

POLITECNICO DI TORINO

Corso di Laurea Magistrale

in Ingegneria Civile

Tesi di Laurea Magistrale

***Analisi di stabilità di versanti in roccia
per la realizzazione dell'impianto
idroelettrico del Chepete (Bolivia)***



Relatori

prof. M. Pirulli

prof. C. Scavia

dott. A. Eusebio

Candidato

Mavilia Francesco

Dicembre 2017

*A Mamma e Papà,
luce del mio cammino.*

INDICE

1	INTRODUZIONE.....	10
1.1	Generalità.....	10
1.2	Struttura	13
2	DESCRIZIONE DELL'AREA OGGETTO DI STUDIO.....	17
2.1	Inquadramento generale	18
2.2	Descrizione della diga del Chepete	24
3	CARATTERIZZAZIONE DEL SITO	30
3.1	Caratterizzazione geologica.....	36
3.2	Rilievo e caratterizzazione geotecnica delle discontinuità	39
3.3	Caratterizzazione geotecnica della matrice	45
3.4	Caratterizzazione geotecnica dell'ammasso roccioso	47
4	ANALISI DEI CINEMATISMI	51
4.1	Descrizione metodologia adottata.....	54
4.2	Analisi fronte sinistro.....	64
4.2.1	Approccio deterministico.....	66
4.2.2	Approccio probabilistico.....	71
4.3	Analisi fronte destro.....	77
4.3.1	Approccio deterministico.....	79
4.3.2	Approccio probabilistico.....	82
4.4	Conclusioni.....	88
5	MODELLAZIONE DEI MECCANISMI CON LEM	91
5.1	Caratteri generali dei lem	91
5.2	Scivolamento planare	94
5.2.1	Descrizione del software Rocplane	95
5.2.2	Costruzione del modello	99
5.2.3	Fronte Sinistro	101
5.2.4	Fronte Destro	105
5.3	Scivolamento 3D	109
5.3.1	Descrizione del software Swedge.....	111
5.3.2	Costruzione del modello	115
5.3.3	Fronte Sinistro	117
5.3.4	Fronte Destro	125

5.4	Toppling.....	134
5.4.1	Modello geomeccanico di Goodman & Bray.....	137
5.4.2	Costruzione del modello per il sito.....	139
5.4.3	Analisi di stabilità.....	142
5.5	Modellazione con sisma.....	144
5.5.1	Definizione dell'azione sismica	147
5.5.2	Analisi dei risultati.....	151
5.5.3	Conclusioni.....	154
6	PROGETTO DEGLI INTERVENTI DI STABILIZZAZIONE.....	157
6.1	Descrizione Metodologia adottata	161
6.2	Fronte sinistro	167
6.3	Fronte destro.....	171
7	CONCLUSIONI	175
	BIBLIOGRAFIA.....	184
	Normative di riferimento	189
	RINGRAZIAMENTI.....	200

INDICE FIGURE

Figura 1-1 Diagramma di flusso per lo studio sperimentale eseguito.....	16
Figura 2-1 Stato della Bolivia. Fonte: Wikipedia.....	17
Figura 2-2 Monte Sajama. Fonte Wikipedia.....	19
Figura 2-3 Mappa di sismicità. Fonte: OSC,2017.....	20
Figura 2-4 Faglie potenzialmente attive in Bolivia. Fonte: OSC, 2012.....	22
Figura 2-5 Mappa del rischio sismico in Bolivia. Fonte: OSC, 2012.....	23
Figura 2-6 Mappa delle accelerazioni sismiche al suolo in Bolivia. Fonte: NSBD, 2006	24
Figura 2-7 Bacino idrografico del rio Beni. Fonte: Google Earth, 2015.....	26
Figura 2-8 Progetto diga del Chepete. Fonte: Geodata, 2017.....	27
Figura 2-9 a)Sezione in ingresso, b)Sezione in uscita. Fiume Rio Beni. Angosto Chepete.....	28
Figura 2-10 Fotografia aerea del sito di ubicazione della centrale idroelettrica. Fonte: Google Maps, 2017.....	28
Figura 2-11 Sezione di presa. Angosto Chepete.....	29
Figura 3-1. Esecuzione del rilievo geostrutturale. Fonte: Geodata, 2017.....	30
Figura 3-2 Zonazione geologica della Bolivia. 1. Catena montuosa occidentale; 2. Altopiano; 3. Catena orientale; 4. Zona sub-andina; 5. Pianura del Chaco; 6Pianura del Beni; 7. Conca del “Madre de Dios”; 8. Zona “Mojeño-Chiquitana”; 9. Zona “Cratón del Guaporé”. Fonte: YPFB, 2000.....	37
Figura 3-3 Estratto della mappa geomorfologica. Angosto Chepete. Fonte: Geodata, 2017.....	38
Figura 3-4 Aspetto dell'ammasso roccioso della formazione Beu. Angosto Chepete. Fonte: Geodata, 2017.....	39
Figura 3-5: Famiglie di discontinuità. margine sinistro Angosto Chepete. Fonte: Geodata, 2017.....	40
Figura 3-6: Famiglie di discontinuità. margine destro Angosto Chepete. Fonte Geodata, 2017.....	40
Figura 3-7: Esecuzione di una prova sclerometrica. Fonte: Slide prof. C. Scavia.....	41
Figura 3-8: Rilievo di profili con Pettine di Barton. Fonte: Slide prof. C. Scavia.....	42
Figura 3-9: Apparecchio di taglio diretto. Fonte: Slide prof. C. Scavia.....	42
Figura 3-10 Correlazioni empiriche per la determinazione del modulo di Young. Fonte: Slide prof. C. Scavia.....	48
Figura 4-1 Scivolamento planare. Fonte: Slide prof. C. Scavia.....	53
Figura 4-2 Scivolamento a cuneo tridimensionale. Fonte: Slide prof. C. Scavia.....	53
Figura 4-3 Toppling. Fonte: Slide prof. C. Scavia.....	53
Figura 4-4 Rappresentazione su stereogramma equatoriale di Smidth delle ciclografiche dei piani di discontinuità, fronte e angolo di attrito. Margine sinistro Angosto Chepete.....	65
Figura 4-5 Rappresentazione grafica delle giaciture dei piani potenzialmente instabili per lo scivolamento planare. Fronte sinistro Angosto Chepete.....	72

Figura 4-6 Rappresentazione grafica delle rette di intrsezione potenzialmente instabili per lo scivolamento a cuneo. Fronte sinistro Angosto Chepete	74
Figura 4-7 Evidenza dei piani Jn2 e Jn6. Margine sinistro Angosto Chepete. Fonte: Geodata, 2016.....	75
Figura 4-8 Rappresentazione grafica delle giaciture dei piani potenzialmente instabili per il toppling. Fronte sinistro Angosto Chepete.....	76
Figura 4-9 Rappresentazione su stereogramma equatoriale di Smidth delle ciclografiche dei piani di discontinuità, fronte e angolo di attrito. Margine destro Angosto Chpete.....	78
Figura 4-10 Rappresentazione grafica delle giaciture dei piani potenzialmente instabili per lo scivolamento planare. Fronte destro Angosto Chepete	84
Figura 4-11 Rappresentazione grafica delle rette di intrsezione potenzialmente instabili per lo scivolamento a cuneo. Fronte destro Angosto Chepete	86
Figura 4-12 Rappresentazione grafica delle giaciture dei piani potenzialmente instabili per il toppling. Fronte destro Angosto Chepete.....	87
Figura 5-1 Geometria eel cuneo soggetto a potenziale scivolamento. Fonte: Rocscience, 2017	96
Figura 5-2 Cuneo potenzialmente instabile con spessore unitario. Fonte: Rocscience, 2017.....	97
Figura 5-3 Rappresentazione del cuneo critico di scivolamento planare lungo il piano Jn3. Margine sinistro Angosto Chepete	102
Figura 5-4 Rappresentazione grafica della geometria del cuneo critico e delle azioni agenti sul piano Jn3. Margine sinistro Angosto Chepete.....	103
Figura 5-5 Istogramma di frequenza del fattore di sicurezza per lo scivolamento planare lungo il piano Jn3. Margine sinistro Angosto Chepete.....	104
Figura 5-6 Curva di distribuzione cumulativa del fattore di sicurezza per lo scivolamento planare lungo il piano Jn3. Margine sinistro Angosto Chepete.....	105
Figura 5-7 Rappresentazione del cuneo critico di scivolamento planare lungo il piano Jn6. Margine destro Angosto Chepete	107
Figura 5-8 Rappresentazione grafica della geometria del cuneo critico e delle azioni agenti sul piano Jn3. Margine sinistro Angosto Chepete.....	107
Figura 5-9 Istogramma di frequenza del fattore di sicurezza per lo scivolamento planare lungo il piano Jn6. Margine destro Angosto Chepete.....	108
Figura 5-10 Curva di distribuzione cumulativa del fattore di sicurezza per lo scivolamento planare lungo il piano Jn6. Margine destro Angosto Chepete	109
Figura 5-11 Geometria tipica di un cuneo tridimensionle. Fonte: Rocscience, 2017	112
Figura 5-12 Rappresetazione grafica su stereogramma equatoriale. a) Modello ST – Jn4, b) Modello Jn3 – Jn4, c) Modello Jn2 – Jn4, d) Modello Jn2x – Jn3	120
Figura 5-13 Distribuzione di probabilità cumulata. Modello Swedge Jn3 – Jn4.....	122
Figura 5-14 Istogramma di frequenza. Modello Swedge Jn3 – Jn4	122
Figura 5-15 Distribuzione di probabilità cumulata. Modello Swedge Jn2c – Jn4.....	123
Figura 5-16 Istogramma di frequenza. Modello Swedge Jn2c – Jn4	123
Figura 5-17 Distribuzione di probabilità cumulata. Modello Swedge Jn2c – Jn3.....	124
Figura 5-18 Istogramma di frequenza. Modello Swedge Jn2c – Jn3	124

Figura 5-19 Rappresetazione grafica su stereogramma equatoriale. a) Modello ST – Jn6, b) Modello ST – Jn4, c) Modello ST - Jn2, d) Modello Jn2 – Jn6	127
Figura 5-20 Distribuzione di probabilità cumulata. Modello Swedge ST - Jn6.....	129
Figura 5-21 Istogramma di frequenza. Modello Swedge ST - Jn6	129
Figura 5-22 Distribuzione di probabilità cumulata. Modello Swedge ST- Jn2.....	130
Figura 5-23 Istogramma di frequenza. Modello Swedge ST - Jn2	131
Figura 5-24 Distribuzione di probabilità cumulata. Modello Swedge Jn2 - Jn6.....	132
Figura 5-25 Istogramma di frequenza. Modello Swedge Jn2 - Jn6	132
Figura 5-26 Distribuzione di probabilità cumulata. Modello Swedge ST - Jn4.....	133
Figura 5-27 Istogramma di frequenza. Modello Swedge ST - Jn4	134
Figura 5-28 Geometria tipica di un versante soggetto a toppling secondo Goodman & Bray. Fonte: D.C. Wyllie & C.W. Mah ,2005. Rock Slope Engineering, civil and mining, 4th edition.	138
Figura 5-29 Modello RocTopple per lo studio del toppling sul margine sinistro. Angosto Chepete.....	140
Figura 5-30 Modello geometrico del versante fratturato dai piani di discontinuità Jn2 e Jn3. Margine Sinistro Angosto Chepete.....	141
Figura 5-31 Dimensioni del blocco critico che si forma dall'intersezione tra i piani Jn3 e Jn2 con il fronte del versante. Margine sinistro Angosto Chepete.	143
Figura 5-32 Azioni su un blocco potenzialmente instabile in presenza di sisma. Fonte: Slides del corso di Geotecnica Sismica, prof. S.Foti, 2016.....	146
Figura 5-33 Mappa del rischio sismico in corrispondenza dell'Angosto Chepete....	147
Figura 5-34 Mappa delle accelerazioni sismiche in corrispondenza dell'Angosto Chepete. Fonte: NSBD, 2006.....	148
Figura 5-35 Dati di input per lo studio della stabilità del versante in presenza di sisma. Scivolamento planare lungo Jn6. Margine destro Angosto Chepete	152
Figura 5-36 Rappresentazione del cuneo critico di scivolamento planare lungo il piano Jn6, in presenza di sisma. Margine destro Angosto Chepete.....	153
Figura 6-1 Esempio di sistema di chiodatura su ammassi rocciosi. Fonte: Slides Prof.ssa M. Barbero	157
Figura 6-2 Esempio di sistema di stabilizzazione accoppiato con chiodi e rete metallica in aderenza su ammassi rocciosi. Fonte: Slides Prof.ssa M. Barbero.....	158
Figura 6-3 Schema di chiodo. Fonte AICAP, 1993	159
Figura 6-4 geometria e schema statico del cuneo tridimensionale. Fonte: D.C. Wyllie & C.W. Mah ,2005. Rock Slope Engineering, civil and mining, 4th edition.	165
Figura 6-5 Geometria del cuneo critico nei confronti dello scivolamento planare lungo il piano Jn3. Margine sinistro Angosto Chepete.....	169
Figura 6-6 Distinta della chiodatura locale sul cuneo critico soggetto a scivolamento planare lungo Jn3. Margine sinistro Angosto Chepete	170
Figura 6-7 Geometria del cuneo critico nei confronti dello scivolamento planare lungo il piano Jn6. Margine Destro Angosto Chepete.....	173
Figura 6-8 Distinta della chiodatura locale sul cuneo critico soggetto a scivolamento planare lungo Jn6. Margine destro Angosto Chepete	174
Figura 7-1 Chiodatura sistematica volta a stabilizzare il margine destro dell'Angosto Chepete.	181

Figura 7-2 Chiodatura sistematica volta a stabilizzare il margine destro dell'Angosto Chepete	182
---	-----

