_t = L_s + L_i + L_p$$

Assumendo:

L_s = lunghezza nella porzione stabile dall'ammasso roccioso = $P / (\pi \phi_{drill} \tau_{lim} / \gamma_{gt})$

L_i = lunghezza nella porzione alterata = $s / \cos \varepsilon \gamma_{dw}$

L_p = lunghezza del foro con fenomeni di plasticità nella parte stabile dell'ammasso roccioso, assunta essere pari a 0.3 m.

con

ϕ_{drill} = diametro della perforazione

τ_{im} = tensione di aderenza tra malta e roccia

γ_{gt} = coefficiente di sicurezza per l'aderenza tra malta e roccia

P = carico di sfilamento; più grande di:

$P_{Mesh} = ((W_{sbar} - W_{dbar}) \cos (\alpha + \Theta_0)) ix$ = carico di sfilamento dovuto alla rete

$P_{Rock} = (F_{Sslp} - R - F_{Dslp}) \cos (\beta + \Theta_0)$ = carico di sfilamento dovuto all'instabilità del versante

La lunghezza del chiodo in questo modo viene definita in maniera preliminare. La lunghezza finale appropriata delle barre deve essere valutata durante le operazioni di perforazione e validata da prove di sfilamento.

DIMENSIONAMENTO DELLA RETE - SLU

Alcuni blocchi secondari potrebbero scivolare tra i chiodi su un piano con inclinazione α , dove α è minore della pendenza del versante β , e spingere sulla rete di rivestimento. La dimensione massima del blocco che esercita un carico per metro lineare del rivestimento dipende dallo spessore s e dalla spaziatura verticale i_y tra due chiodi.

Poiché il carico di spinta è asimmetrico e la rete si deforma in maniera non uniforme, le forze che agiscono sul paramento sono rappresentate con il seguente schema semplificato (vedi Figura 14):

F - la forza sviluppata dai blocchi che scivolano tra i chiodi su un piano con inclinazione α .

T – la forza agente sul piano del rivestimento, che si presenta quando i blocchi scivolando spingono sul rivestimento. La forza può svilupparsi perché c'è un grande attrito tra la rete e i blocchi, e si forma una tasca. Il rivestimento, che è considerato essere chiodato solo sulla porzione superiore, reagisce a T mobilizzando la resistenza a trazione della rete.

M – la forza di punzonamento sviluppata dai blocchi perpendicolari al piano del rivestimento. La forza si sviluppa in quanto ci sono diversi vincoli laterali, come la chiodatura (forte vincolo) e la rete (vincolo più debole). L'entità di M dipende largamente dalla rigidità della rete: maggiore è la rigidità della rete, maggiore sarà l'efficacia del rivestimento.

Nel caso della rete, lo stato limite ultimo è soddisfatto quando

$$T_{adm} - T \geq 0$$

dove

T_{adm} = resistenza a trazione ammissibile della rete

La resistenza ammissibile della rete sarà:

$$T_{adm} = T_m / \gamma_{MH}$$

dove

T_{adm} = Resistenza a trazione della rete

γ_{MH} = coefficiente di sicurezza per la riduzione della resistenza a trazione. Tenendo in considerazione lo stato disomogeneo di stress agente sulla rete, il minimo coefficiente di sicurezza sarà non inferiore a 2.0.

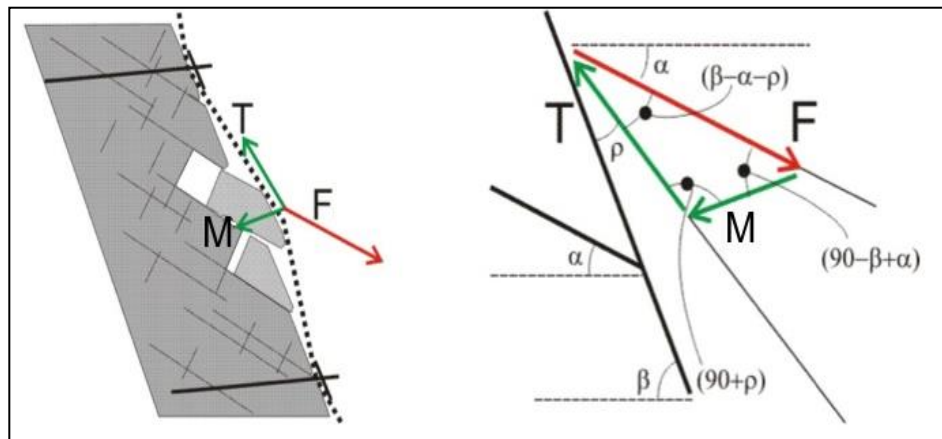


Figura 14 Schematizzazione delle forze agenti sulla rete

Il carico T agente sulla rete dipende dalla spinta agente sulla rete, che può essere calcolata valutando la spinta F del masso instabile che scorre sul piano inclinato di angolo α sull'orizzontale e la componente M rivolta contro la parete di inclinazione β sull'orizzontale.

DIMENSIONAMENTO DELLA RETE

Lo stato limite di servizio fornisce informazioni riguardanti quanto segue:

- attività di manutenzione sul rivestimento necessaria;
- rischi di denudamento degli ancoraggi;
- interferenza tra l'infrastruttura e il rivestimento del versante come conseguenza di deformazioni eccessive.

Lo stato limite di servizio è soddisfatto se

$$B_{bulg} - Z_{bulg} \geq 0$$

dove

$$B_{bulg} = D_{mbulg} / \gamma_{mbulg} = \text{deformazione ammissibile}$$

D_{mbulg} = deformazione di progetto massima

γ_{mbulg} = coefficiente di sicurezza; varia tra 1.2 (rivestimento correttamente installato su un versante con una superficie regolare) e 3.00 (rivestimento installato non correttamente su un versante con una morfologia irregolare).

Z_{bulg} = deformazione del rivestimento derivato dai risultati dei test condotti dal produttore sulla base del carico di punzonamento M.

10. VERIFICHE

Si riportano le verifiche più gravose per le tre aree effettuate col software MACRO 1.

MACRO 1 Reinforced System

Rock and Soil Slope Protection Design Software

MACCAFERRI

www.maccafferri.com

Client: **Ischia Geotermia / 145.EIM.17**

pag. 1 of 2

● Project Information

Title: Serrara Fontana
Number: 145.EIM.17
Client: Ischia Geotermia
Designer: Sintecnica

Description: L'intervento di rafforzamento corticale è realizzato mediante chiodature con barre in acciaio barre a filettatura continua al fine di consolidare le pareti rocciose.

● Input

Rock Slope

Slope inclination [°]	70
Thickness of the surficial instability [m]	1.00
Density of the rock mass [kN/m³]	17.00
Assumed plasticization between rock and anchor [m]	0.15

Most Dangerous Joint

Inclination [°]	45
Compressive Strength JCS [MPa]	5.00
Roughness coefficient JRC	8.00

Seismic Acceleration

Horizontal seismic coefficient	0.07
--------------------------------	------

Mesh

Mesh type	Steelgrid HR 50
Mesh ultimate tensile strength [kN/m]	122.00
Maximum design displacement [m]	0.38

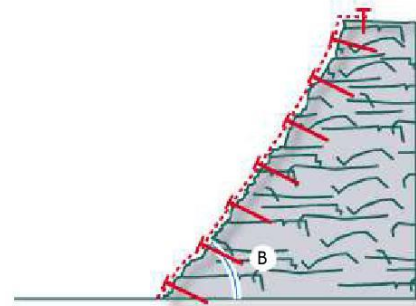
Anchor Bars

Geometry

Horizontal spacing between the anchors [m]	3.00
Vertical spacing between the anchors [m]	3.00
Inclination of bar to the horizontal [°]	10

Anchor Type

Bar type	Fully threaded steel bars 500/550
Bar internal diameter [mm]	50
Bar external diameter [mm]	55
Thickness of corrosion crown [mm]	0
Bar yield stress [MPa]	500.00
Rock-grout adhesion (Bond stress) [MPa]	0.25



Safety Coefficients

Uncertainty of the thickness of surficial instability	1.20
Uncertainty of the rock mass unit weight	1.01
Uncertainty of rock behavior and weathering	1.02
Safety coefficient to reduce stabilizing forces	1.24

Slope surface morphology	1.20
External loads	1.02
Safety coefficient to increase the driving forces	1.22

Global Safety Coefficient	1.51
----------------------------------	-------------

Coefficient for the mesh tensile resistance	3.00
Coefficient for the maximum mesh displacement	1.30

Coefficient for the steel bar yield stress	1.15
Coefficient for rock-grout adhesion (bond stress)	1.90

MACRO 1 Reinforced System

Rock and Soil Slope Protection Design Software

MACCAFERRI

www.maccafferri.com

Client: **Ischia Geotermia / 145.EIM.17**

pag. 2 of 2

• Results

Bar design check (Slope SF)

1.34 Satisfied

Mesh design check

1.95 Satisfied

Serviceability design check

1.12 Satisfied

Bar design

Stabilizing forces [kN]	241.21
Driving forces [kN]	179.87
Ratio Stabilizing/Driving forces	1.34
Angle between perpendicular to slope and bar axis [°]	10.00
Minimum acceptable steel yield stress [MPa]	434.78
Effective cross section of bar [mm ²]	490.87
Sliding plane stabilizing forces - per anchorage [kN]	133.38
Minimum drilling diameter (NOMINAL) [mm]	40.00
Anchor pull-out force from load on the mesh [kN]	22.15
Anchor pull-out force due to global instability [kN]	12.51
Maximum pull-out force (total) [kN]	22.15
Minimum bar length in the stable rock mass [m]	1.40
Minimum length (bar) in the unstable rock mass [m]	1.30
Minimum total bar length [m]	2.85

Mesh design

Admissible tensile stress of the mesh [kN/m]	40.67
Max. tensile stress within the mesh [kN/m]	20.83
Force-strength ratio	1.95
Potential unstable volume on joint - case A [m ³ /m]	0.00
Potential unstable volume on joint - case B [m ³ /m]	0.86
Potential unstable volume on joint - case C [m ³ /m]	1.07
Maximum rock volume that can slide between anchors [m ³ /m]	1.93
Maximum rock weight that can slide between anchors [kN/m]	32.77
Sum of driving forces acting on the sliding plane [kN/m]	30.25
Sum of stabilizing forces acting on the sliding plane [kN/m]	17.38
Punching forces acting on the mesh [kN]	16.32
Average angle between deformed mesh plane and rock surface [°]	9.86

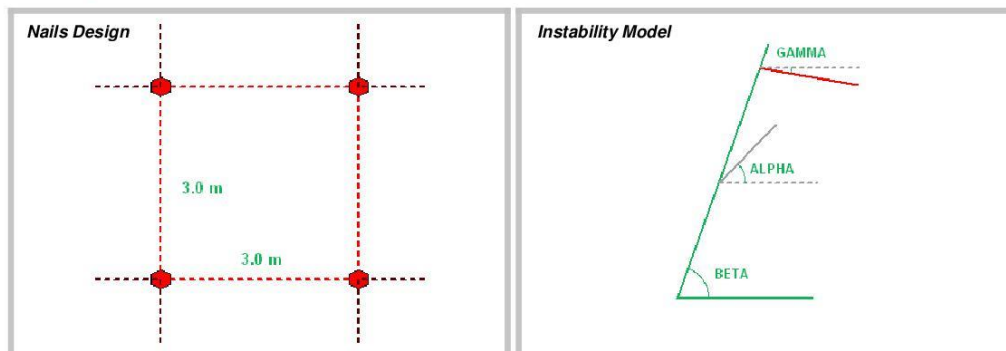
Serviceability

Maximum acceptable displacement [m]	0.29
Calculated mesh displacement [m]	0.26
Displacement Ratio	1.12

Features of the instability

Pressure on the average slip surface [MPa]	0.01
Initial dilatance of the most dangerous joint [°]	3.50
Total unstable volume controlled by each anchorage [m ³]	9.00
Total unstable weight controlled by each anchorage [kN]	153.00

Geometry



MACRO Studio | Copyright© Maccaferri 2012-2014 | 2.0.849 | 2014.FEB.17 | Notice: Maccaferri is not responsible for the drawings and the calculations transmitted, since they should be intended as general design outlines and advice, aiming only to the best use of the products.

11. VERIFICHE LOCALI

AREA 1 BLOCCO 17

DESCRIZIONE			
Coefficiente sismico orizzontale	C_H	0.08	[-]
Coefficiente sismico verticale	C_V	0.04	[-]
Inclinazione del pendio	β	70	[°]
Peso unitario della roccia	γ	17	[kN/m ³]
Volume del blocco instabile da consolidare mediante fasciatura	V	1.9	[m ³]
Peso del blocco	W	32.3	[kN]
Coeff. Di riduzione delle forze stabilizzanti	γ_R	1.2	[-]
Coeff. Di incremento delle forze destabilizzanti	γ_D	1.2	[-]
Forza richiesta al sistema di funi per stabilizzare il blocco	R_{CABLE}	40	[kN]
FORZE DESTABILIZZANTI			
$W \sin\beta \gamma_D$	W_T	36.4	[kN]
$W C_H \cos\beta$	W_{HT}	0.9	[kN]
$W C_V \sin\beta$	W_{VT}	1.2	[kN]
Σ forze destabilizzanti		38.5	[kN]
FORSE STABILIZZANTI			
$W \sin\beta/\gamma_R$	W_N	25.3	[kN]
$W C_H \sin\beta$	W_{HN}	-2.4	[kN]
Σ forze stabilizzanti		22.9	[kN]
Σ forze destabilizzanti- Σ forze stabilizzanti	R_{stab}	15.7	[kN]
Stabilità del blocco instabile	$R_{CABLE}-R_{stab}$	24.3	[kN]
		ok	
ALIQUOTA DI ESERCIZIO DEL SISTEMA DI FASCIATURA	η	39%	[-]
FATTORE DI SICUREZZA DEL BLOCCO STABILIZZATO	FS	1.63	[-]
ANALISI DELLE GEOMETRIE E DELLE FORZE			
Inclinazione della superficie di scivolamento	β	70	[°]
Inclinazione delle fasciature in fune	δ	0	[°]
Angolo tra la superficie di scivolamento e la fasciatura in fune	μ	70	[°]
Forza stabilizzante richiesta dalla fasciatura in fune	R	117.0	[kN]
Angolo tra R e C_R	τ	50	[°]
Forza stabilizzante richiesta dal sistema di fasciatura in fune	C_R	181.9	[kN]
Angolo tra gli assi delle funi	u	45	[°]
Forza richiesta al gruppo di funi	C	196.9	[kN]
Coefficiente di sicurezza in funzione della geometria	γ_G	1.1	[-]
Coefficiente di sicurezza in funzione del numero di funi	γ_W	1.2	[-]
Forza di lavoro richiesta al gruppo di funi	C_W	260.0	[kN]

CALCOLO DEL NUMERO DI FUNI			
Tipo di fune e minimo carico di rottura a trazione	T_N	161	[kN]
Coefficiente di riduzione della resistenza a trazione delle funi	γ_C	1.3	[-]
Resistenza a trazione di progetto delle funi	T	123.8	[kN]
Numero teorico arrotondato di funi per il sistema di fasciatura	N_T	2.1	[-]
Numero arrotondato	N_R	3	[-]
Aliquota di esercizio delle funi		16%	[-]
SISTEMA DI ANCORAGGI DELLE FUNI			
Diametro perforazione		80	[mm]
Rock Drilling	α_B	1.1	[-]
Tensione di aderenza malta-roccia	τ_{lim}	0.25	[MPa]
Coefficiente di riduzione della tensione di aderenza malta-roccia	γ_T	1.9	[-]
Forza di sfilamento massima	T_N	161	[kN]
Lunghezza nominale dell'ancoraggio	L_N	4.4	[m]
Lunghezza dell'ancoraggio	L	4.5	[m]
Minimo carico di rottura a trazione dell'ancoraggio in barra di acciaio 500/550 MPa	diam. 25	240	[kN]
Fattore di riduzione della resistenza a trazione dell'ancoraggio	γ_A	1.15	[-]
Resistenza a trazione di progetto dell'ancoraggio		208.7	[kN]
Verifica dell'ancoraggio	A_{W-T_N}	47.7	[kN]
		ok	

A seguito dei calcoli e delle considerazioni effettuate nelle pagine precedenti, emerge che per mettere in sicurezza la scarpata, sarà necessario prevedere un intervento di fasciatura così costituito:

- pannello in fune di acciaio con maglia 300x300 mm tessuto con fune diam. 10 mm;
- n. 3 livelli di fune di acciaio ad anima metallica grado 1770 MPa diam. 16 mm;
- n. 6 ancoraggi in barra di acciaio 500/550 MPa diam. 25 mm con una lunghezza minima pari a 4,50 m (entro fori di perforazione con un diametro non inferiore a 80 mm).