INDICE TABELLE

Tabella 3-2.2-1 Parametri per classificazione secondo Metodo Romana. Fonte: Geostru, 2017	35
Tabella 3-2.2-2 Parametri per classificazione secondo Metodo Romana. Fonte: Geostru, 2017	35
Tabella 3-2.2-3 Classificazione mediante SMR	36
Tabella 3.4-1 Classificazione dell'ammasso roccioso mediante RMR. Fonte: Slude prof. C.Scavia	47
Tabella 3.4-2: Parametri resistenti dell'ammasso roccioso. Bieinawski (1984)	49
Tabella 3.4-3: Parametri di resistenza e deformativi dell'ammasso roccioso	49
Tabella 3.4-4: Risultati con Metodo Romana. Fronte sinistro Angosto Chepete	50
Tabella 3.4-5: : Risultati con Metodo Romana. Fronte destro Angosto Chepete	50
Tabella 4.1-1 Limiti di variabilità del piano Jn3. Margine sinistro Angosto Chepete	61
Tabella 4.1-2 Tracciamento della ciclografica rappresentativa del fronte sinistro dell'Angosto Chepete	63
Tabella 4.2-1 Dati statistici delle giaciture dei piani di discontinuità. Fronte sinistro Angosto Chepete	64
Tabella 4.2-2 Analisi cinematica nei confronti dello scivolamento planare. Margine sinistro Angosto Chepete	67
Tabella 4.2-3 Analisi cinematica nei confronti del toppling. Margine sinistro Angosto Chepete	68
Tabella 4.2-4 Analisi cinematica nei confronti dello scivolamento a cuneo tridimensionale. Margine sinistro Angosto Chepete	70
Tabella 4.2-5 Dati statistici di giacitura del piano Jn3	71
Tabella 4.2-6 Probabilità di scivolamento a cuneo tridimensionale. Margine sinistro Angosto Chepete	73
Tabella 4.2-7 Probabilità di toppling. Margine sinistro Angosto Chepete	76
Tabella 4.3-1 Dati statistici delle giaciture dei piani di discontinuità. Fronte sinistro Angosto Chepete	77
Tabella 4.3-2 Analisi cinematica nei confronti dello scivolamento planare. Margine destro Angosto Chepete	79
Tabella 4.3-3 Analisi cinematica nei confronti del toppling. Margine destro Angosto Chepete	80
Tabella 4.3-4 Analisi cinematica nei confronti dello scivolamento a cuneo tridimensionale. Margine destro Angosto Chepete	82
Tabella 4.3-5 Dati statistici di giacitura dei piani Jn2 e Jn6	82
Tabella 4.3-6 Probabilità di scivolamento a cuneo tridimensionale. Margine destro Angosto Chepete	85
Tabella 4.4-1 Risultati con analisi deterministica dei cinematismi su entrambi i margini dell'Angosto Chepete	88

Tabella 4.4-2 Analisi probabilistica di stabilità per scivolamento planare. Angosto Chepete	89
Tabella 4.4-3 Analisi probabilistica di stabilità per scivolamento a cuneo tridimensionale. Angosto Chepete.....	90
Tabella 4.4-4 Analisi probabilistica di stabilità per topplinge. Angosto Chepete.....	90
Tabella 5.2-1 Piani di potenziale scivolamento planare	95
Tabella 5.2-2 Dati statistici del piano $Jn3$	102
Tabella 5.3-1 Intersezioni instabili tra i piani di discontinuità. Angosto Chepete	110
Tabella 5.3-2 Rette di intersezione tra i piani potenzialmente instabili. Margine sinistro Angosto Chepete.....	117
Tabella 5.3-3 Giaciture dei piani che si intersecano. Margine sinistro Angosto Chepete	117
Tabella 5.3-4 Rette di intersezione potenzialmente instabili. Margine destro Angosto Chepete	125
Tabella 5.3-5 Giaciture dei piani che si intersecano. Margine destro Angosto Chepete	125
Tabella 5.4-1 Analisi probabilistica dei cinematismi per toppling. Angosto Chepete	135
Tabella 5.5-1 Probabilità di rottura associate a ciascuna ipologia di cinematismo in presenza si sisma. Margine sinistro Angosto Chepete	153
Tabella 5.5-2 Probabilità di rottura associate a ciascuna ipologia di cinematismo in presenza si sisma. Margine destro Angosto Chepete.....	154
Tabella 5.5-3 Probabilità di rottura associate a ciascuna ipologia di cinematismo. Margine sinistro Angosto Chepete	155
Tabella 5.5-4 Probabilità di rottura associate a ciascuna ipologia di cinematismo. Margine destro Angosto Chepete	156
Tabella 6.2-1 Analisi LEM dei meccanismi di instabilità. Fronte sinistro Angosto Chepete	167
Tabella 6.2-2 Progetto del numero di chiodi per lo scivolamento planare. Margine sinistro Angosto Chepete	168
Tabella 6.2-3 Progetto del numero di chiodi per lo scivolamento a cuneo tridimensionale. Margine sinistro Angosto Chepete.....	168
Tabella 6.3-1 Analisi LEM dei meccanismi di instabilità. Fronte destro Angosto Chepete	171
Tabella 6.3-2 Progetto del numero di chiodi per lo scivolamento planare. Margine destro Angosto Chepete.....	172
Tabella 6.3-3 Progetto del numero di chiodi per lo scivolamento a cuneo tridimensionale. Margine destro Angosto Chepete	172

1 INTRODUZIONE

1.1 GENERALITÀ

I versanti in roccia possono essere soggetti a fenomeni franosi in massa o crolli, per cause naturali o antropiche.

Con l'aumento dell'attività antropica, per ragioni quali turismo, realizzazione di infrastrutture e opere ingegneristiche (dighe, strade, ecc.), ecc., si è assistito, nell'ultimo secolo, ad un incremento della frequenza con la quale si verificano scenari di instabilità sui versanti in roccia.

Risulta pertanto fondamentale prevedere interventi di mitigazione del rischio nei confronti dei meccanismi di instabilità, al fine di evitare conseguenze urbanistico – ambientali e per la salvaguardia della vita umana.

Nella pratica progettuale delle opere ingegneristiche, risulta indispensabile fornire ogni dettaglio dell'opera e delle condizioni geomorfologiche e idrologiche, al fine di ottenere un modello geomeccanico che rappresenti, in forma semplificata, il comportamento del complesso opera – ammasso roccioso (Castelli et al., 2001). Questo implica un lavoro coordinato di diverse figure professionali, in particolare geologi e ingegneri.

La progettazione deve pertanto comprendere diverse fasi, quali:

- **Identificazione geologica e geotecnica del sito**, in cui viene definito il modello geologico e geotecnico;
- **Caratterizzazione geotecnica dell'ammasso roccioso**, in cui vengono proposti, mediante modelli empirici presenti in letteratura, che elaborano i dati raccolti da prove di laboratorio e in situ, i parametri geomeccanici che governano il comportamento della **roccia intatta**, delle **discontinuità** e dell'**ammasso roccioso**;
- **Modellazione e analisi**, finalizzati a descrivere il comportamento tensio – deformativo dell'ammasso roccioso durante lo scavo, al termine di esso e a lungo termine, sia in assenza che in presenza degli interventi di stabilizzazione;
- **Monitoraggio**, finalizzato a verificare la corrispondenza tra il comportamento reale e quello atteso.

I meccanismi più comuni associati ai versanti in roccia consistono in **scivolamenti**, lungo un piano di discontinuità (scivolamento planare) o lungo una direzione individuata dall'intersezione tra due piani di discontinuità (scivolamento a cuneo tridimensionale), **ribaltamenti**, causati dall'intersezione tra piani di discontinuità che isolano blocchi di roccia, di forma tale da favorire la rotazione, rispetto alla traslazione, del concio verso valle a causa della posizione esterna del centro di gravità rispetto alla base del blocco e **crolli**, causati dalla particolare posizione aggettante dei blocchi. Non di rado si verificano meccanismi dati dalla composizione dei suddetti tre cinematismi elementari.

È onere del progettista la valutazione della **pericolosità** del fenomeno, sulla base della quale progettare gli interventi di stabilizzazione volti a minimizzare il rischio, tenendo conto della vulnerabilità e

dell'esposizione degli elementi potenzialmente interessati dallo scenario di instabilità.

La valutazione della pericolosità nei confronti di un determinato scenario di instabilità è frutto di un'analisi che richiede la collaborazione di un gran numero di figure professionali, in particolare geologi e ingegneri e non può prescindere dalla fase di **modellazione** del fenomeno che si intende studiare.

Lo scopo del modello geomeccanico è quello di permettere lo studio della fase di **innesco** del meccanismo di instabilità, sulla base delle cause che lo determinano (pressioni idrauliche, componente destabilizzante della forza peso, azione sismica, eventuali azioni esterne derivanti da opere presenti sul versante), della fase di **propagazione** e della fase di **arresto**. Sovente le tre fasi vengono trattate separatamente.

I metodi di analisi più diffusi per studiare la fase di **innesco** in versanti in roccia sono basati sul principio dell'equilibrio limite (**LEM**) o su metodi numerici, in particolare metodi degli elementi distinti (**DEM**). La scelta del metodo da utilizzare nelle analisi è dettato da molteplici fattori e comprende l'accettazione, da parte del progettista, dei limiti associati a ciascuno di essi.

Si opterà per il calcolo all'**equilibrio limite** in situazioni in cui è ragionevole considerare una superficie di scorrimento nota a priori, tipica di geometrie relativamente semplici e nei casi in cui risulti lecito trascurare la deformabilità dei blocchi di matrice rocciosa e delle discontinuità. Ne deriva un'analisi più speditiva. I **metodi numerici**, di contro, verranno riservati a calcoli più sofisticati che richiedono una importante mole di informazioni aggiuntive, di non semplice determinazione, tra cui parametri tensio-deformativi degli elementi che compongono l'ammasso roccioso,

geometrie più complesse e problemi non riconducibili a scenari più semplici. L'onere di calcolo, utilizzando metodi numerici, risulterà più gravoso.

Al termine dello studio della fase di innesco, qualora i risultati mostrino una predisposizione alla instabilità dei versanti, sarà necessario proporre la soluzione più idonea per la stabilizzazione degli stessi.

Diversi possono essere gli interventi di stabilizzazione per i versanti in roccia. La scelta della tipologia di intervento è frutto di una serie di aspetti che è necessario considerare (causa del distacco, dimensioni, caratteristiche geometriche e meccaniche del blocco e delle discontinuità, rapporto costi/benefici, funzionalità che si richiede all'intervento, ecc).

Al termine della realizzazione dell'intervento, sarà opportuno effettuare dei monitoraggi al fine di verificare il comportamento realmente osservabile in situ da quello ipotizzato in fase di progetto e prevedere eventuali interventi integrativi nel caso in cui lo scenario reale si discosti sensibilmente da quello atteso.

1.2 STRUTTURA

Nel corso del presente elaborato di tesi di laurea magistrale, ci si occuperà della **fase di innesco** dei meccanismi di instabilità nei versanti in roccia utilizzando i **metodi all'equilibrio limite**, giacché l'obiettivo finale sarà quello di evitare il distacco di blocchi dalla parete del versante, al fine di salvaguardare la sicurezza degli operai presenti in cantiere (nel

breve termine) e di evitare distacchi di grossi blocchi, che ostruirebbero il flusso idrico, compromettendo la funzionalità dell'opera che si andrà a realizzare (nel lungo termine).

Nello specifico, ci si occuperà dell'analisi di stabilità dei versanti in roccia in corrispondenza dei quali verrà realizzata la diga del Chepete, lungo il Rio Beni, in Bolivia.

A tale scopo, dopo una breve **descrizione del sito** in cui verrà ubicato l'impianto idroelettrico, riportata al capitolo 2, verranno consultati i dati riportati all'interno dell' "Informe Geologico", riguardanti i rilievi geostrutturali eseguiti sui fronti dell'Angosto Chepete, le prove di laboratorio e le prove in situ, da cui verranno ricavati i parametri resistenti e deformativi della roccia intatta, delle discontinuità e dell'ammasso roccioso che si utilizzeranno in fase di progetto, procedura che prende il nome di **caratterizzazione geotecnica** e che sarà trattata al capitolo 3.

Si procederà quindi, nel capitolo 4, con l'**analisi dei cinematismi** tipici dei versanti in roccia (scivolamento planare, scivolamento a cuneo tridimensionale e toppling), affiancando al Test di Markland (1972), procedura molto speditiva che consente di individuare graficamente i possibili cinematismi, la soluzione analitica fornita da Romana (Bieinawski 1973, Romana, 1985).

L'analisi dei cinematismi verrà dapprima eseguita seguendo un approccio deterministico, a partire dai valori medi delle giaciture dei piani di discontinuità rilevati nel corso del rilievo geostrutturale.

Al fine di ottenere una valutazione più aderente alle variazioni intrinseche dei giunti naturali, si procederà quindi ad una trattazione statistica del problema, facendo variare i valori medi di giacitura nell'intorno delle rispettive deviazioni standard. Per l'analisi probabilistica

dei cinematismi verrà allora realizzato un codice di calcolo su Visual Basic, in cui verrà implementato il metodo Romana.

Terminato lo studio probabilistico dei possibili cinematismi, si procederà, nel capitolo 5, alla **modellazione dei meccanismi mediante i metodi all'equilibrio limite**, per tutti gli scenari che mostreranno una probabilità che avvenga il meccanismo in esame superiore ad una soglia fissata.

La modellazione all'equilibrio limite verrà effettuata mediante il software della Rocscience, che consentono di trattare statisticamente le grandezze di input, rendendo possibile l'individuazione dello scenario più gravoso, per ciascun modello realizzato.

A partire dall'elaborazione dei risultati ottenuti dai singoli modelli, si procederà nella **progettazione degli interventi di stabilizzazione** dei versanti, come si vedrà al capitolo 6.