AREA 1 BLOCCO 18

DESCRIZIONE			
Coefficiente sismico orizzontale	C_H	0.071	[-]
Coefficiente sismico verticale	C_V	0.036	[-]
Inclinazione del pendio	β	70	[°]
Peso unitario della roccia	γ	17	[kN/m ³]
Volume del blocco instabile da consolidare mediante fasciatura	V	2.25	[m ³]
Peso del blocco	W	38.25	[kN]
Coeff. Di riduzione delle forze stabilizzanti	γ_R	1.2	[-]
Coeff. Di incremento delle forze destabilizzanti	γ_D	1.2	[-]
Forza richiesta al sistema di funi per stabilizzare il blocco	R_{CABLE}	40	[kN]
FORZE DESTABILIZZANTI			
$W \sin\beta \gamma_D$	W_T	43.1	[kN]
$W C_H \cos\beta$	W_{HT}	0.9	[kN]
$W C_V \sin\beta$	W_{VT}	1.3	[kN]
Σ forze destabilizzanti		45.3	[kN]
FORSE STABILIZZANTI			
$W \sin\beta/\gamma_R$	W_N	30.0	[kN]
$W C_H \sin\beta$	W_{HN}	-2.6	[kN]
Σ forze stabilizzanti		27.4	[kN]
Σ forze destabilizzanti- Σ forze stabilizzanti	R_{stab}	17.9	[kN]
Stabilità del blocco instabile	$R_{CABLE}-R_{stab}$	22.1	[kN]
		ok	
ALIQUOTA DI ESERCIZIO DEL SISTEMA DI FASCIATURA	η	45%	[-]
FATTORE DI SICUREZZA DEL BLOCCO STABILIZZATO	FS	1.49	[-]
ANALISI DELLE GEOMETRIE E DELLE FORZE			
Inclinazione della superficie di scivolamento	β	70	[°]
Inclinazione delle fasciature in fune	δ	0	[°]
Angolo tra la superficie di scivolamento e la fasciatura in fune	μ	70	[°]
Forza stabilizzante richiesta dalla fasciatura in fune	R	117.0	[kN]
Angolo tra R e C_R	τ	50	[°]
Forza stabilizzante richiesta dal sistema di fasciatura in fune	C_R	181.9	[kN]
Angolo tra gli assi delle funi	u	45	[°]
Forza richiesta al gruppo di funi	C	196.9	[kN]
Coefficiente di sicurezza in funzione della geometria	γ_G	1.1	[-]
Coefficiente di sicurezza in funzione del numero di funi	γ_W	1.2	[-]
Forza di lavoro richiesta al gruppo di funi	C_W	260.0	[kN]

CALCOLO DEL NUMERO DI FUNI			
Tipo di fune e minimo carico di rottura a trazione	T_N	161	[kN]
Coefficiente di riduzione della resistenza a trazione delle funi	γ_C	1.3	[-]
Resistenza a trazione di progetto delle funi	T	123.8	[kN]
Numero teorico arrotondato di funi per il sistema di fasciatura	N_T	2.1	[-]
Numero arrotondato	N_R	3	[-]
Aliquota di esercizio delle funi		18%	[-]
SISTEMA DI ANCORAGGI DELLE FUNI			
Diametro perforazione		80	[mm]
Rock Drilling	α_B	1.1	[-]
Tensione di aderenza malta-roccia	τ_{lim}	0.25	[MPa]
Coefficiente di riduzione della tensione di aderenza malta-roccia	γ_T	1.9	[-]
Forza di sfilamento massima	T_N	161	[kN]
Lunghezza nominale dell'ancoraggio	L_N	4.4	[m]
Lunghezza dell'ancoraggio	L	4.5	[m]
Minimo carico di rottura a trazione dell'ancoraggio in barra di acciaio 500/550 MPa	diam. 25	240	[kN]
Fattore di riduzione della resistenza a trazione dell'ancoraggio	γ_A	1.15	[-]
Resistenza a trazione di progetto dell'ancoraggio		208.7	[kN]
Verifica dell'ancoraggio	A_W-T_N	47.7	[kN]
		ok	

A seguito dei calcoli e delle considerazioni effettuate nelle pagine precedenti, emerge che per mettere in sicurezza la scarpata, sarà necessario prevedere un intervento di fasciatura così costituito:

- pannello in fune di acciaio con maglia 300x300 mm tessuto con fune diam. 10 mm;
- n. 3 livelli di fune di acciaio ad anima metallica grado 1770 MPa diam. 16 mm;
- n. 6 ancoraggi in barra di acciaio 500/550 MPa diam. 25 mm con una lunghezza minima pari a 4,50 m (entro fori di perforazione con un diametro non inferiore a 80 mm).

AREA 1 BLOCCO 27

DESCRIZIONE			
Coefficiente sismico orizzontale	C_H	0.071	[-]
Coefficiente sismico verticale	C_V	0.036	[-]
Inclinazione del pendio	β	70	[°]
Peso unitario della roccia	γ	17	[kN/m ³]
Volume del blocco instabile da consolidare mediante fasciatura	V	45.76	[m ³]
Peso del blocco	W	777.92	[kN]
Coeff. Di riduzione delle forze stabilizzanti	γ_R	1.2	[-]
Coeff. Di incremento delle forze destabilizzanti	γ_D	1.2	[-]
Forza richiesta al sistema di funi per stabilizzare il blocco	R_{CABLE}	500	[kN]
FORZE DESTABILIZZANTI			
$W \sin\beta \gamma_D$	W_T	877.2	[kN]
$W C_H \cos\beta$	W_{HT}	18.9	[kN]
$W C_V \sin\beta$	W_{VT}	26.0	[kN]
Σ forze destabilizzanti		922.0	[kN]
FORSE STABILIZZANTI			
$W \sin\beta/\gamma_R$	W_N	609.2	[kN]
$W C_H \sin\beta$	W_{HN}	-51.9	[kN]
Σ forze stabilizzanti		557.3	[kN]
Σ forze destabilizzanti- Σ forze stabilizzanti	R_{stab}	364.8	[kN]
Stabilità del blocco instabile	$R_{CABLE}-R_{stab}$	135.2	[kN]
		ok	
ALIQUOTA DI ESERCIZIO DEL SISTEMA DI FASCIATURA	η	73%	[-]
FATTORE DI SICUREZZA DEL BLOCCO STABILIZZATO	FS	1.15	[-]
ANALISI DELLE GEOMETRIE E DELLE FORZE			
Inclinazione della superficie di scivolamento	β	70	[°]
Inclinazione delle fasciature in fune	δ	0	[°]
Angolo tra la superficie di scivolamento e la fasciatura in fune	μ	70	[°]
Forza stabilizzante richiesta dalla fasciatura in fune	R	1461.9	[kN]
Angolo tra R e C_R	τ	50	[°]
Forza stabilizzante richiesta dal sistema di fasciatura in fune	C_R	2274.3	[kN]
Angolo tra gli assi delle funi	u	45	[°]
Forza richiesta al gruppo di funi	C	2461.7	[kN]
Coefficiente di sicurezza in funzione della geometria	γ_G	1.1	[-]
Coefficiente di sicurezza in funzione del numero di funi	γ_W	1.2	[-]
Forza di lavoro richiesta al gruppo di funi	C_W	3249.4	[kN]

CALCOLO DEL NUMERO DI FUNI			
Tipo di fune e minimo carico di rottura a trazione	T_N	204	[kN]
Coefficiente di riduzione della resistenza a trazione delle funi	γ_C	1.3	[-]
Resistenza a trazione di progetto delle funi	T	156.9	[kN]
Numero teorico arrotondato di funi per il sistema di fasciatura	N_T	20.7	[-]
Numero arrotondato	N_R	21	[-]
Aliquota di esercizio delle funi		42%	[-]
SISTEMA DI ANCORAGGI DELLE FUNI			
Diametro perforazione		80	[mm]
Rock Drilling	α_B	1.1	[-]
Tensione di aderenza malta-roccia	τ_{lim}	0.25	[MPa]
Coefficiente di riduzione della tensione di aderenza malta-roccia	γ_T	1.9	[-]
Forza di sfilamento massima	T_N	204	[kN]
Lunghezza nominale dell'ancoraggio	L_N	5.6	[m]
Lunghezza dell'ancoraggio	L	6	[m]
Minimo carico di rottura a trazione dell'ancoraggio in barra di acciaio 500/550 MPa	diam. 25	240	[kN]
Fattore di riduzione della resistenza a trazione dell'ancoraggio	γ_A	1.15	[-]
Resistenza a trazione di progetto dell'ancoraggio		208.7	[kN]
Verifica dell'ancoraggio	A_W-T_N	4.7	[kN]
		ok	

A seguito dei calcoli e delle considerazioni effettuate nelle pagine precedenti, emerge che per mettere in sicurezza la scarpata, sarà necessario prevedere un intervento di fasciatura così costituito:

- pannello in fune di acciaio con maglia 300x300 mm tessuto con fune diam. 10 mm;
- n. 21 livelli di fune di acciaio ad anima metallica grado 1770 MPa diam. 18 mm;
- n. 42 ancoraggi in barra di acciaio 500/550 MPa diam. 25 mm con una lunghezza minima pari a 6,0 m (entro fori di perforazione con un diametro non inferiore a 80 mm).

AREA 1 BLOCCO 30

DESCRIZIONE			
Coefficiente sismico orizzontale	C_H	0.071	[-]
Coefficiente sismico verticale	C_V	0.036	[-]
Inclinazione del pendio	β	70	[°]
Peso unitario della roccia	γ	17	[kN/m ³]
Volume del blocco instabile da consolidare mediante fasciatura	V	10.8	[m ³]
Peso del blocco	W	183.6	[kN]
Coeff. Di riduzione delle forze stabilizzanti	γ_R	1.2	[-]
Coeff. Di incremento delle forze destabilizzanti	γ_D	1.2	[-]
Forza richiesta al sistema di funi per stabilizzare il blocco	R_{CABLE}	120	[kN]
FORZE DESTABILIZZANTI			
$W \sin\beta \gamma_D$	W_T	207.0	[kN]
$W C_H \cos\beta$	W_{HT}	4.5	[kN]
$W C_V \sin\beta$	W_{VT}	6.1	[kN]
Σ forze destabilizzanti		217.6	[kN]
FORSE STABILIZZANTI			
$W \sin\beta/\gamma_R$	W_N	143.8	[kN]
$W C_H \sin\beta$	W_{HN}	-12.2	[kN]
Σ forze stabilizzanti		131.5	[kN]
Σ forze destabilizzanti- Σ forze stabilizzanti	R_{stab}	86.1	[kN]
Stabilità del blocco instabile	$R_{CABLE}-R_{stab}$	33.9	[kN]
		ok	
ALIQUOTA DI ESERCIZIO DEL SISTEMA DI FASCIATURA	η	72%	[-]
FATTORE DI SICUREZZA DEL BLOCCO STABILIZZATO	FS	1.16	[-]
ANALISI DELLE GEOMETRIE E DELLE FORZE			
Inclinazione della superficie di scivolamento	β	70	[°]
Inclinazione delle fasciature in fune	δ	0	[°]
Angolo tra la superficie di scivolamento e la fasciatura in fune	μ	70	[°]
Forza stabilizzante richiesta dalla fasciatura in fune	R	350.9	[kN]
Angolo tra R e C_R	τ	50	[°]
Forza stabilizzante richiesta dal sistema di fasciatura in fune	C_R	545.8	[kN]
Angolo tra gli assi delle funi	u	45	[°]
Forza richiesta al gruppo di funi	C	590.8	[kN]
Coefficiente di sicurezza in funzione della geometria	γ_G	1.1	[-]
Coefficiente di sicurezza in funzione del numero di funi	γ_W	1.2	[-]
Forza di lavoro richiesta al gruppo di funi	C_W	779.9	[kN]

CALCOLO DEL NUMERO DI FUNI			
Tipo di fune e minimo carico di rottura a trazione	T_N	161	[kN]
Coefficiente di riduzione della resistenza a trazione delle funi	γ_C	1.3	[-]
Resistenza a trazione di progetto delle funi	T	123.8	[kN]
Numero teorico arrotondato di funi per il sistema di fasciatura	N_T	6.3	[-]
Numero arrotondato	N_R	7	[-]
Aliquota di esercizio delle funi		38%	[-]
SISTEMA DI ANCORAGGI DELLE FUNI			
Diametro perforazione		80	[mm]
Rock Drilling	α_B	1.1	[-]
Tensione di aderenza malta-roccia	τ_{lim}	0.25	[MPa]
Coefficiente di riduzione della tensione di aderenza malta-roccia	γ_T	1.9	[-]
Forza di sfilamento massima	T_N	161	[kN]
Lunghezza nominale dell'ancoraggio	L_N	4.4	[m]
Lunghezza dell'ancoraggio	L	4.5	[m]
Minimo carico di rottura a trazione dell'ancoraggio in barra di acciaio 500/550 MPa	diam. 25	240	[kN]
Fattore di riduzione della resistenza a trazione dell'ancoraggio	γ_A	1.15	[-]
Resistenza a trazione di progetto dell'ancoraggio		208.7	[kN]
Verifica dell'ancoraggio	A_W-T_N	47.7	[kN]
		ok	

A seguito dei calcoli e delle considerazioni effettuate nelle pagine precedenti, emerge che per mettere in sicurezza la scarpata, sarà necessario prevedere un intervento di fasciatura così costituito:

- pannello in fune di acciaio con maglia 300x300 mm tessuto con fune diam. 10 mm;
- n. 7 livelli di fune di acciaio ad anima metallica grado 1770 MPa diam. 16 mm;
- n. 14 ancoraggi in barra di acciaio 500/550 MPa diam. 25 mm con una lunghezza minima pari a 4,50 m (entro fori di perforazione con un diametro non inferiore a 80 mm).

AREA 1 BLOCCO 41

DESCRIZIONE			
Coefficiente sismico orizzontale	C_H	0.071	[-]
Coefficiente sismico verticale	C_V	0.036	[-]
Inclinazione del pendio	β	70	[°]
Peso unitario della roccia	γ	17	[kN/m ³]
Volume del blocco instabile da consolidare mediante fasciatura	V	15.3	[m ³]
Peso del blocco	W	260.1	[kN]
Coeff. Di riduzione delle forze stabilizzanti	γ_R	1.2	[-]
Coeff. Di incremento delle forze destabilizzanti	γ_D	1.2	[-]
Forza richiesta al sistema di funi per stabilizzare il blocco	R_{CABLE}	170	[kN]
FORZE DESTABILIZZANTI			
$W \sin\beta \gamma_D$	W_T	293.3	[kN]
$W C_H \cos\beta$	W_{HT}	6.3	[kN]
$W C_V \sin\beta$	W_{VT}	8.7	[kN]
Σ forze destabilizzanti		308.3	[kN]
FORSE STABILIZZANTI			
$W \sin\beta/\gamma_R$	W_N	203.7	[kN]
$W C_H \sin\beta$	W_{HN}	-17.4	[kN]
Σ forze stabilizzanti		186.3	[kN]
Σ forze destabilizzanti- Σ forze stabilizzanti	R_{stab}	122.0	[kN]
Stabilità del blocco instabile	$R_{CABLE}-R_{stab}$	48.0	[kN]
		ok	
ALIQUOTA DI ESERCIZIO DEL SISTEMA DI FASCIATURA	η	72%	[-]
FATTORE DI SICUREZZA DEL BLOCCO STABILIZZATO	FS	1.16	[-]
ANALISI DELLE GEOMETRIE E DELLE FORZE			
Inclinazione della superficie di scivolamento	β	70	[°]
Inclinazione delle fasciature in fune	δ	0	[°]
Angolo tra la superficie di scivolamento e la fasciatura in fune	μ	70	[°]
Forza stabilizzante richiesta dalla fasciatura in fune	R	497.0	[kN]
Angolo tra R e C_R	τ	50	[°]
Forza stabilizzante richiesta dal sistema di fasciatura in fune	C_R	773.3	[kN]
Angolo tra gli assi delle funi	u	45	[°]
Forza richiesta al gruppo di funi	C	837.0	[kN]
Coefficiente di sicurezza in funzione della geometria	γ_G	1.1	[-]
Coefficiente di sicurezza in funzione del numero di funi	γ_W	1.2	[-]
Forza di lavoro richiesta al gruppo di funi	C_W	1104.8	[kN]

CALCOLO DEL NUMERO DI FUNI			
Tipo di fune e minimo carico di rottura a trazione	T_N	204	[kN]
Coefficiente di riduzione della resistenza a trazione delle funi	γ_C	1.3	[-]
Resistenza a trazione di progetto delle funi	T	156.9	[kN]
Numero teorico arrotondato di funi per il sistema di fasciatura	N_T	7.0	[-]
Numero arrotondato	N_R	8	[-]
Aliquota di esercizio delle funi		37%	[-]
SISTEMA DI ANCORAGGI DELLE FUNI			
Diametro perforazione		80	[mm]
Rock Drilling	α_B	1.1	[-]
Tensione di aderenza malta-roccia	τ_{lim}	0.25	[MPa]
Coefficiente di riduzione della tensione di aderenza malta-roccia	γ_T	1.9	[-]
Forza di sfilamento massima	T_N	204	[kN]
Lunghezza nominale dell'ancoraggio	L_N	5.6	[m]
Lunghezza dell'ancoraggio	L	6	[m]
Minimo carico di rottura a trazione dell'ancoraggio in barra di acciaio 500/550 MPa	diam. 25	240	[kN]
Fattore di riduzione della resistenza a trazione dell'ancoraggio	γ_A	1.15	[-]
Resistenza a trazione di progetto dell'ancoraggio		208.7	[kN]
Verifica dell'ancoraggio	A_W-T_N	4.7	[kN]
		ok	

A seguito dei calcoli e delle considerazioni effettuate nelle pagine precedenti, emerge che per mettere in sicurezza la scarpata, sarà necessario prevedere un intervento di fasciatura così costituito:

- pannello in fune di acciaio con maglia 300x300 mm tessuto con fune diam. 10 mm;
- n. 8 livelli di fune di acciaio ad anima metallica grado 1770 MPa diam. 16 mm;
- n. 16 ancoraggi in barra di acciaio 500/550 MPa diam. 25 mm con una lunghezza minima pari a 6,0 m (entro fori di perforazione con un diametro non inferiore a 80 mm).