Il diagramma di flusso riportato in figura 1-1 mostra schematicamente la procedura utilizzata nel condurre il presente studio sperimentale.

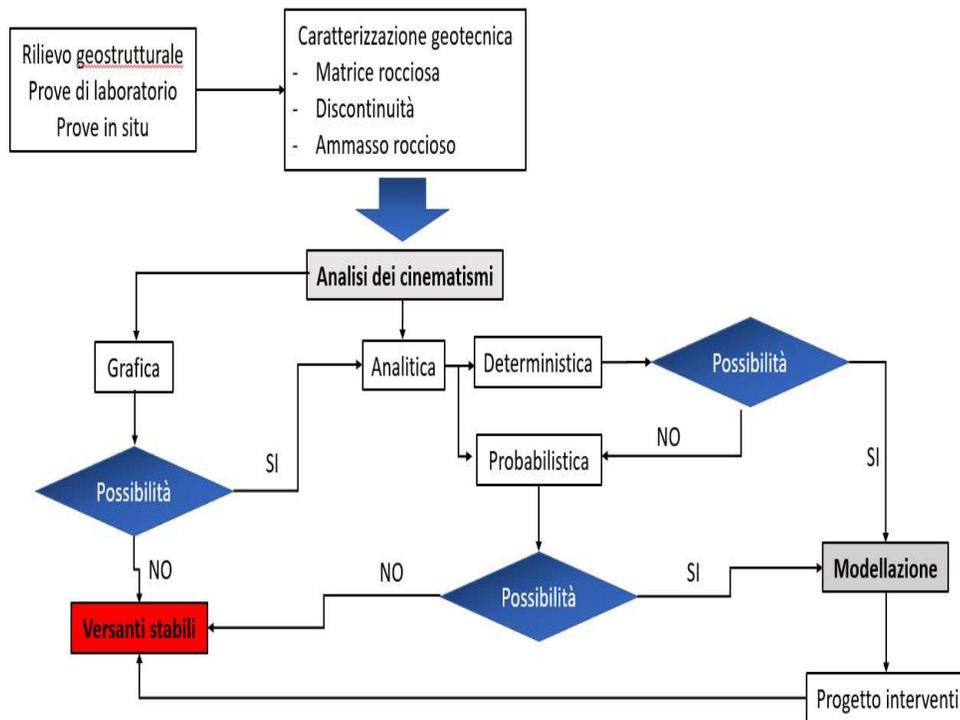


Figura 1-1 Diagramma di flusso per lo studio sperimentale eseguito.

Al capitolo 7 verranno infine riportate le **conclusioni** e le **osservazioni** relative a quanto svolto nel corso del presente elaborato di tesi magistrale.

2 DESCRIZIONE DELL'AREA OGGETTO DI STUDIO

L'area oggetto di intervento si situa nella parte Nord-Ovest della Bolivia, stato dell'America meridionale, situato al centro del sub continente (Figura 2-1).



Figura 2-1 Stato della Bolivia. Fonte: Wikipedia

2.1 INQUADRAMENTO GENERALE

La Bolivia ha una estensione territoriale di circa 1.100.000 km² e conta circa 10.000.000 di abitanti, con una densità della popolazione che si aggira attorno ai 9 abitanti/km². La capitale boliviana è La Paz, avente coordinate geografiche, rispetto al sistema WGS84, pari a 16°30'00" S di Latitudine e 68°09'00" W di Longitudine e un'altitudine di 3782 m slm.

Morfologicamente, il territorio boliviano è suddiviso in due zone ben distinte:

- la zona tropicale orientale, che comprende il bacino amazzonico e le aree pianeggianti del Chaco e del Beni e occupa quasi i due terzi dell'intera estensione territoriale;
- la zona andina occidentale, che comprende le due principali catene montuose del territorio: la "Cordillera occidental" e la "Cordillera oriental" ed occupa circa la terza parte del territorio. A tale zona appartengono le più alte cime boliviane, tra cui: i monti Sajama (Figura 2-2) e Illampu che raggiungono quote rispettivamente di 6542 e 6421 mslm.



Figura 2-2 Monte Sajama. Fonte Wikipedia

Tra le due zone principali si interpone la cosiddetta zona subandina, avente un'altitudine compresa tra i 180 e i 700 m slm, che occupa la restante parte dello Stato.

Data la morfologia del territorio, la Bolivia è caratterizzata da una notevole **variabilità climatica** tra le varie zone.

Nella zona andina, la temperatura media annua si attesta attorno ai 10°C e le precipitazioni non superano i 500mm/anno; il clima è mediamente umido.

È tuttavia nella zona orientale che si assiste alla più significativa variabilità climatica: a Nord del parallelo 18° S si ha un clima prevalentemente amazzonico, caratterizzato da notevole umidità, con temperature che variano tra i 22°C e i 26°C e con precipitazioni medie annue comprese tra i 1000 e i 3000 mm/anno; a Sud si incontra invece un

clima mite e secco, con temperature variabili tra i 20°C e i 22°C e precipitazioni meno importanti (valori medi registrati su base annua che variano tra i 500 e i 1000 mm/anno).

La fascia sub-andina rappresenta, in ultimo, la zona in cui si registrano le più forti escursioni termiche, con temperature minime e massime rispettivamente al di sotto di 0°C e al di sopra di 35°C e con precipitazioni che raggiungono i 6000 mm/anno, rendendo di fatto tale fascia la zona più piovosa di tutto il territorio boliviano.

La Bolivia è un paese a moderata **sismicità**, pur essendo non distante dal confine continentale occidentale, ad elevatissimo rischio sismico (Figura 2-3).

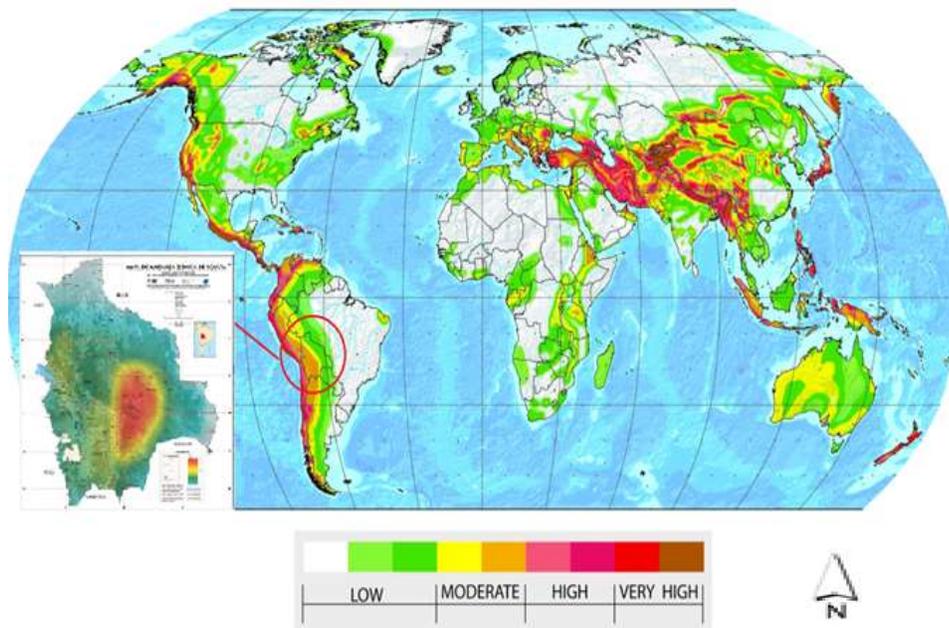


Figura 2-3 Mappa di sismicità. Fonte: OSC,2017

La struttura neotettonica e lo stato tensionale delle zone andina e subandina sono stati determinati da Lavenu et al (2000) a partire dalle analisi microtettoniche delle faglie attive e dai dati sismici disponibili in letteratura.

Nella parte alta delle ande, sono presenti faglie normali che provocano stati tensionali di trazione mentre ai limiti est e ovest di esse si è osservato un meccanismo di fagliazione inversa che provoca stati tensionali compressivi.

La Cordillera occidentale è caratterizzata da un meccanismo di fagliazione diretta con deformazioni che si estendono in direzione N-S.

La cordillera orientale presenta deformazioni di trazione in direzione N-S e movimenti compressivi in direzione E-O.

Nella zona subandina, in ultimo, è presente un meccanismo di fagliazione inverso che provoca deformazioni di compressione lungo la direzione E-O.

La struttura neotettonica della Bolivia comprende 14 faglie potenzialmente attive (Figura 2-4), a ciascuna delle quali, secondo l' "Observatorio San Calixto", può essere associato il "Terremoto máximo probable" (TMP). Analizzando le caratteristiche di tali faglie, identificate dallo studio eseguito da Lavenu et al (2000), l'OSC ha stimato la "Magnitud máxima esperada" (MME). I risultati dello studio condotto sono riportati in tabella 2-1.

Departamento	Provincia	Población cercana	Nombre de Falla	Tipo de Falla	Longitud de falla (km)	Tasa de movimiento	TMP-MME
Cochabamba	Cercado y Chapare	Cochabamba y Sacaba	Cochabamba	Normal	31,8	0,1 mm/año	6,8
La Paz y Beni	Iturrealde y Gral. José Ballivián	San Buenaventura, Rurrenabaque	Río Beni	Normal	71,3	0,1 mm/año	7,4
La Paz	Omasuyos	Acachi, Huarina, Batallas	Huarina	Inversa	15	0,1 mm/año	7,4
La Paz	Omasuyos	Achacachi	Achacachi	Normal	15	0,1 mm/año	6,4
La Paz	Los Andes	Alto Peñas	Peñas	Normal	53,6	0,12 mm/año	7,1
La Paz	Camacho	Escoma	Escoma	Normal	26,6	0,1 mm/año	6,74
La Paz	Murillo	El Alto	Amachuma	Normal	40	0,1 mm/año	6,97
La Paz	Murillo	El Alto	Ingavi	Normal	0,67	<0,2 mm/año	>6,50 Calculado con rechazo
La Paz	Murillo	Ciudades de El Alto y La Paz	Kenko	Normal	1,4	0,2 mm/año	5,1
La Paz	Murillo	Ciudad de La Paz	Llojeta	Normal	1	<0,2 mm/año	4,7
La Paz	Murillo	Ciudad de La Paz	Quebrada Minasa	Normal	3,7	<0,2 mm/año	5,6
Potosí	Nor Lipez	Poblaciones rurales; Rodeo, Ingenio y Agua de Castilla	San Francisco	Normal	3	0,1 mm/año	5,5
Santa Cruz, Chuquisaca, Tarija	Para Santa Cruz: Cordillera, Andrés Ibañez e Ichilo. Para Chuquisaca: Luis Calvo. Para Tarija: Gran Chaco.	Iboperenda, Pozo del Samb, Castro, Puerto Doce, Barbosa, Carandayti, Almendras, Estancia Bacilio, Guayabas, La Guardia, Ciudad de Santa Cruz	Mandeyapeca	Inversa	486	5 mm/año	8,9
Tarija	Cercado (hacia el norte) y Avilés (a sur)	Carlaso, Santa Ana, Tarija, Cieneguillas, Tunal, Juntas, Abra Ckasa, Padcaya	Tarija	Normal	43,5	0,1 mm/año	7

Tabella 2-1: Magnitudo massime attese per il massimo terremoto di progetto associato alle faglie potenzialmente attive. Fonte: OSC, 2012

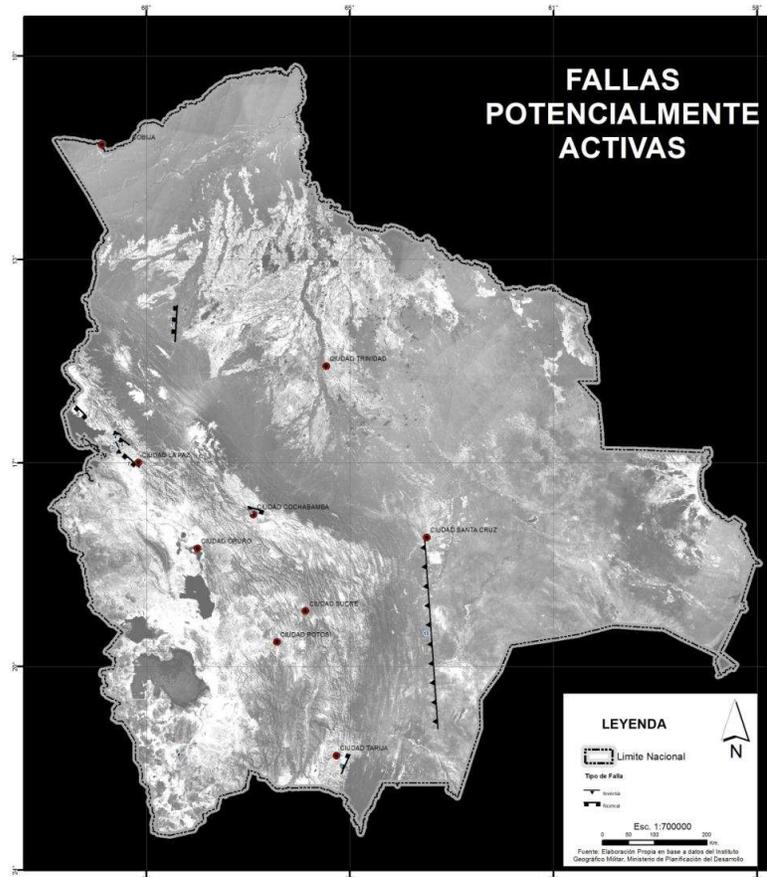


Figura 2-4 Faglie potenzialmente attive in Bolivia. Fonte: OSC, 2012

Il territorio Boliviano è suddiviso in 6 zone sismiche (Figura 2-5) ottenute sulla base dello studio condotto dall'OSC succitato, ciascuna delle quali caratterizzata da un intervallo di accelerazione massima al suolo, supposto infinitamente rigido (bedrock), "Peak Ground Acceleration" (PGA), stimato con un tempo di ritorno di 950 anni e una probabilità di eccedenza pari al 10% (Figura 2-6).

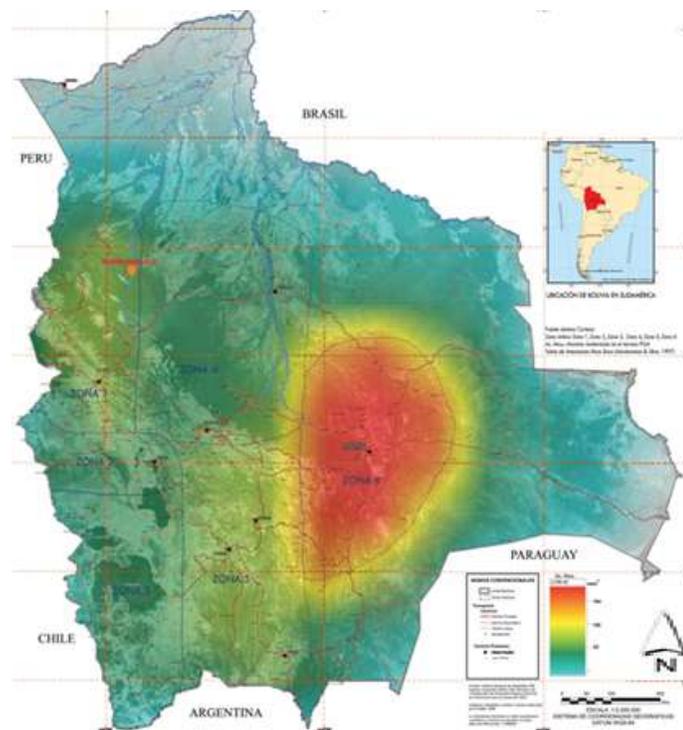


Figura 2-5 Mappa del rischio sismico in Bolivia. Fonte: OSC, 2012

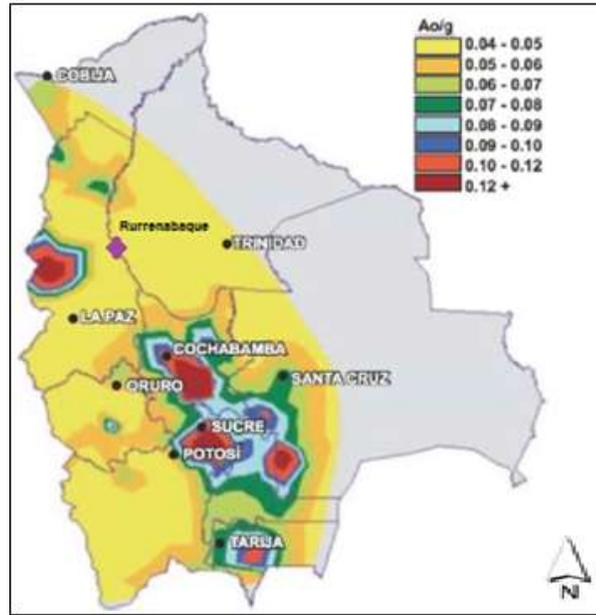


Figura 2-6 Mappa delle accelerazioni sismiche al suolo in Bolivia. Fonte: NSBD, 2006

Dal punto di vista **idrografico**, la Bolivia è attraversata da due fiumi principali, il Rio Beni e il Rio Mamoré che, confluendo verso Nord, quasi al confine con il Brasile, formano il Rio Madeira, il più grande affluente destro del Rio delle Amazzoni, avente una lunghezza di 3.240 km, una portata di 32.000 m³/s e un bacino idrografico di 1.420.000 km².

2.2 DESCRIZIONE DELLA DIGA DEL CHEPETE

Il Rio Beni è stato individuato per la realizzazione di un impianto idroelettrico avente un potenziale energetico di circa 3000 MW e 15.500 GWH/anno, superando di gran lunga il fabbisogno energetico del

territorio boliviano e rappresentando, di fatto, una delle più grandi centrali idroelettriche del Sud America.

Il fiume nasce dalle ande e si estende nella direzione nord-est per una lunghezza complessiva di circa 1.300 km, attraversando la città di Rurrenabaque. La portata media annua è di circa 1600 m³/s.

Con profondità media e massima pari rispettivamente a 9 e 21 metri e larghezza media e massima rispettivamente di 400 m e 1000 m, il rio Beni rappresenta il fiume più navigabile della Bolivia.

Il bacino idrografico del Rio Beni ha una estensione approssimativamente pari a 122'380 km² e racchiude la zona circoscritta in giallo nella figura 2-7, nella quale si mostrano altresì quattro sezioni significative del fiume: Beu, Chepete, Bala e Susi.



Figura 2-7 Bacino idrografico del rio Beni. Fonte: Google Earth, 2015

La sezione del Chepete è stata scelta per la realizzazione di una diga facente parte dell'impianto impianto idroelettrico (Figura 2-8).

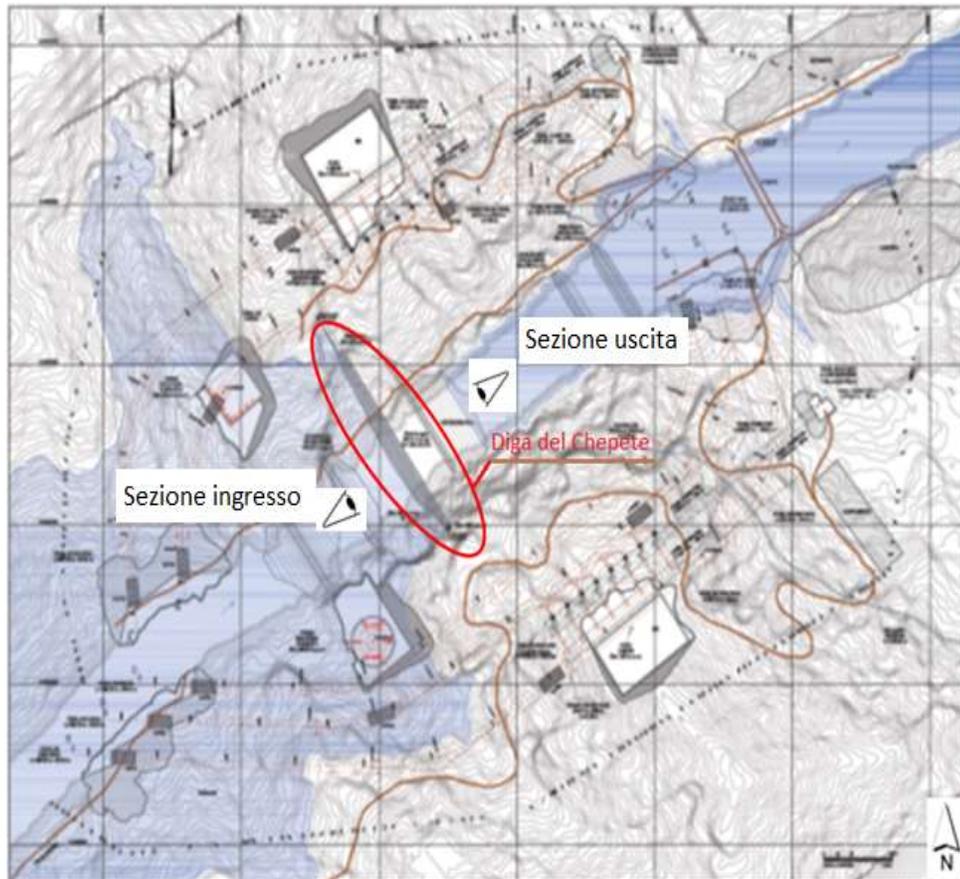


Figura 2-8 Progetto diga del Chepete. Fonte: Geodata, 2017

Lo stretto oggetto di intervento, riportato in figura 2-9, è situato a 54 km a monte dello stretto del Bala e a 10 km a valle dallo stretto del Beu, come mostrato in figura 2-10.

Esso si estende dalla direzione Nord – Ovest alla direzione Sud – Est per uno sviluppo longitudinale complessivo di circa 2.1 km. All'interno dello stretto del Chepete il fiume Rio Beni ha una larghezza compresa tra i 70 e i 120 metri.

La diga in calcestruzzo che verrà realizzata nella sezione del Chepete, ha come coordinate dei punti estremi, A e B, rispetto al sistema di riferimento UTM, quelle indicate in figura 2-11, cui corrispondono uno sviluppo longitudinale di 356 m e un'altezza di 173 m, con un volume complessivo di circa 2500 m³.

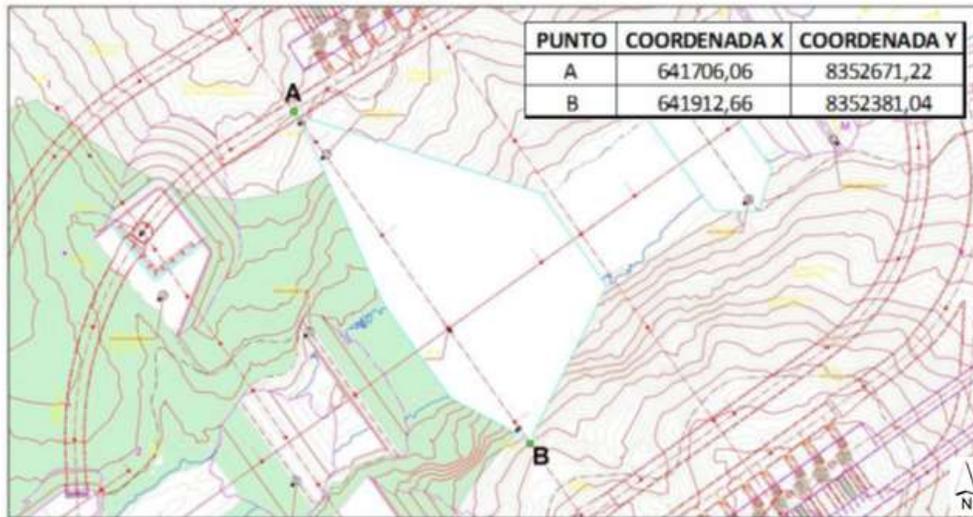


Figura 2-11 Sezione di presa. Angosto Chepete

3 CARATTERIZZAZIONE DEL SITO

Delle fasi di cui si costituisce la progettazione, questo capitolo è dedicato all'identificazione geologica e geotecnica del sito e alla caratterizzazione geotecnica dell'ammasso roccioso, delle discontinuità e della matrice intatta.

L'**identificazione geologica e geotecnica** consiste nell'individuare la stratigrafia e la tipologia di materiale presente nel sito oggetto di studio e nel rilevare le famiglie di discontinuità più significative dell'affioramento roccioso, mediante rilievi geostrutturali (Figura 3-1).

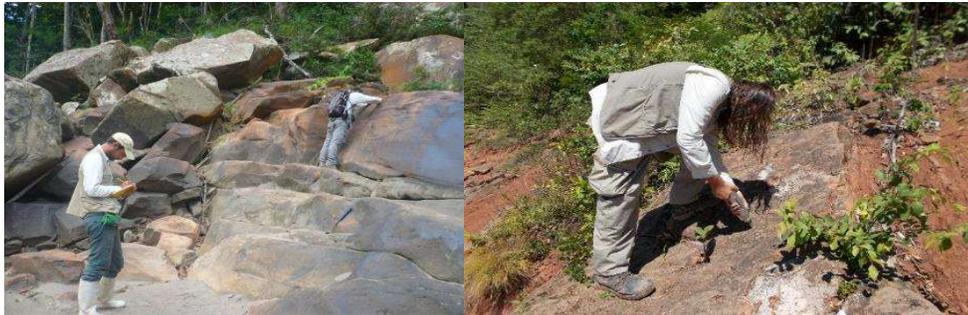


Figura 3-1. Esecuzione del rilievo geostrutturale. Fonte: Geodata, 2017

La **caratterizzazione geotecnica**, di contro, ha come finalità la stima dei parametri resistenti che governano il comportamento della **roccia intatta**, delle **discontinuità** e dell'**ammasso roccioso**. Essa è condotta facendo esplicito riferimento alle raccomandazioni pubblicate dall' ISRM (International Society for Rock Mechanics, 1981) e alle indicazioni di Palmstrom (2000 – 2005).

Al fine di ottenere una completa caratterizzazione geotecnica del sito oggetto di studio, risulta indispensabile eseguire prove di laboratorio e in situ sulla matrice rocciosa e sulle discontinuità.

La **caratterizzazione delle discontinuità** ricopre un ruolo preponderante sia per la determinazione delle caratteristiche geotecniche dell'ammasso roccioso, qualora risulti lecito adottare, in fase di modellazione, un modello del continuo equivalente, sia per la stima della resistenza al taglio dei giunti, qualora risulti più appropriato l'utilizzo di modelli del discontinuo, in cui si considerano separatamente i due elementi che compongono un ammasso roccioso, quali roccia intatta e, per l'appunto, discontinuità.

Essa prevede uno studio delle caratteristiche della discontinuità, direttamente osservabili in situ, e l'esecuzione di prove di laboratorio, in particolare di taglio diretto, per valutare i parametri resistenti della parete stessa, in termini di coesione e angolo di attrito lungo le discontinuità, in accordo al criterio di resistenza di Mohr - Coulomb (1773).

Le caratteristiche che governano il comportamento meccanico delle discontinuità, sono le seguenti:

- Orientazione;
- Spaziatura;
- Continuità (o Persistenza);
- Scabrezza;
- Resistenza della parete;
- Apertura;
- Riempimento.

La **caratterizzazione della roccia intatta**, da un punto di vista ingegneristico, viene compiutamente definita quando sono note le sue caratteristiche fisiche, di deformabilità e di resistenza.