AREA 1 BLOCCO 42

DESCRIZIONE			
Coefficiente sismico orizzontale	C_H	0.071	[-]
Coefficiente sismico verticale	C_V	0.036	[-]
Inclinazione del pendio	β	70	[°]
Peso unitario della roccia	γ	17	[kN/m ³]
Volume del blocco instabile da consolidare mediante fasciatura	V	28.22	[m ³]
Peso del blocco	W	479.74	[kN]
Coeff. Di riduzione delle forze stabilizzanti	γ_R	1.2	[-]
Coeff. Di incremento delle forze destabilizzanti	γ_D	1.2	[-]
Forza richiesta al sistema di funi per stabilizzare il blocco	R_{CABLE}	300	[kN]
FORZE DESTABILIZZANTI			
$W \sin\beta \gamma_D$	W_T	541.0	[kN]
$W C_H \cos\beta$	W_{HT}	11.6	[kN]
$W C_V \sin\beta$	W_{VT}	16.0	[kN]
Σ forze destabilizzanti		568.6	[kN]
FORSE STABILIZZANTI			
$W \sin\beta/\gamma_R$	W_N	375.7	[kN]
$W C_H \sin\beta$	W_{HN}	-32.0	[kN]
Σ forze stabilizzanti		343.7	[kN]
Σ forze destabilizzanti- Σ forze stabilizzanti	R_{stab}	225.0	[kN]
Stabilità del blocco instabile	$R_{CABLE}-R_{stab}$	75.0	[kN]
		ok	
ALIQUOTA DI ESERCIZIO DEL SISTEMA DI FASCIATURA	η	75%	[-]
FATTORE DI SICUREZZA DEL BLOCCO STABILIZZATO	FS	1.13	[-]
ANALISI DELLE GEOMETRIE E DELLE FORZE			
Inclinazione della superficie di scivolamento	β	70	[°]
Inclinazione delle fasciature in fune	δ	0	[°]
Angolo tra la superficie di scivolamento e la fasciatura in fune	μ	70	[°]
Forza stabilizzante richiesta dalla fasciatura in fune	R	877.1	[kN]
Angolo tra R e C_R	τ	50	[°]
Forza stabilizzante richiesta dal sistema di fasciatura in fune	C_R	1364.6	[kN]
Angolo tra gli assi delle funi	u	45	[°]
Forza richiesta al gruppo di funi	C	1477.0	[kN]
Coefficiente di sicurezza in funzione della geometria	γ_G	1.1	[-]
Coefficiente di sicurezza in funzione del numero di funi	γ_W	1.2	[-]
Forza di lavoro richiesta al gruppo di funi	C_W	1949.7	[kN]

CALCOLO DEL NUMERO DI FUNI			
Tipo di fune e minimo carico di rottura a trazione	T_N	204	[kN]
Coefficiente di riduzione della resistenza a trazione delle funi	γ_C	1.3	[-]
Resistenza a trazione di progetto delle funi	T	156.9	[kN]
Numero teorico arrotondato di funi per il sistema di fasciatura	N_T	12.4	[-]
Numero arrotondato	N_R	13	[-]
Aliquota di esercizio delle funi		42%	[-]
SISTEMA DI ANCORAGGI DELLE FUNI			
Diametro perforazione		80	[mm]
Rock Drilling	α_B	1.1	[-]
Tensione di aderenza malta-roccia	τ_{lim}	0.25	[MPa]
Coefficiente di riduzione della tensione di aderenza malta-roccia	γ_T	1.9	[-]
Forza di sfilamento massima	T_N	204	[kN]
Lunghezza nominale dell'ancoraggio	L_N	5.6	[m]
Lunghezza dell'ancoraggio	L	6	[m]
Minimo carico di rottura a trazione dell'ancoraggio in barra di acciaio 500/550 MPa	diam. 25	240	[kN]
Fattore di riduzione della resistenza a trazione dell'ancoraggio	γ_A	1.15	[-]
Resistenza a trazione di progetto dell'ancoraggio		208.7	[kN]
Verifica dell'ancoraggio	A_W-T_N	4.7	[kN]
		ok	

A seguito dei calcoli e delle considerazioni effettuate nelle pagine precedenti, emerge che per mettere in sicurezza la scarpata, sarà necessario prevedere un intervento di fasciatura così costituito:

- pannello in fune di acciaio con maglia 300x300 mm tessuto con fune diam. 10 mm;
- n. 13 livelli di fune di acciaio ad anima metallica grado 1770 MPa diam. 18 mm;
- n. 26 ancoraggi in barra di acciaio 500/550 MPa diam. 25 mm con una lunghezza minima pari a 6,0 m (entro fori di perforazione con un diametro non inferiore a 80 mm).

AREA 2 BLOCCO 5

DESCRIZIONE			
Coefficiente sismico orizzontale	C_H	0.071	[-]
Coefficiente sismico verticale	C_V	0.036	[-]
Inclinazione del pendio	β	70	[°]
Peso unitario della roccia	γ	17	[kN/m ³]
Volume del blocco instabile da consolidare mediante fasciatura	V	3	[m ³]
Peso del blocco	W	51	[kN]
Coeff. Di riduzione delle forze stabilizzanti	γ_R	1.2	[-]
Coeff. Di incremento delle forze destabilizzanti	γ_D	1.2	[-]
Forza richiesta al sistema di funi per stabilizzare il blocco	R_{CABLE}	40	[kN]
FORZE DESTABILIZZANTI			
$W \sin\beta \gamma_D$	W_T	57.5	[kN]
$W C_H \cos\beta$	W_{HT}	1.2	[kN]
$W C_V \sin\beta$	W_{VT}	1.7	[kN]
Σ forze destabilizzanti		60.4	[kN]
FORSE STABILIZZANTI			
$W \sin\beta/\gamma_R$	W_N	39.9	[kN]
$W C_H \sin\beta$	W_{HN}	-3.4	[kN]
Σ forze stabilizzanti		36.5	[kN]
Σ forze destabilizzanti- Σ forze stabilizzanti	R_{stab}	23.9	[kN]
Stabilità del blocco instabile	$R_{CABLE}-R_{stab}$	16.1	[kN]
		ok	
ALIQUOTA DI ESERCIZIO DEL SISTEMA DI FASCIATURA	η	60%	[-]
FATTORE DI SICUREZZA DEL BLOCCO STABILIZZATO	FS	1.27	[-]
ANALISI DELLE GEOMETRIE E DELLE FORZE			
Inclinazione della superficie di scivolamento	β	70	[°]
Inclinazione delle fasciature in fune	δ	0	[°]
Angolo tra la superficie di scivolamento e la fasciatura in fune	μ	70	[°]
Forza stabilizzante richiesta dalla fasciatura in fune	R	117.0	[kN]
Angolo tra R e C_R	τ	50	[°]
Forza stabilizzante richiesta dal sistema di fasciatura in fune	C_R	181.9	[kN]
Angolo tra gli assi delle funi	u	45	[°]
Forza richiesta al gruppo di funi	C	196.9	[kN]
Coefficiente di sicurezza in funzione della geometria	γ_G	1.1	[-]
Coefficiente di sicurezza in funzione del numero di funi	γ_W	1.2	[-]
Forza di lavoro richiesta al gruppo di funi	C_W	260.0	[kN]

CALCOLO DEL NUMERO DI FUNI			
Tipo di fune e minimo carico di rottura a trazione	T_N	161	[kN]
Coefficiente di riduzione della resistenza a trazione delle funi	γ_C	1.3	[-]
Resistenza a trazione di progetto delle funi	T	123.8	[kN]
Numero teorico arrotondato di funi per il sistema di fasciatura	N_T	2.1	[-]
Numero arrotondato	N_R	3	[-]
Aliquota di esercizio delle funi		24%	[-]
SISTEMA DI ANCORAGGI DELLE FUNI			
Diametro perforazione		80	[mm]
Rock Drilling	α_B	1.1	[-]
Tensione di aderenza malta-roccia	τ_{lim}	0.25	[MPa]
Coefficiente di riduzione della tensione di aderenza malta-roccia	γ_T	1.9	[-]
Forza di sfilamento massima	T_N	161	[kN]
Lunghezza nominale dell'ancoraggio	L_N	4.4	[m]
Lunghezza dell'ancoraggio	L	4.5	[m]
Minimo carico di rottura a trazione dell'ancoraggio in barra di acciaio 500/550 MPa	diam. 25	240	[kN]
Fattore di riduzione della resistenza a trazione dell'ancoraggio	γ_A	1.15	[-]
Resistenza a trazione di progetto dell'ancoraggio		208.7	[kN]
Verifica dell'ancoraggio	A_W-T_N	47.7	[kN]
		ok	

A seguito dei calcoli e delle considerazioni effettuate nelle pagine precedenti, emerge che per mettere in sicurezza la scarpata, sarà necessario prevedere un intervento di fasciatura così costituito:

- pannello in fune di acciaio con maglia 300x300 mm tessuto con fune diam. 10 mm;
- n. 3 livelli di fune di acciaio ad anima metallica grado 1770 MPa diam. 16 mm;
- n. 6 ancoraggi in barra di acciaio 500/550 MPa diam. 25 mm con una lunghezza minima pari a 4,50 m (entro fori di perforazione con un diametro non inferiore a 80 mm).