Le procedure per la determinazione di tali caratteristiche sono molteplici e consentono di stimare parametri quali:

- Peso dell'unità di volume, γ ;
- Porosità, n ;
- Resistenza a trazione indiretta;
- Resistenza a compressione monoassiale, UCS
- Resistenza a compressione triassiale.

La **caratterizzazione dell'ammasso roccioso**, in ultimo, avviene attribuendo un "punteggio" rappresentativo della qualità dell'ammasso, risultato di diversi fattori (resistenza a compressione monoassiale della roccia intatta, RQD, caratteristiche delle discontinuità, natura ed intensità delle venute d'acqua, ecc).

Diversi sono i metodi di classificazione degli ammassi rocciosi, tra i più noti dei quali si citano:

- RSR (Rock Structure Rating System) (Wickham et al., 1972);
- RMR (Rock Mass Rating System) (Bieniawski, 1973, 1989);
- Q (Barton et al., 1974, Grimstad & Barton, 1993);
- GSI (Geological Strength Index) (Hoek, 1994, Hoek et al., 1995, 1998);
- SMR (Slope Mass Rating System) (Bieniawski, 1973, Romana, 1985).

Ai fini della progettazione, si è proceduto alla determinazione dell'**RMR** (Bieniawski, 1973, 1989) e dell'**SMR** (Bieniawski, 1973, Romana, 1985).

Il **metodo di classificazione RMR**, introdotto da Bieniawski (1973), è il più diffuso al mondo.

Esso consente di valutare la qualità di un ammasso roccioso mediante la somma di sei parametri:

- P_1 – resistenza a compressione monoassiale della roccia intatta, UCS;
- P_2 – recupero percentuale modificato, RQD;
- P_3 – spaziatura delle discontinuità;
- P_4 – condizioni delle discontinuità;
- P_5 – venute d'acqua;
- P_6 – orientazione delle discontinuità rispetto alla direzione di scavo.

A ogni campo di variazione dei parametri è associato un punteggio numerico, tanto più alto quanto migliore è la qualità dell'ammasso roccioso.

I punteggi numerici sono riportati in tabelle presenti in letteratura, in funzione degli intervalli di variazione dei suddetti parametri.

La somma dei primi 5 indici fornisce il valore dell'RMR di base, che verrà utilizzato per la determinazione dell'SMR (Romana, 1985).

Il **metodo di classificazione SRM** (Bieniawski, 1973, Romana, 1985) nasce come integrazione del metodo di classificazione RMR (Bieniawski, 1973) per ovviare all'incompatibilità di quest'ultimo con la valutazione dei cinematismi potenzialmente attivabili su un versante.

Tale metodo infatti consente di tener in conto le giaciture dei piani di discontinuità, la giacitura del fronte scavo e la metodologia di scavo impiegata, giacché esse giocano un ruolo preponderante per la stabilità dei versanti in roccia.

La classificazione secondo SRM si ottiene a partire dal valore di RMR_{base} sommando ad esso due parametri correttivi, tabulati: il primo (a sua volta composto dal prodotto di tre termini) che tiene conto della relazione tra piani di discontinuità e fronte, il secondo inerente al metodo di scavo.

Lo Slope Mass Rating è pertanto calcolabile, per ciascuna famiglia di discontinuità, come segue:

$$SMR = RMR_{base} + (F_1 F_2 F_3) + F_4$$

Dove:

- F1 dipende dal parallelismo tra l'immersione del fronte e quella della discontinuità;
- F2 è riferito all'inclinazione del fronte, nei confronti dello scivolamento planare e a cuneo;
- F3 tiene conto della differenza di inclinazione tra fronte e giunto;
- F4 è determinato empiricamente sulla base della metodologia di scavo adottata.

I valori dei suddetti parametri correttivi sono riportati nelle tabelle 3-1 e 3-2.

ROTTURA	CINEMATISMO	CONDIZIONE				
		Molto favorevole	Favorevole	Mediocre	Sfavorevole	Molto sfavorevole
Planare Toppling Cuneo	$\alpha_j - \alpha_f$ $\alpha_j - \alpha_f - 180^\circ$ $\alpha_i - \alpha_f$	$> 30^\circ$	$30^\circ - 20^\circ$	$20^\circ - 10^\circ$	$10^\circ - 5^\circ$	$< 5^\circ$
	F1	0,15	0,40	0,70	0,85	1,00
Planare Cuneo	β_j β_i	$< 20^\circ$	$20^\circ - 30^\circ$	$30^\circ - 35^\circ$	$35^\circ - 45^\circ$	$> 45^\circ$
	F2	0,15	0,40	0,70	0,85	1,00
Toppling	F2	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00
Planare Cuneo	$\beta_j - \beta_f$ $\beta_i - \beta_f$	$> 10^\circ$	$10^\circ - 0^\circ$	0°	$0^\circ - (-10^\circ)$	$< -10^\circ$
Toppling	$\beta_j - \beta_f$	$< 110^\circ$	$110^\circ - 120^\circ$	$> 120^\circ$	-	-
	F3	0	-6	-25	-50	-60

Tabella 3-2.2-1 Parametri per classificazione secondo Metodo Romana. Fonte: Geostru, 2017

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

Tabella 3-2.2-2 Parametri per classificazione secondo Metodo Romana. Fonte: Geostru, 2017

Una volta determinato il valore dell'SMR per ciascuna famiglia di discontinuità, è possibile ottenere una classificazione di massima circa il grado di stabilità del versante, il tipo di cinematismo potenzialmente attivabile e il grado di stabilizzazione da adottare, attraverso la seguente tabella 3-3 fornita da Romana (1985):

SMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0
CLASSE	I	II	III	IV	V
DESCRIZIONE	Molto buona	Buona	Mediocre	Scadente	Molto scadente
STABILITA'	Sicuramente stabile	Stabile	Parzialmente stabile	Instabile	Sicuramente instabile
MODO DI ROTTURA	Assente	Possibili blocchi	Lungo piani o per cunei	Lungo piani o su grandi cunei	Su grandi piani o rototraslazionali
STABILIZZAZIONE	Nessuna	Occasionale	Sistematica	Estesa	Riprofilare la scarpata

Tabella 3-2.2-3 Classificazione mediante SMR

3.1 CARATTERIZZAZIONE GEOLOGICA

Il territorio boliviano è suddiviso in sei zone tettoniche longitudinali che da ovest ad est comprendono:

- la catena montuosa occidentale (arco vulcanico attuale);
- l'Altopiano (estesa piattaforma di drenaggio interna situata ad un'altitudine media di 3800 m);
- la catena montuosa orientale;
- la zona sub-andina (la parte più attiva della cintura andina);
- la pianura Chaco-Beniniana;
- lo scudo brasiliano.

Il sito di ubicazione del progetto “Chepete”, si trova nella parte settentrionale della zona sub – andina (Figura 3-2).

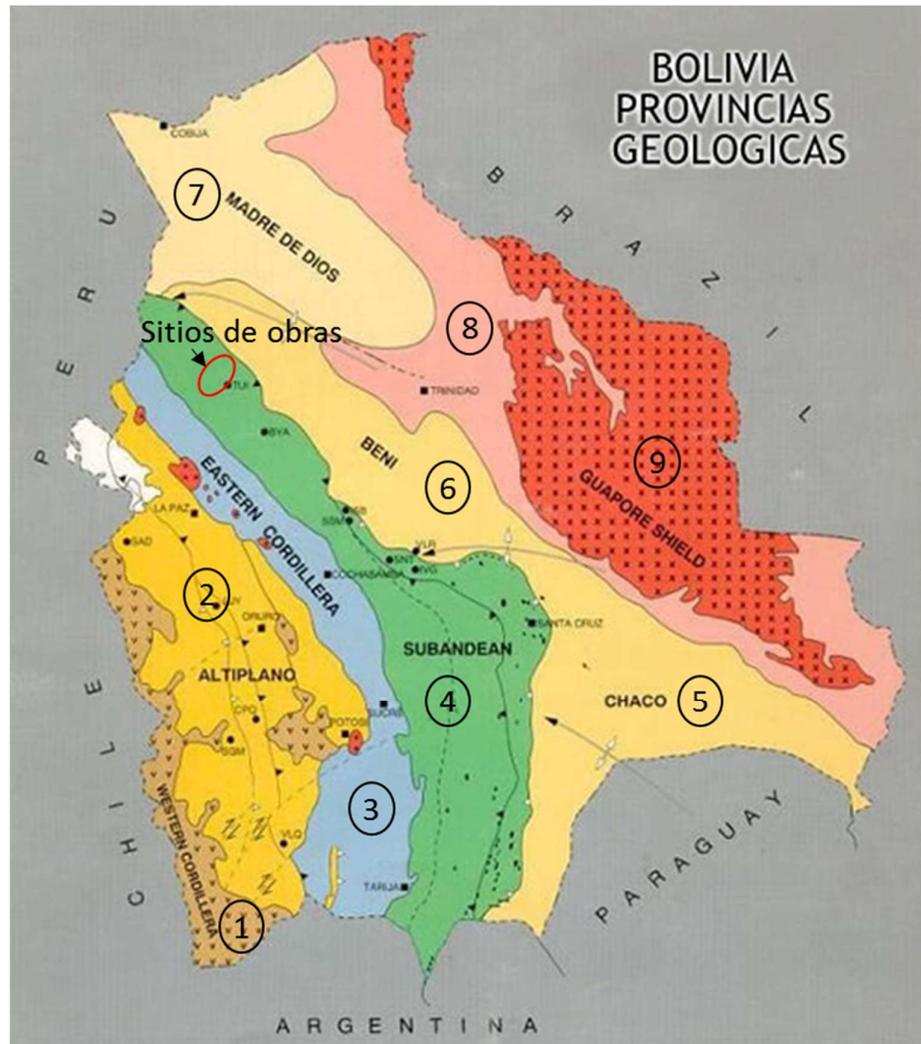


Figura 3-2 Zonazione geologica della Bolivia. 1. Catena montuosa occidentale; 2. Altopiano; 3. Catena orientale; 4. Zona subandina; 5. Pianura del Chaco; 6. Pianura del Beni; 7. Conca del "Madre de Dios"; 8. Zona "Mojeño-Chiquitana"; 9. Zona "Cratón del Guaporé". Fonte: YPFB, 2000

Morfologicamente, la sezione dell'Angosto Chepete è caratterizzata prevalentemente dalla presenza della formazione "Beu", costituita da **depositi arenari**, formati a seguito della sedimentazione di sabbie e ghiaie, successivamente calcificate sotto l'azione degli agenti atmosferici (Figura 3-3).

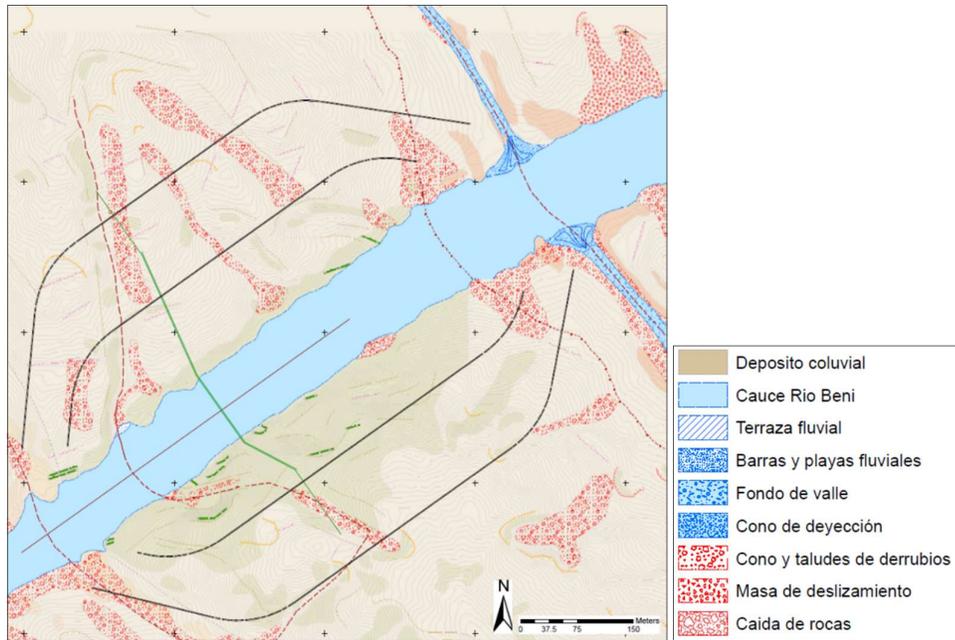


Figura 3-3 Estratto della mappa geomorfologica. Angosto Chepete. Fonte: Geodata, 2017

Litologicamente, la Formazione Beu consiste in massicce pietre sabbiose beige - gialle che diventano più rossastre verso il centro della stretta. I grani sono generalmente di media dimensione e sono composti da quarzo arrotondato. L'ammasso presenta una stratificazione evidente, coerente con il resto della sequenza in direzione sud-ovest, con un'inclinazione variabile da 50° a 75° .

L'immagine 3-4 è stata scattata in una zona che rappresenta in modo significativo l'aspetto dell'ammasso roccioso presente nell'Angosto

Chepete, essendo evidente la presenza prevalente di roccia arenaria facente parte della formazione Beu.



Figura 3-4 Aspetto dell'ammasso roccioso della formazione Beu. Angosto Chepete. Fonte: Geodata, 2017

3.2 RILIEVO E CARATTERIZZAZIONE GEOTECNICA DELLE DISCONTINUITÀ

Il rilievo geostrutturale eseguito su entrambi i fronti della sezione dell'Angosto Chepete, riportato all'interno dell'Informe Geologico, ha evidenziato, a seguito dell'elaborazione statistica di tutti i piani riscontrati, mediante il software "Dips", prodotto della Rocscience, la presenza di 8 famiglie di discontinuità sul margine sinistro (figura 3-5) e 7 famiglie sul margine destro (figura 3-6):

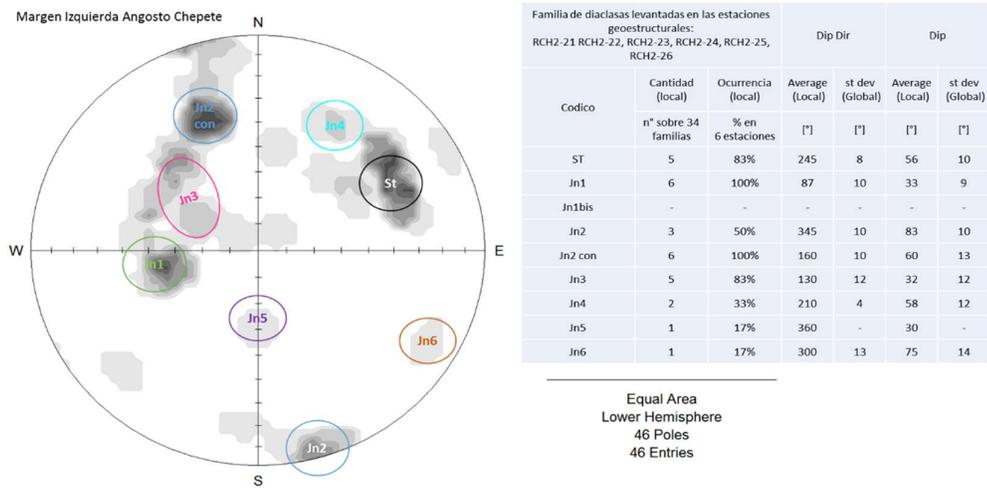


Figura 3-5: Famiglie di discontinuità. margine sinistro Angosto Chepete. Fonte: Geodata, 2017

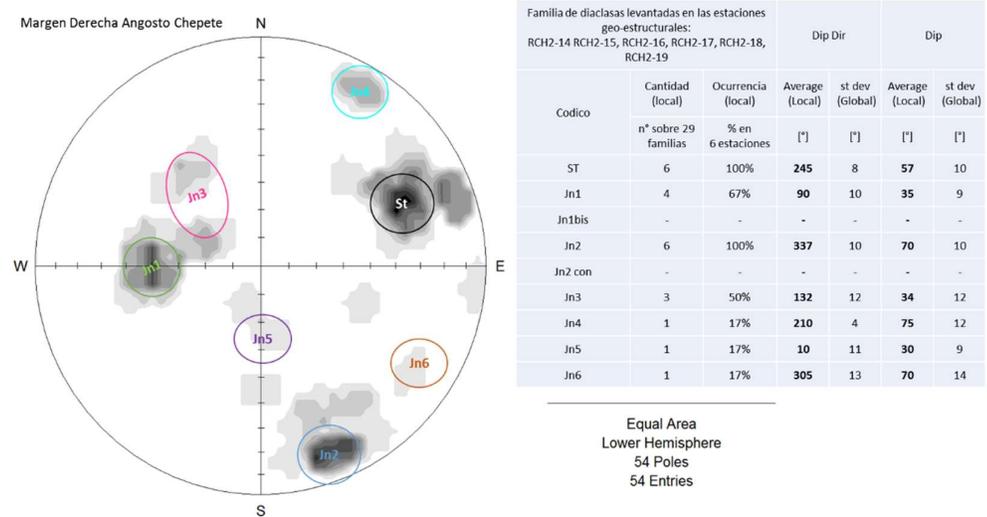


Figura 3-6: Famiglie di discontinuità. margine destro Angosto Chepete. Fonte Geodata, 2017

Le **giaciture** di ciascun piano rilevato sono fornite in termini di **direzione di immersione**, α (DIP DIRECTION) e **angolo di**

inclinazione, ψ (DIP), attribuendo ad essi un valor medio (Average) e una deviazione standard (st. dev).

A ciascun piano viene altresì attribuita, sulla base del numero di volte in cui esso è stato riscontrato durante il rilievo (Cantidad), una frequenza di rilevamento (Ocurrencia).

Per la determinazione delle proprietà meccaniche della discontinuità, sono state eseguite:

- **Prove sclerometriche**, per la valutazione della resistenza a compressione di due lembi affacciati delle discontinuità, **JCS** (Joint Wall Compressive Strenght), mediante il “Martello di Smidth” (Figura 3-7).



Figura 3-7: Eseecuzione di una prova sclerometrica. Fonte: Slide prof. C. Scavia

- **Prove con pettine di Barton**, per la valutazione della rugosità JRC (Joint Roughness Coefficient) (Barton & Choubey, 1977) (Figura 3-8).



Figura 3-8: Rilievo di profili con Pettine di Barton. Fonte: Slide prof. C. Scavia

- **Prove di taglio diretto**, per la determinazione dei parametri resistenti lungo le discontinuità (Figura 3-9).

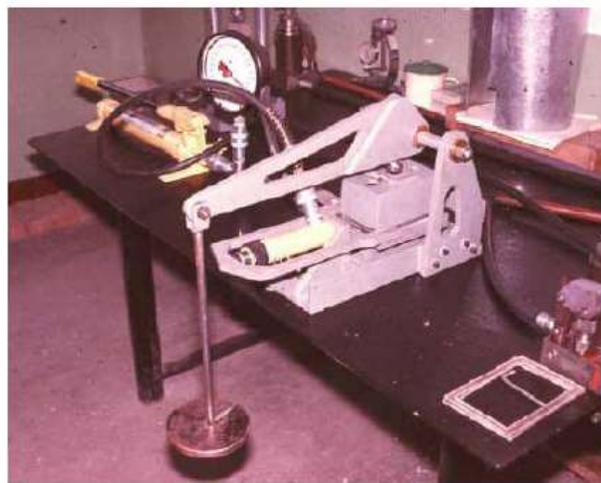


Figura 3-9: Apparecchio di taglio diretto. Fonte: Slide prof. C. Scavia

Sulla base dei range di variazione dei parametri che caratterizzano le discontinuità dei versanti nella sezione dell'Angosto Chepete, (Informe Geologico, 2016), sono stati proposti, ai fini della progettazione, le tabelle riepilogative 3.2-1 e 3.2-2.

Caratteristiche fisico - meccaniche delle famiglie di discontinuità rilevate sul margine sinistro dell'Angosto Chepete														
Piano	DIR [°]		DIP [°]		Frequenza [%]	JRC [-]	Spaziatura [cm]	Persistenza [m]	JCS [MPa]	Parametri criterio di resistenza di Barton Bandis				
	Media	δ	Media	Δ						Φ_b [°]	L_n/L_0	σ_n [MPa]	Φ' [°]	c' [kPa]
ST	245	8	56	10	83,0%	7	200	2	79	32	10	0,25	40,5	4,5
Jn1	87	10	33	9	100,0%	7	200	2	85	32	15	0,25	42	5,5
Jn2	345	10	83	10	50,0%	7	200	15	79	32	10	0,25	42	5
Jn2c	160	10	60	13	100,0%	7	200	15	78	32	-	0,25	41	4,5
Jn3	130	12	32	12	83,0%	7	200	2	94	32	15	0,25	42	5,5
Jn4	210	4	58	12	33,0%	7	200	1	80	32	15	0,25	42	5,5
jn5	360	0	30	0	17,0%	-	-	-	-	-	-	-	-	-
jn6	300	13	75	14	17,0%	7	200	2	80	32	15	0,25	42	5,5

Figura 3.2-1 Caratterizzazione dei giunti. Margine sinistro Angosto Chepete

Caratteristiche fisico - meccaniche delle famiglie di discontinuità rilevate sul margine destro dell'Angosto Chepete														
Piano	DIR [°]		DIP [°]		Frequenza [%]	JRC [-]	Spaziatura [cm]	Persistenza [m]	JCS [MPa]	Parametri criterio di resistenza di Barton Bandis				
	Media	δ	Media	Δ						Φ_b [°]	L_n/L_0	σ_n [MPa]	Φ' [°]	c' [kPa]
ST	245	8	57	10	100,0%	7	200	2	79	32	10	0,25	40,5	4,5
Jn1	90	10	35	9	67,0%	7	200	1	85	32	15	0,25	42	5,5
Jn2	337	10	70	10	100,0%	7	200	20	79	32	10	0,25	42	5
Jn3	132	12	34	12	50,0%	7	200	2	94	32	15	0,25	42	5,5
Jn4	210	4	75	12	17,0%	7	130	2	80	32	15	0,25	42	5,5
Jn5	10	11	30	9	17,0%	7	40	1	80	32	10	0,25	43	6
Jn6	305	13	70	14	17,0%	7	200	20	80	32	15	0,25	42	5,5

Tabella 3.2-2: Caratterizzazione dei giunti. Margine destro Angosto Chepete

Ai fini della progettazione, sono stati assunti un valore medio di angolo di attrito interno e coesione, validi per tutte le discontinuità, ottenendo (Tabella 3.2-3):

Angolo di attrito Φ' [°]	Coesione c' [kPa]
41	0

Tabella 3.2-3: Parametri di resistenza al taglio lungo i giunti

A rigore, avendo deciso di considerare nulla la coesione, sarebbe stato opportuno incrementare il valore dell'angolo di attrito interno, compensando così l'inviluppo di rottura. Si è deciso tuttavia di considerare, nel presente studio, cautelativamente un valore dell'angolo di attrito interno più vicino al limite inferiore riportato nell'Informe Geologico, vista l'incertezza legata alla caratterizzazione dei giunti, conducendo di fatto un'analisi più conservativa.

3.3 CARATTERIZZAZIONE GEOTECNICA DELLA MATRICE

Nella sezione dell'Angosto Chepete, sono state realizzate le seguenti tipologie di prove:

- 25 prove volumetriche per la determinazione del peso specifico;
- 2 prove di permeabilità;

- 10 prove Brasiliane per la determinazione della resistenza a trazione indiretta,
- 9 prove di compressione monoassiale, per la determinazione dell'UCS;
- 27 prove triassiali, per la determinazione dei parametri m_i e σ_{ci} , in accordo al criterio di resistenza di Hoek & Brown;

da cui sono stati determinati i seguenti valori per le caratteristiche fisiche, quali peso dell'unità di volume e porosità (Informe Geologico):

Caratteristiche fisiche della roccia intatta	
Porosità n	Peso dell'unità di volume γ
[%]	[kN/m³]
7.2	24

Tabella 3.2-4: Caratteristiche fisiche matrice rocciosa

e i seguenti valori medi per le caratteristiche di deformabilità e resistenza, per le diverse prove di laboratorio eseguite sui provini:

PROVA	Compressione Monoassiale	Brasiliana	Triassiale	
Parametro	UCS [MPa]	σ_t [MPa]	m_i [-]	σ_{ci} [MPa]
	35	2	16	100

Tabella 3.2-5: Caratteristiche resistenti matrice rocciosa

3.4 CARATTERIZZAZIONE GEOTECNICA DELL'AMMASSO ROCCIOSO

Per l'ammasso roccioso presente nel sito dell'Angosto Chepete viene attribuito al RMR_{base} un valore pari a 60 (Informe Geologico, 2016).

Consultando la tabella di classificazione fornita da Bienawski (1989) (Tabella 3.4-1) è stato possibile collocare l'ammasso roccioso a cavallo tra la seconda e la terza classe, classificandolo come ammasso roccioso di **media - buona qualità**:

RMR	100-80	80-60	60-40	40-20	<20
CLASSE	I	II	III	IV	V
Qualità ammasso	Molto buona	Buona	Media	Povera	Molto povera

Tabella 3.4-1 Classificazione dell'ammasso roccioso mediante RMR. Fonte: Slude prof. C.Scavia

Sulla base di studi condotti da Bienawski (1978) e Serafim & Pereira (1983) sono stati valutati, nel presente studio, i parametri deformativi e resistenti dell'ammasso roccioso, attraverso il seguente grafico empirico (Figura 3-10):

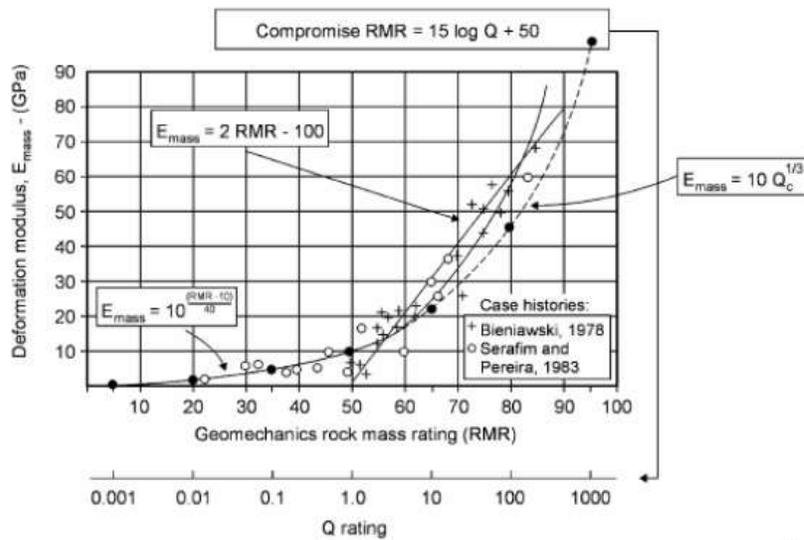


Figura 3-10 Correlazioni empiriche per la determinazione del modulo di Young. Fonte: Slide prof. C. Scavia

Nello specifico, trattandosi di un ammasso roccioso con $RMR_{base} > 50$, si è determinato un modulo di Young pari a:

$$E_m = 2RMR - 100 = 2 \cdot 60 - 100 = \mathbf{20GPa}$$

Le caratteristiche resistenti dell'ammasso roccioso sono state stimate sulla base dello studio proposto da Bienawski (1984), che ha fornito degli intervalli di variazione dell'angolo di attrito interno e della coesione (tabella 3.4-2) per ciascun intervallo di valori del RMR:

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

Tabella 3.4-2: Parametri resistenti dell'ammasso roccioso. Bienawski (1984)

Si sono attribuiti, nel presente studio, ai suddetti parametri i seguenti valori:

- $\Phi'_m = 35^\circ$;
- $c'_m = 0.3 \text{ MPa}$.