AREA 2 BLOCCO 10

DESCRIZIONE			
Coefficiente sismico orizzontale	C_H	0.071	[-]
Coefficiente sismico verticale	C_V	0.036	[-]
Inclinazione del pendio	β	70	[°]
Peso unitario della roccia	γ	17	[kN/m ³]
Volume del blocco instabile da consolidare mediante fasciatura	V	44.1	[m ³]
Peso del blocco	W	749.7	[kN]
Coeff. Di riduzione delle forze stabilizzanti	γ_R	1.2	[-]
Coeff. Di incremento delle forze destabilizzanti	γ_D	1.2	[-]
Forza richiesta al sistema di funi per stabilizzare il blocco	R_{CABLE}	480	[kN]
FORZE DESTABILIZZANTI			
$W \sin\beta \gamma_D$	W_T	845.4	[kN]
$W C_H \cos\beta$	W_{HT}	18.2	[kN]
$W C_V \sin\beta$	W_{VT}	25.0	[kN]
Σ forze destabilizzanti		888.6	[kN]
FORSE STABILIZZANTI			
$W \sin\beta/\gamma_R$	W_N	587.1	[kN]
$W C_H \sin\beta$	W_{HN}	-50.0	[kN]
Σ forze stabilizzanti		537.1	[kN]
Σ forze destabilizzanti- Σ forze stabilizzanti	R_{stab}	351.5	[kN]
Stabilità del blocco instabile	$R_{CABLE}-R_{stab}$	128.5	[kN]
		ok	
ALIQUOTA DI ESERCIZIO DEL SISTEMA DI FASCIATURA	η	73%	[-]
FATTORE DI SICUREZZA DEL BLOCCO STABILIZZATO	FS	1.14	[-]
ANALISI DELLE GEOMETRIE E DELLE FORZE			
Inclinazione della superficie di scivolamento	β	70	[°]
Inclinazione delle fasciature in fune	δ	0	[°]
Angolo tra la superficie di scivolamento e la fasciatura in fune	μ	70	[°]
Forza stabilizzante richiesta dalla fasciatura in fune	R	1403.4	[kN]
Angolo tra R e C_R	τ	50	[°]
Forza stabilizzante richiesta dal sistema di fasciatura in fune	C_R	2183.3	[kN]
Angolo tra gli assi delle funi	u	45	[°]
Forza richiesta al gruppo di funi	C	2363.2	[kN]
Coefficiente di sicurezza in funzione della geometria	γ_G	1.1	[-]
Coefficiente di sicurezza in funzione del numero di funi	γ_W	1.2	[-]
Forza di lavoro richiesta al gruppo di funi	C_W	3119.5	[kN]

CALCOLO DEL NUMERO DI FUNI			
Tipo di fune e minimo carico di rottura a trazione	T_N	204	[kN]
Coefficiente di riduzione della resistenza a trazione delle funi	γ_C	1.3	[-]
Resistenza a trazione di progetto delle funi	T	156.9	[kN]
Numero teorico arrotondato di funi per il sistema di fasciatura	N_T	19.9	[-]
Numero arrotondato	N_R	20	[-]
Aliquota di esercizio delle funi		42%	[-]
SISTEMA DI ANCORAGGI DELLE FUNI			
Diametro perforazione		80	[mm]
Rock Drilling	α_B	1.1	[-]
Tensione di aderenza malta-roccia	τ_{lim}	0.25	[MPa]
Coefficiente di riduzione della tensione di aderenza malta-roccia	γ_T	1.9	[-]
Forza di sfilamento massima	T_N	204	[kN]
Lunghezza nominale dell'ancoraggio	L_N	5.6	[m]
Lunghezza dell'ancoraggio	L	6	[m]
Minimo carico di rottura a trazione dell'ancoraggio in barra di acciaio 500/550 MPa	diam. 25	240	[kN]
Fattore di riduzione della resistenza a trazione dell'ancoraggio	γ_A	1.15	[-]
Resistenza a trazione di progetto dell'ancoraggio		208.7	[kN]
Verifica dell'ancoraggio	A_W-T_N	4.7	[kN]
		ok	

A seguito dei calcoli e delle considerazioni effettuate nelle pagine precedenti, emerge che per mettere in sicurezza la scarpata, sarà necessario prevedere un intervento di fasciatura così costituito:

- pannello in fune di acciaio con maglia 300x300 mm tessuto con fune diam. 10 mm;
- n. 20 livelli di fune di acciaio ad anima metallica grado 1770 MPa diam. 18 mm;
- n. 40 ancoraggi in barra di acciaio 500/550 MPa diam. 25 mm con una lunghezza minima pari a 6,0 m (entro fori di perforazione con un diametro non inferiore a 80 mm).

AREA 2 BLOCCO 11

DESCRIZIONE			
Coefficiente sismico orizzontale	C_H	0.071	[-]
Coefficiente sismico verticale	C_V	0.036	[-]
Inclinazione del pendio	β	70	[°]
Peso unitario della roccia	γ	17	[kN/m ³]
Volume del blocco instabile da consolidare mediante fasciatura	V	39.38	[m ³]
Peso del blocco	W	669.46	[kN]
Coeff. Di riduzione delle forze stabilizzanti	γ_R	1.2	[-]
Coeff. Di incremento delle forze destabilizzanti	γ_D	1.2	[-]
Forza richiesta al sistema di funi per stabilizzare il blocco	R_{CABLE}	430	[kN]
FORZE DESTABILIZZANTI			
$W \sin\beta \gamma_D$	W_T	754.9	[kN]
$W C_H \cos\beta$	W_{HT}	16.3	[kN]
$W C_V \sin\beta$	W_{VT}	22.3	[kN]
Σ forze destabilizzanti		793.5	[kN]
FORSE STABILIZZANTI			
$W \sin\beta/\gamma_R$	W_N	524.2	[kN]
$W C_H \sin\beta$	W_{HN}	-44.7	[kN]
Σ forze stabilizzanti		479.6	[kN]
Σ forze destabilizzanti- Σ forze stabilizzanti	R_{stab}	313.9	[kN]
Stabilità del blocco instabile	$R_{CABLE}-R_{stab}$	116.1	[kN]
		ok	
ALIQUOTA DI ESERCIZIO DEL SISTEMA DI FASCIATURA	η	73%	[-]
FATTORE DI SICUREZZA DEL BLOCCO STABILIZZATO	FS	1.15	[-]
ANALISI DELLE GEOMETRIE E DELLE FORZE			
Inclinazione della superficie di scivolamento	β	70	[°]
Inclinazione delle fasciature in fune	δ	0	[°]
Angolo tra la superficie di scivolamento e la fasciatura in fune	μ	70	[°]
Forza stabilizzante richiesta dalla fasciatura in fune	R	1257.2	[kN]
Angolo tra R e C_R	τ	50	[°]
Forza stabilizzante richiesta dal sistema di fasciatura in fune	C_R	1955.9	[kN]
Angolo tra gli assi delle funi	u	45	[°]
Forza richiesta al gruppo di funi	C	2117.1	[kN]
Coefficiente di sicurezza in funzione della geometria	γ_G	1.1	[-]
Coefficiente di sicurezza in funzione del numero di funi	γ_W	1.2	[-]
Forza di lavoro richiesta al gruppo di funi	C_W	2794.5	[kN]

CALCOLO DEL NUMERO DI FUNI			
Tipo di fune e minimo carico di rottura a trazione	T_N	204	[kN]
Coefficiente di riduzione della resistenza a trazione delle funi	γ_C	1.3	[-]
Resistenza a trazione di progetto delle funi	T	156.9	[kN]
Numero teorico arrotondato di funi per il sistema di fasciatura	N_T	17.8	[-]
Numero arrotondato	N_R	18	[-]
Aliquota di esercizio delle funi		42%	[-]
SISTEMA DI ANCORAGGI DELLE FUNI			
Diametro perforazione		80	[mm]
Rock Drilling	α_B	1.1	[-]
Tensione di aderenza malta-roccia	τ_{lim}	0.25	[MPa]
Coefficiente di riduzione della tensione di aderenza malta-roccia	γ_T	1.9	[-]
Forza di sfilamento massima	T_N	204	[kN]
Lunghezza nominale dell'ancoraggio	L_N	5.6	[m]
Lunghezza dell'ancoraggio	L	6	[m]
Minimo carico di rottura a trazione dell'ancoraggio in barra di acciaio 500/550 MPa	diam. 25	240	[kN]
Fattore di riduzione della resistenza a trazione dell'ancoraggio	γ_A	1.15	[-]
Resistenza a trazione di progetto dell'ancoraggio		208.7	[kN]
Verifica dell'ancoraggio	A_W-T_N	4.7	[kN]
		ok	

A seguito dei calcoli e delle considerazioni effettuate nelle pagine precedenti, emerge che per mettere in sicurezza la scarpata, sarà necessario prevedere un intervento di fasciatura così costituito:

- pannello in fune di acciaio con maglia 300x300 mm tessuto con fune diam. 10 mm;
- n. 18 livelli di fune di acciaio ad anima metallica grado 1770 MPa diam. 18 mm;
- n. 36 ancoraggi in barra di acciaio 500/550 MPa diam. 25 mm con una lunghezza minima pari a 6,0 m (entro fori di perforazione con un diametro non inferiore a 80 mm).