Si riportano nella tabella riassuntiva 3.4-3 i parametri di deformabilità e resistenza dell'ammasso roccioso da utilizzare ai fini progettuali:

RMR	c' [MPa]	Φ' [°]	E [GPa]
60	0.3	35	20

Tabella 3.4-3: Parametri di resistenza e deformativi dell'ammasso roccioso

Avendo determinato il valore del RMR_{base} , pari a 60, si è proceduto alla classificazione con Metodo Romana (Bienawski, 1973, Romana, 1985), utilizzando le tabelle (3-1, 3-2, 3-3), riportate nella parte introduttiva del presente capitolo, da cui si evincono i risultati, per ciascun piano medio di discontinuità presente nella sezione dell'Angosto Chepete, riportate nelle sottostanti tabelle (3.4-4, 3.4-5):

Margine Sinistro Angosto Chpete				
FAMIGLIA	α [°]	ψ [°]	SMR	CLASSE
ST	245	56	60	III
Jn1	87	33	60	III
Jn2	345	83	60	III
Jn2c	160	60	60	III
Jn3	130	32	60	III
Jn4	10	58	60	III
Jn5	360	30	57	III
Jn6	300	5	57	III
FRONTE	144	45		

Tabella 3.4-4: Risultati con Metodo Romana. Fronte sinistro Angosto Chpete

Margine Destro Angosto Chpete				
FAMIGLIA	α [°]	ψ [°]	SMR	CLASSE
ST	245	57	56	III
Jn1	90	35	56	III
Jn2	337	70	44	III
Jn3	132	34	44	III
Jn4	210	75	59	III
Jn5	10	30	60	III
Jn6	305	70	49	III
FRONTE	325	68		

Tabella 3.4-5: Risultati con Metodo Romana. Fronte destro Angosto Chpete

Secondo classificazione Romana, l'ammasso roccioso è risultato di **mediocre qualità**, giacché l'indice SMR assume, per ogni piano di discontinuità, un valore compreso tra 41 e 60 (classe III).

4 ANALISI DEI CINEMATISMI

Nel corso del presente capitolo, si è proceduto ad analizzare i cinematismi potenzialmente attivabili sui fronti destro e sinistro dell'Angosto Chepete.

Ciò è stato fatto sia in termini analitici, mediante il metodo Romana (Bieinawski, 1973, Romana, 1985) che in termini grafici, in accordo al test di Markland (1972), che consente di visualizzare, sullo stereogramma equatoriale di Smidth, i cinematismi potenzialmente attivabili, in base alla posizione relativa tra giunti e fronti scavo e al valore dell'angolo di attrito interno delle discontinuità.

Per quel che concerne la soluzione analitica, si è proceduto all'analisi dei cinematismi potenzialmente attivabili sui fronti della sezione Angosto Chepete, seguendo dapprima un approccio deterministico e, successivamente, un approccio probabilistico, facendo variare i valori di giacitura media, ottenuti a seguito del rilievo geostrutturale, delle relative deviazioni standard.

I cinematismi che possono verificarsi all'interno dell'ammasso roccioso dipendono:

- dalle condizioni geo-meccaniche delle discontinuità presenti sul versante, in termini di angolo di resistenza al taglio Φ ;
- dalla geometria del versante (in particolare dall'inclinazione del fronte, ψ_F);
- dalla giacitura delle discontinuità presenti all'interno dell'ammasso roccioso, individuata da due parametri angolari quali:

- Direzione di Immersione DIP/DIR, indicata con la lettera greca α ;
- Inclinazione DIP, indicata con la lettera greca ψ .

Le tre tipologie di instabilità che possono verificarsi in un ammasso roccioso sono:

- **Scivolamento Planare:** cinematismo di tipo traslazionale verso valle del pendio, lungo una superficie di scivolamento individuata dal piano della discontinuità su cui poggia il blocco instabile, supposto indeformabile (Figura 4-1);
- **Scivolamento 3D:** cinematismo di tipo traslazionale verso valle del pendio lungo una direzione individuata dall'intersezione tra i piani di due discontinuità non parallele tra loro. Il “cuneo” potenzialmente instabile è isolato dall'intersezione tra i suddetti due piani con la superficie libera del fronte scavo (Figura 4-2);
- **Toppling:** ribaltamento che si verifica quando le discontinuità, aventi giaciture pressoché parallele al piano del fronte scavo, isolano delle lastre di roccia alte e sottili. Ne consegue una rotazione della singola lastra attorno ad un punto fisso al piede della ssa, nel quale si considera incastrata con la restante parte stabile dell'ammasso roccioso (Figura 4-3).

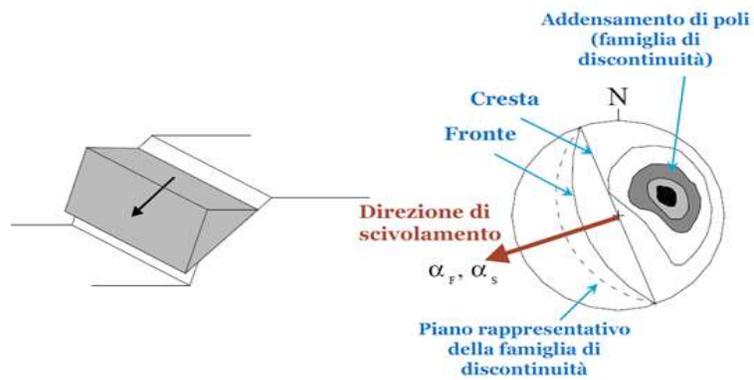


Figura 4-1 Scivolamento planare. Fonte: Slide prof. C. Scavia

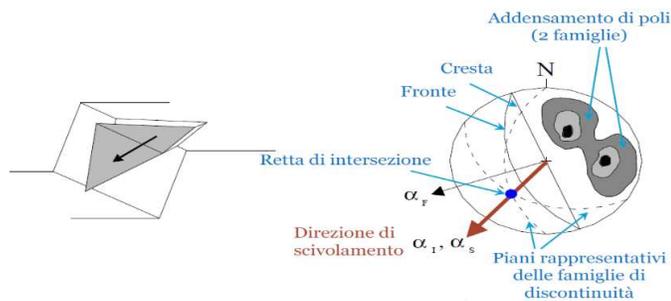


Figura 4-2 Scivolamento a cuneo tridimensionale. Fonte: Slide prof. C. Scavia

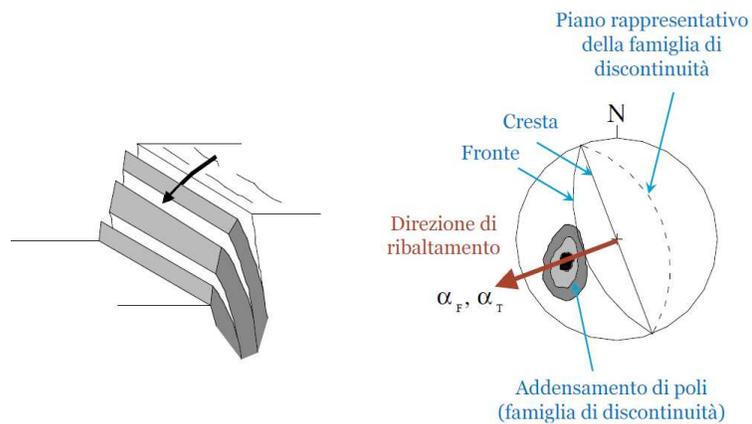


Figura 4-3 Toppling. Fonte: Slide prof. C. Scavia

4.1 DESCRIZIONE METODOLOGIA ADOTTATA

L'**analisi grafica** dei cinematismi è una procedura molto speditiva che consente di effettuare una valutazione preliminare di stabilità sulla base della geometria del versante, del valore dell'angolo di attrito lungo i piani di discontinuità e della posizione reciproca tra la ciclografica del fronte e quelle delle discontinuità. Essa è stata condotta in accordo al "**Test di Markland**" (1972), rappresentando i suddetti elementi grafici all'interno dello stereogramma equatoriale di Smidth, avvalendosi dell'utilizzo del software "Dips", prodotto della Rocscience.

L'**analisi analitica** dei cinematismi è basata sulle condizioni, dettate dal Metodo Romana, che caratterizzano ciascun tipo di cinematismo.

Indicando con:

- α_F : angolo di immersione (DIP/DIR) del fronte scavo;
- α_P : angolo di immersione (DIP/DIR) del piano di discontinuità;
- ψ_F : angolo di inclinazione (DIP) del fronte scavo;
- ψ_P : angolo di inclinazione (DIP) del piano di discontinuità;
- α_i : angolo di immersione (DIP/DIR) della retta d'intersezione tra i due piani di discontinuità;
- ψ_i : angolo di inclinazione (DIP) della retta d'intersezione tra i due piani di discontinuità;
- ϕ : angolo di attrito lungo il piano di discontinuità;

si procede ad illustrare le condizioni affinché vi sia possibilità di ciascun cinematismo sopra esposto.

- **Scivolamento Planare:** affinché tale tipologia di cinematismo possa effettivamente attivarsi, è necessario che si verifichino le seguenti situazioni:

- L'angolo di immersione del piano di discontinuità deve essere compreso entro 20° rispetto all'angolo di immersione del fronte scavo;
- L'inclinazione del piano di discontinuità deve essere inferiore all'inclinazione del piano del fronte. Ciò comporta l'isolamento di un blocco instabile delimitato dalle superfici libere dello scavo;
- L'inclinazione del piano di discontinuità deve essere maggiore dell'angolo di attrito lungo il piano di scivolamento.

In formule:

$$\alpha_F - 20^\circ < \alpha_P < \alpha_F + 20^\circ$$

$$\psi_P < \psi_F$$

$$\psi_P > \phi$$

- **Scivolamento tridimensionale:** le condizioni che devono verificarsi affinché tale meccanismo di scivolamento possa attivarsi sono le seguenti:

- L'angolo di immersione della retta d'intersezione tra i due piani di discontinuità deve essere compreso entro 25° rispetto all'angolo di immersione del fronte scavo;
- L'inclinazione della retta d'intersezione tra i due piani di discontinuità deve essere non superiore all'inclinazione del fronte scavo;
- L'inclinazione della retta d'intersezione tra i due piani di discontinuità deve essere non inferiore all'angolo di attrito interno lungo i due piani di discontinuità, supposto il medesimo per entrambi i piani.

In formule:

$$\alpha_F - 25^\circ < \alpha_i < \alpha_F + 25^\circ$$

$$\psi_i < \psi_F$$

$$\psi_i > \phi$$

La giacitura della retta di intersezione tra i due piani di discontinuità viene determinata mediante le seguenti formulazioni:

$$\alpha_i = \tan^{-1} \left(\frac{\tan \psi_A \cos \alpha_A - \tan \psi_B \cos \alpha_B}{\tan \psi_B \sin \alpha_B - \tan \psi_A \sin \alpha_A} \right)$$

$$\psi_i = \tan^{-1} [\tan \psi_B \cos(\alpha_B - \alpha_i)]$$

dove A e B sono due generici piani che si intersecano.

- **Toppling:** Il meccanismo di toppling è potenzialmente attivabile allorquando:

- L'angolo di immersione degli strati è approssimativamente parallelo all'angolo di immersione del fronte scavo, entro limiti fissati a 20°;
- La normale al piano interessato dal ribaltamento ha una inclinazione inferiore all'inclinazione del fronte scavo ed inferiore all'angolo di attrito del versante.

In formule :

$$(\alpha_F + 180^\circ) - 20^\circ < \alpha_p < (\alpha_F + 180^\circ) + 20^\circ$$

$$(90 - \psi_P) < \psi_F - \phi_P$$

L'analisi analitica è stata condotta seguendo sia un approccio deterministico che probabilistico.

Per quel che concerne l'**approccio deterministico**, la valutazione dei cinematismi possibili è stata effettuata implementando nel software "Microsoft Excel" le condizioni necessarie affinché ciascun meccanismo possa risultare attivabile.

Attraverso la funzione "ricerca obiettivo", è stato assegnato valore "1" se la condizione risultava verificata o valore "0" in caso contrario.

Si noti che, affinché il cinematismo in esame possa effettivamente attivarsi, è necessario che siano verificate contemporaneamente tutte le condizioni relative ad esso.

Per tale tipologia di analisi, sono stati utilizzati come parametri di direzione di immersione, α ed inclinazione, ψ delle discontinuità i valori medi forniti dal rilievo geostrutturale eseguito sull'ammasso roccioso (Informe Geologico, 2016).

L'**approccio probabilistico** è stato eseguito al fine di ottenere una valutazione più aderente alle variazioni intrinseche dei giunti naturali. È stato possibile valutare statisticamente le possibilità di cinematismo su entrambi i fronti dell'Angosto Chepete, essendo note le deviazioni standard degli angoli di inclinazione ed immersione, per ciascuna famiglia di discontinuità, rilevate in situ nel corso del rilievo geostrutturale.

Per ottenere la popolazione di piani delle famiglie di discontinuità, al variare della deviazione standard associata alle grandezze angolari di DIP e DIP/DIR, è stato realizzato un programma di calcolo su "Visual Basic" (Allegato 1), mediante il quale sono state determinate tutte le possibili combinazioni di giaciture dei piani di discontinuità, facendo

variare i valori medi di DIP e DIP/DIR con un passo in valore assoluto pari a 1, entro ciascun intervallo di deviazione standard attribuito alle diverse grandezze.

Al fine della valutazione dei possibili cinematismi a cuneo, sono state realizzate, mediante il medesimo codice di calcolo, tutte le possibili combinazioni di intersezione tra i piani.