AREA 2 BLOCCO 19

DESCRIZIONE			
Coefficiente sismico orizzontale	C_H	0.071	[-]
Coefficiente sismico verticale	C_V	0.036	[-]
Inclinazione del pendio	β	70	[°]
Peso unitario della roccia	γ	17	[kN/m ³]
Volume del blocco instabile da consolidare mediante fasciatura	$V (*)$	40	[m ³]
Peso del blocco	W	680	[kN]
Coeff. Di riduzione delle forze stabilizzanti	γ_R	1.2	[-]
Coeff. Di incremento delle forze destabilizzanti	γ_D	1.2	[-]
Forza richiesta al sistema di funi per stabilizzare il blocco	R_{CABLE}	430	[kN]
(*) dopo riprofilatura			
FORZE DESTABILIZZANTI			
$W \sin\beta \gamma_D$	W_T	766.8	[kN]
$W C_H \cos\beta$	W_{HT}	16.5	[kN]
$W C_V \sin\beta$	W_{VT}	22.7	[kN]
Σ forze destabilizzanti		806.0	[kN]
FORSE STABILIZZANTI			
$W \sin\beta / \gamma_R$	W_N	532.5	[kN]
$W C_H \sin\beta$	W_{HN}	-45.4	[kN]
Σ forze stabilizzanti		487.1	[kN]
Σ forze destabilizzanti - Σ forze stabilizzanti	R_{stab}	318.9	[kN]
Stabilità del blocco instabile	$R_{CABLE} - R_{stab}$	111.1	[kN]
		ok	
ALIQUOTA DI ESERCIZIO DEL SISTEMA DI FASCIATURA	η	74%	[-]
FATTORE DI SICUREZZA DEL BLOCCO STABILIZZATO	FS	1.14	[-]
ANALISI DELLE GEOMETRIE E DELLE FORZE			
Inclinazione della superficie di scivolamento	β	70	[°]
Inclinazione delle fasciature in fune	δ	0	[°]
Angolo tra la superficie di scivolamento e la fasciatura in fune	μ	70	[°]
Forza stabilizzante richiesta dalla fasciatura in fune	R	1257.2	[kN]
Angolo tra R e C_R	τ	50	[°]
Forza stabilizzante richiesta dal sistema di fasciatura in fune	C_R	1955.9	[kN]
Angolo tra gli assi delle funi	u	45	[°]
Forza richiesta al gruppo di funi	C	2117.1	[kN]
Coefficiente di sicurezza in funzione della geometria	γ_G	1.1	[-]
Coefficiente di sicurezza in funzione del numero di funi	γ_W	1.2	[-]
Forza di lavoro richiesta al gruppo di funi	C_W	2794.5	[kN]

CALCOLO DEL NUMERO DI FUNI			
Tipo di fune e minimo carico di rottura a trazione	T_N	204	[kN]
Coefficiente di riduzione della resistenza a trazione delle funi	γ_C	1.3	[-]
Resistenza a trazione di progetto delle funi	T	156.9	[kN]
Numero teorico arrotondato di funi per il sistema di fasciatura	N_T	17.8	[-]
Numero arrotondato	N_R	18	[-]
Aliquota di esercizio delle funi		43%	[-]
SISTEMA DI ANCORAGGI DELLE FUNI			
Diametro perforazione		80	[mm]
Rock Drilling	α_B	1.1	[-]
Tensione di aderenza malta-roccia	τ_{lim}	0.25	[MPa]
Coefficiente di riduzione della tensione di aderenza malta-roccia	γ_T	1.9	[-]
Forza di sfilamento massima	T_N	204	[kN]
Lunghezza nominale dell'ancoraggio	L_N	5.6	[m]
Lunghezza dell'ancoraggio	L	6	[m]
Minimo carico di rottura a trazione dell'ancoraggio in barra di acciaio 500/550 MPa	diam. 25	240	[kN]
Fattore di riduzione della resistenza a trazione dell'ancoraggio	γ_A	1.15	[-]
Resistenza a trazione di progetto dell'ancoraggio		208.7	[kN]
Verifica dell'ancoraggio	A_W-T_N	4.7	[kN]
		ok	

A seguito dei calcoli e delle considerazioni effettuate nelle pagine precedenti, emerge che per mettere in sicurezza la scarpata, dopo aver circa dimezzato il volume del blocco mediante riprofilatura, sarà necessario prevedere un intervento di fasciatura così costituito:

- pannello in fune di acciaio con maglia 300x300 mm tessuto con fune diam. 10 mm;
- n. 18 livelli di fune di acciaio ad anima metallica grado 1770 MPa diam. 18 mm;
- n. 36 ancoraggi in barra di acciaio 500/550 MPa diam. 25 mm con una lunghezza minima pari a 6,0 m (entro fori di perforazione con un diametro non inferiore a 80 mm).

AREA 2 BLOCCO 20

DESCRIZIONE			
Coefficiente sismico orizzontale	C_H	0.071	[-]
Coefficiente sismico verticale	C_V	0.036	[-]
Inclinazione del pendio	β	70	[°]
Peso unitario della roccia	γ	17	[kN/m ³]
Volume del blocco instabile da consolidare mediante fasciatura	V	13.13	[m ³]
Peso del blocco	W	223.21	[kN]
Coeff. Di riduzione delle forze stabilizzanti	γ_R	1.2	[-]
Coeff. Di incremento delle forze destabilizzanti	γ_D	1.2	[-]
Forza richiesta al sistema di funi per stabilizzare il blocco	R_{CABLE}	150	[kN]
FORZE DESTABILIZZANTI			
$W \sin\beta \gamma_D$	W_T	251.7	[kN]
$W C_H \cos\beta$	W_{HT}	5.4	[kN]
$W C_V \sin\beta$	W_{VT}	7.4	[kN]
Σ forze destabilizzanti		264.6	[kN]
FORSE STABILIZZANTI			
$W \sin\beta / \gamma_R$	W_N	174.8	[kN]
$W C_H \sin\beta$	W_{HN}	-14.9	[kN]
Σ forze stabilizzanti		159.9	[kN]
Σ forze destabilizzanti - Σ forze stabilizzanti	R_{stab}	104.7	[kN]
Stabilità del blocco instabile	$R_{CABLE} - R_{stab}$	45.3	[kN]
		ok	
ALIQUOTA DI ESERCIZIO DEL SISTEMA DI FASCIATURA	η	70%	[-]
FATTORE DI SICUREZZA DEL BLOCCO STABILIZZATO	FS	1.17	[-]
ANALISI DELLE GEOMETRIE E DELLE FORZE			
Inclinazione della superficie di scivolamento	β	70	[°]
Inclinazione delle fasciature in fune	δ	0	[°]
Angolo tra la superficie di scivolamento e la fasciatura in fune	μ	70	[°]
Forza stabilizzante richiesta dalla fasciatura in fune	R	438.6	[kN]
Angolo tra R e C_R	τ	50	[°]
Forza stabilizzante richiesta dal sistema di fasciatura in fune	C_R	682.3	[kN]
Angolo tra gli assi delle funi	u	45	[°]
Forza richiesta al gruppo di funi	C	738.5	[kN]
Coefficiente di sicurezza in funzione della geometria	γ_G	1.1	[-]
Coefficiente di sicurezza in funzione del numero di funi	γ_W	1.2	[-]
Forza di lavoro richiesta al gruppo di funi	C_W	974.8	[kN]

CALCOLO DEL NUMERO DI FUNI			
Tipo di fune e minimo carico di rottura a trazione	T_N	204	[kN]
Coefficiente di riduzione della resistenza a trazione delle funi	γ_C	1.3	[-]
Resistenza a trazione di progetto delle funi	T	156.9	[kN]
Numero teorico arrotondato di funi per il sistema di fasciatura	N_T	6.2	[-]
Numero arrotondato	N_R	7	[-]
Aliquota di esercizio delle funi		36%	[-]
SISTEMA DI ANCORAGGI DELLE FUNI			
Diametro perforazione		80	[mm]
Rock Drilling	α_B	1.1	[-]
Tensione di aderenza malta-roccia	τ_{lim}	0.25	[MPa]
Coefficiente di riduzione della tensione di aderenza malta-roccia	γ_T	1.9	[-]
Forza di sfilamento massima	T_N	204	[kN]
Lunghezza nominale dell'ancoraggio	L_N	5.6	[m]
Lunghezza dell'ancoraggio	L	6	[m]
Minimo carico di rottura a trazione dell'ancoraggio in barra di acciaio 500/550 MPa	diam. 25	240	[kN]
Fattore di riduzione della resistenza a trazione dell'ancoraggio	γ_A	1.15	[-]
Resistenza a trazione di progetto dell'ancoraggio		208.7	[kN]
Verifica dell'ancoraggio	A_W-T_N	4.7	[kN]
		ok	

A seguito dei calcoli e delle considerazioni effettuate nelle pagine precedenti, emerge che per mettere in sicurezza la scarpata, sarà necessario prevedere un intervento di fasciatura così costituito:

- pannello in fune di acciaio con maglia 300x300 mm tessuto con fune diam. 10 mm;
- n. 7 livelli di fune di acciaio ad anima metallica grado 1770 MPa diam. 18 mm;
- n. 14 ancoraggi in barra di acciaio 500/550 MPa diam. 25 mm con una lunghezza minima pari a 6,0 m (entro fori di perforazione con un diametro non inferiore a 80 mm).

AREA 2 BLOCCO 21

DESCRIZIONE			
Coefficiente sismico orizzontale	C_H	0.071	[-]
Coefficiente sismico verticale	C_V	0.036	[-]
Inclinazione del pendio	β	70	[°]
Peso unitario della roccia	γ	17	[kN/m ³]
Volume del blocco instabile da consolidare mediante fasciatura	V	25.2	[m ³]
Peso del blocco	W	428.4	[kN]
Coeff. Di riduzione delle forze stabilizzanti	γ_R	1.2	[-]
Coeff. Di incremento delle forze destabilizzanti	γ_D	1.2	[-]
Forza richiesta al sistema di funi per stabilizzare il blocco	R_{CABLE}	270	[kN]
FORZE DESTABILIZZANTI			
$W \sin\beta \gamma_D$	W_T	483.1	[kN]
$W C_H \cos\beta$	W_{HT}	10.4	[kN]
$W C_V \sin\beta$	W_{VT}	14.3	[kN]
Σ forze destabilizzanti		507.8	[kN]
FORSE STABILIZZANTI			
$W \sin\beta/\gamma_R$	W_N	335.5	[kN]
$W C_H \sin\beta$	W_{HN}	-28.6	[kN]
Σ forze stabilizzanti		306.9	[kN]
Σ forze destabilizzanti- Σ forze stabilizzanti	R_{stab}	200.9	[kN]
Stabilità del blocco instabile	$R_{CABLE}-R_{stab}$	69.1	[kN]
		ok	
ALIQUOTA DI ESERCIZIO DEL SISTEMA DI FASCIATURA	η	74%	[-]
FATTORE DI SICUREZZA DEL BLOCCO STABILIZZATO	FS	1.14	[-]
ANALISI DELLE GEOMETRIE E DELLE FORZE			
Inclinazione della superficie di scivolamento	β	70	[°]
Inclinazione delle fasciature in fune	δ	0	[°]
Angolo tra la superficie di scivolamento e la fasciatura in fune	μ	70	[°]
Forza stabilizzante richiesta dalla fasciatura in fune	R	789.4	[kN]
Angolo tra R e C_R	τ	50	[°]
Forza stabilizzante richiesta dal sistema di fasciatura in fune	C_R	1228.1	[kN]
Angolo tra gli assi delle funi	u	45	[°]
Forza richiesta al gruppo di funi	C	1329.3	[kN]
Coefficiente di sicurezza in funzione della geometria	γ_G	1.1	[-]
Coefficiente di sicurezza in funzione del numero di funi	γ_W	1.2	[-]
Forza di lavoro richiesta al gruppo di funi	C_W	1754.7	[kN]

CALCOLO DEL NUMERO DI FUNI			
Tipo di fune e minimo carico di rottura a trazione	T_N	204	[kN]
Coefficiente di riduzione della resistenza a trazione delle funi	γ_C	1.3	[-]
Resistenza a trazione di progetto delle funi	T	156.9	[kN]
Numero teorico arrotondato di funi per il sistema di fasciatura	N_T	11.2	[-]
Numero arrotondato	N_R	12	[-]
Aliquota di esercizio delle funi		40%	[-]
SISTEMA DI ANCORAGGI DELLE FUNI			
Diametro perforazione		80	[mm]
Rock Drilling	α_B	1.1	[-]
Tensione di aderenza malta-roccia	τ_{lim}	0.25	[MPa]
Coefficiente di riduzione della tensione di aderenza malta-roccia	γ_T	1.9	[-]
Forza di sfilamento massima	T_N	204	[kN]
Lunghezza nominale dell'ancoraggio	L_N	5.6	[m]
Lunghezza dell'ancoraggio	L	6	[m]
Minimo carico di rottura a trazione dell'ancoraggio in barra di acciaio 500/550 MPa	diam. 25	240	[kN]
Fattore di riduzione della resistenza a trazione dell'ancoraggio	γ_A	1.15	[-]
Resistenza a trazione di progetto dell'ancoraggio		208.7	[kN]
Verifica dell'ancoraggio	A_W-T_N	4.7	[kN]
		ok	

A seguito dei calcoli e delle considerazioni effettuate nelle pagine precedenti, emerge che per mettere in sicurezza la scarpata, sarà necessario prevedere un intervento di fasciatura così costituito:

- pannello in fune di acciaio con maglia 300x300 mm tessuto con fune diam. 10 mm;
- n. 12 livelli di fune di acciaio ad anima metallica grado 1770 MPa diam. 18 mm;
- n. 24 ancoraggi in barra di acciaio 500/550 MPa diam. 25 mm con una lunghezza minima pari a 6,0 m (entro fori di perforazione con un diametro non inferiore a 80 mm).

AREA 2 BLOCCO 25

DESCRIZIONE			
Coefficiente sismico orizzontale	C_H	0.071	[-]
Coefficiente sismico verticale	C_V	0.036	[-]
Inclinazione del pendio	β	70	[°]
Peso unitario della roccia	γ	17	[kN/m ³]
Volume del blocco instabile da consolidare mediante fasciatura	V	33.75	[m ³]
Peso del blocco	W	573.75	[kN]
Coeff. Di riduzione delle forze stabilizzanti	γ_R	1.2	[-]
Coeff. Di incremento delle forze destabilizzanti	γ_D	1.2	[-]
Forza richiesta al sistema di funi per stabilizzare il blocco	R_{CABLE}	430	[kN]
FORZE DESTABILIZZANTI			
$W \sin\beta \gamma_D$	W_T	647.0	[kN]
$W C_H \cos\beta$	W_{HT}	13.9	[kN]
$W C_V \sin\beta$	W_{VT}	19.1	[kN]
Σ forze destabilizzanti		680.1	[kN]
FORSE STABILIZZANTI			
$W \sin\beta/\gamma_R$	W_N	449.3	[kN]
$W C_H \sin\beta$	W_{HN}	-38.3	[kN]
Σ forze stabilizzanti		411.0	[kN]
Σ forze destabilizzanti- Σ forze stabilizzanti	R_{stab}	269.0	[kN]
Stabilità del blocco instabile	$R_{CABLE}-R_{stab}$	161.0	[kN]
		ok	
ALIQUOTA DI ESERCIZIO DEL SISTEMA DI FASCIATURA	η	63%	[-]
FATTORE DI SICUREZZA DEL BLOCCO STABILIZZATO	FS	1.24	[-]
ANALISI DELLE GEOMETRIE E DELLE FORZE			
Inclinazione della superficie di scivolamento	β	70	[°]
Inclinazione delle fasciature in fune	δ	0	[°]
Angolo tra la superficie di scivolamento e la fasciatura in fune	μ	70	[°]
Forza stabilizzante richiesta dalla fasciatura in fune	R	1257.2	[kN]
Angolo tra R e C_R	τ	50	[°]
Forza stabilizzante richiesta dal sistema di fasciatura in fune	C_R	1955.9	[kN]
Angolo tra gli assi delle funi	u	45	[°]
Forza richiesta al gruppo di funi	C	2117.1	[kN]
Coefficiente di sicurezza in funzione della geometria	γ_G	1.1	[-]
Coefficiente di sicurezza in funzione del numero di funi	γ_W	1.2	[-]
Forza di lavoro richiesta al gruppo di funi	C_W	2794.5	[kN]

CALCOLO DEL NUMERO DI FUNI			
Tipo di fune e minimo carico di rottura a trazione	T_N	204	[kN]
Coefficiente di riduzione della resistenza a trazione delle funi	γ_C	1.3	[-]
Resistenza a trazione di progetto delle funi	T	156.9	[kN]
Numero teorico arrotondato di funi per il sistema di fasciatura	N_T	17.8	[-]
Numero arrotondato	N_R	18	[-]
Aliquota di esercizio delle funi		36%	[-]
SISTEMA DI ANCORAGGI DELLE FUNI			
Diametro perforazione		80	[mm]
Rock Drilling	α_B	1.1	[-]
Tensione di aderenza malta-roccia	τ_{lim}	0.25	[MPa]
Coefficiente di riduzione della tensione di aderenza malta-roccia	γ_T	1.9	[-]
Forza di sfilamento massima	T_N	204	[kN]
Lunghezza nominale dell'ancoraggio	L_N	5.6	[m]
Lunghezza dell'ancoraggio	L	6	[m]
Minimo carico di rottura a trazione dell'ancoraggio in barra di acciaio 500/550 MPa	diam. 25	240	[kN]
Fattore di riduzione della resistenza a trazione dell'ancoraggio	γ_A	1.15	[-]
Resistenza a trazione di progetto dell'ancoraggio		208.7	[kN]
Verifica dell'ancoraggio	A_W-T_N	4.7	[kN]
		ok	

A seguito dei calcoli e delle considerazioni effettuate nelle pagine precedenti, emerge che per mettere in sicurezza la scarpata, sarà necessario prevedere un intervento di fasciatura così costituito:

- pannello in fune di acciaio con maglia 300x300 mm tessuto con fune diam. 10 mm;
- n. 18 livelli di fune di acciaio ad anima metallica grado 1770 MPa diam. 18 mm;
- n. 36 ancoraggi in barra di acciaio 500/550 MPa diam. 25 mm con una lunghezza minima pari a 6,0 m (entro fori di perforazione con un diametro non inferiore a 80 mm).