L'analisi dei risultati è stata condotta affiancando alla soluzione numerica fornita dal codice di calcolo, una **rappresentazione grafica** su stereogramma equatoriale, in cui sono stati plottati i settori circolari rappresentativi dei limiti di variabilità di ciascun piano di discontinuità e i criteri di instabilità relativi a ciascuna tipologia di cinematismo.

La rappresentazione grafica, volta ad individuare i possibili cinematismi del fronte scavo, è stata realizzata mediante il software "Microsoft Excel". In particolare, è stato costruito uno stereogramma, a partire dall'equazione di una circonferenza nel piano e sono stati plottati su di esso:

- I settori circolari rappresentanti i limiti di variabilità, in termini di giacitura, di ciascun piano di discontinuità;
- Il piano medio del fronte scavo;
- La circonferenza relativa all'angolo di attrito stimato per le discontinuità;
- Le condizioni di stabilità del metodo Romana.

Nel seguito si descrive il procedimento con il quale sono stati ottenuti i suddetti elementi grafici.

Costruzione dello stereogramma

Per la costruzione dello stereogramma, si è fatto riferimento alla formula di una circonferenza, in forma cartesiana, assumendo come raggio un valore pari a 90° , e come angolo di rotazione un valore variabile dal valore minimo di 0° al valore massimo di 360° . In formule:

$$\begin{cases} x = \rho \operatorname{sen} \alpha \\ y = \rho \operatorname{cos} \alpha \end{cases} \forall \rho, \alpha \in \mathbb{R} \mid \begin{cases} \rho = 90^\circ \\ 0 \leq \alpha \leq 360^\circ \end{cases}$$

Costruzione della circonferenza relativa all'angolo di attrito lungo i giunti

In maniera del tutto analoga si è proceduto alla costruzione della circonferenza che rappresenta l'angolo di attrito lungo i giunti. In particolare, è stato assegnato un valore al raggio della circonferenza pari a $(90^\circ - \Phi)$, giacché la lettura degli angoli di inclinazione sullo stereogramma viene effettuata a partire dalla circonferenza esterna e spostandosi, lungo l'asse delle ascisse, verso l'interno.

In formule:

$$\begin{cases} x_\phi = \rho_\phi \operatorname{sen} \alpha_\phi \\ y_\phi = \rho_\phi \operatorname{cos} \alpha_\phi \end{cases} \forall \rho_\phi, \alpha_\phi \in \mathbb{R} \mid \begin{cases} \rho_\phi = (90^\circ - \phi) \\ 0 \leq \alpha_\phi \leq 360^\circ \end{cases}$$

essendo Φ l'angolo di attrito lungo le discontinuità.

Costruzione dei limiti di variabilità

Il dominio di variabilità dei diversi piani di discontinuità è stato determinato congiungendo, mediante degli archi di cerchio, i quattro punti limite ottenuti dalle diverse combinazioni di direzione di immersione e inclinazione corrispondenti ai valori estremi di deviazione standard associati a ciascuna grandezza succitata. A titolo di esempio, si riportano in tabella 4.1-1 i quattro punti rappresentativi, P1, P2, P3, P4, per il piano Jn3 rilevato sul margine sinistro dell'Angosto Chapete.

Piano	DIR [°]		DIP [°]		DIR [°]	DIP [°]
	Media	St Dev	Media	St Dev		
Jn3	130	12	32	12	118	20
PUNTI LIMITE	P1	130	-12	32	118	20
	P2	130	-12	32	118	44
	P3	130	12	32	142	20
	P4	130	12	32	142	44

Tabella 4.1-1 Limiti di variabilità del piano Jn3. Margine sinistro Angosto Chapete

Costruzione del piano medio del fronte

Per la costruzione grafica di un generico piano su stereogramma equatoriale, si è fatto riferimento alla legge di un arco di circonferenza passante per tre punti, di cui sono note le coordinate nel sistema di riferimento con origine nel centro dello stereogramma equatoriale.

I punti noti sono i seguenti:

- Punto rappresentativo del piano in esame, con valori caratteristici di DIP e DIP/DIR pari ai valori medi;
- Due punti di intersezione, F1, F2, tra il piano in esame e la circonferenza esterna dello stereogramma, caratterizzato da un valore dell'angolo di inclinazione pari a 0° e un valore dell'angolo di immersione di $\alpha+90^\circ$ e $\alpha-90^\circ$, rispettivamente.

A partire dall'equazione in forma cartesiana della circonferenza:

$$x^2 + y^2 + ax + by + c = 0$$

si è proceduto come segue:

- Sono state scritte le equazioni delle circonferenze, in forma esplicita, passanti per ciascuno dei 3 punti;
- Sono state messe a sistema tali tre equazioni e si sono determinati i tre parametri incogniti a, b, c che individuano il piano passante per i tre punti in esame.

Il sistema a tre equazioni indipendenti in tre incognite, a, b, c, è stato risolto ordinando le coordinate all'interno di una matrice dei coefficienti A, i termini noti, cambiati di segno, rappresentati dalla somma (x^2+y^2) , in un vettore B e invertendo la matrice dei coefficienti, in accordo a quanto segue:

$$[A]\{x\} = \{B\}$$

Da cui si è ricavato il vettore incognito $\{x\}$ avente per componenti i parametri del piano in esame, a, b, c secondo:

$$\{x\} = [A]^{-1}\{B\}$$

Nella tabella 4.1-2, si riportano, a titolo di esempio, i calcoli eseguiti allo scopo del tracciamento su stereogramma equatoriale del fronte, F, del margine sinistro dell'Angosto Chapete.

Piano	Punti	DIR [°]	DIP [°]	MATRICE [A]			VETTORE {B} (-x ² -Y ²)	MATRICE INVERSA [A] ⁻¹			VETTORE {x}	
				x	y	Z		x	y	z		
Fronte	F	144	45	26,45	- 36,41	1,00	-2025	0,0	0,0	0,0	a	79,4
	F1	54	0	72,81	52,90	1,00	-8100	0,0	0,0	0,0	b	-109,2
	F2	234	0	- 72,81	- 52,90	1,00	-8100	0,0	0,5	0,5	c	-8100,0

Tabella 4.1-2 Tracciamento della ciclografica rappresentativa del fronte sinistro dell'Angosto Chapete

Si è proceduto, in ultimo, a valutare le porzioni di tali settori circolari che ricadono all'interno delle condizioni di instabilità per ciascun cinematico ed è stata stimata una probabilità di accadimento, confrontando la popolazione, indicata con la dicitura "casi totali", costituita da tutte le possibili combinazioni di DIP e DIP/DIR di uno

stesso piano, con le combinazioni che ricadono all'interno delle suddette porzioni di settori circolari, indicati con la dicitura "casi possibili". La probabilità di accadimento, P, espressa in termini percentuali, è pari al rapporto tra i casi possibili e i casi reali, in accordo alla seguente formulazione (Bayes, 1763; Laplace, 1774):

$$P = \frac{\text{casi possibili}}{\text{casi totali}} \cdot 100$$

4.2 ANALISI FRONTE SINISTRO

Il rilievo geostrutturale effettuato sul margine sinistro dell'Angosto Chepete ha consentito di determinare statisticamente le famiglie di piani riportate in tabella 4.2-1.

Margine sinistro Angosto Chapete					
Piano	α [°]		ψ [°]		Frequenza [%]
	Media	δ	Media	δ	
ST	245	8	56	10	83,0%
Jn1	87	10	33	9	100,0%
Jn2	345	10	83	10	50,0%
Jn2c	160	10	60	13	100,0%
Jn3	130	12	32	12	83,0%
Jn4	210	4	58	12	33,0%
Jn5	360	0	30	0	17,0%
Jn6	300	13	75	14	17,0%
Fronte	144	-	45	-	-
Angolo di attrito	144	-	41	-	-

Tabella 4.2-1 Dati statistici delle giaciture dei piani di discontinuità. Fronte sinistro Angosto Chepete

La rappresentazione stereografica dei piani medi è mostrata in figura 4-4.

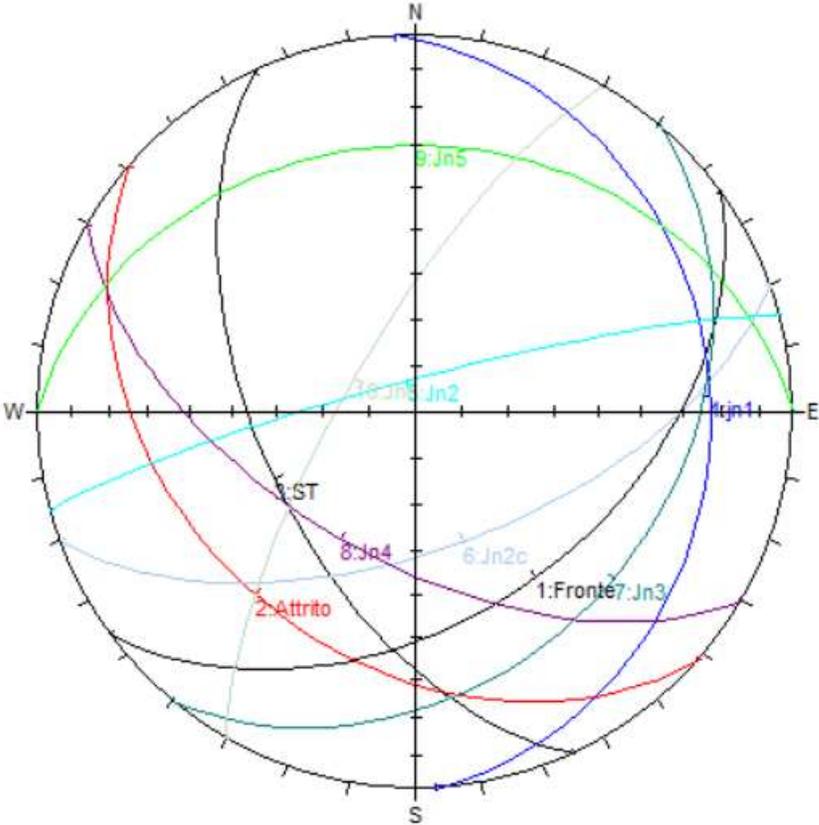


Figura 4-4 Rappresentazione su stereogramma equatoriale di Smidh delle ciclografiche dei piani di discontinuità, fronte e angolo di attrito. Margine sinistro Angosto Chepete

4.2.1 Approccio deterministico

Scivolamento Planare

Dall'analisi condotta mediante il software "Microsoft Excel", il fronte risulta stabile nei confronti dello scivolamento planare, giacché nessuna famiglia di discontinuità soddisfa contemporaneamente le seguenti condizioni:

1. $\alpha_F - 20^\circ < \alpha_P < \alpha_F + 20^\circ$
2. $\psi_P < \psi_F$
3. $\psi_P > \phi$

Dove ciascun termine della formulazione è stato esplicitato nella sezione 4.1 del presente elaborato. in tabella 4.2-2 si riassumono i risultati ottenuti.

Discontinuità			Scivolamento Planare			Cinematismo Possibile
			Condizione			
\	Dir	Dip	1.	2.	3.	
ST	245	56	0	0	1	-
Jn1	87	33	0	1	0	-
Jn2	345	83	0	0	1	-
Jn2c	160	60	1	0	1	-
Jn3	130	32	1	1	0	-
Jn4	210	58	0	0	1	-
jn5	360	30	0	1	0	-
jn6	300	75	0	0	1	-

Tabella 4.2-2 Analisi cinematica nei confronti dello scivolamento planare. Margine sinistro Angosto Chepete

Toppling

Dall'analisi condotta mediante il software "Microsoft Excel", il fronte risulta stabile nei confronti del toppling, giacché nessuna famiglia di discontinuità soddisfa contemporaneamente le seguenti condizioni:

1. $(\alpha_F + 180^\circ) - 20^\circ < \alpha_p < (\alpha_F + 180^\circ) + 20^\circ$
2. $(90 - \psi_P) < \psi_F - \phi_P$

dove ciascun termine della formulazione è stato esplicitato nella sezione 4.1.

In tabella 4.2-3 si riporta una sintesi dei risultati ottenuti.

Discontinuità			Toppling		Cinematismo Possibile
			Condizione		
\	Dir	Dip	1.	2.	
ST	245	56	0	0	-
Jn1	87	33	0	0	-
Jn2	345	83	0	0	-
Jn2c	160	60	0	0	-
Jn3	130	32	0	0	-
Jn4	210	58	0	0	-
jn5	360	30	0	0	-
jn6	300	75	0	0	-

Tabella 4.2-3 Analisi cinematica nei confronti del toppling, Margine sinistro Angosto Chepete

Scivolamento 3D

Al fine di valutare la possibilità di scivolamento a cuneo 3D, è stato necessario dapprima determinare la giacitura nello spazio delle rette di intersezione tra due piani non paralleli tra loro, mediante le seguenti formule:

$$\alpha_i = \tan^{-1} \left(\frac{\tan \psi_A \cos \alpha_A - \tan \psi_B \cos \alpha_B}{\tan \psi_B \sin \alpha_B - \tan \psi_A \sin \alpha_A} \right)$$

$$\psi_i = \tan^{-1} [\tan \psi_B \cos(\alpha_B - \alpha_i)]$$

e, successivamente, procedere alla verifica delle condizioni richiamate nel seguito:

1. $\alpha_F - 25^\circ < \alpha_i < \alpha_F + 25^\circ$

2. $\psi_i < \psi_F$

3. $\psi_i > \phi$

Dove i termini contenuti all'interno delle formulazioni sono stati esplicitati nella sezione 4.1 del presente lavoro.

Sul versante sinistro dell'Angosto Chepete si ottengono complessivamente 28 rette di intersezione tra i vari piani.

Procedendo alla verifica delle condizioni suddette, si conclude che, anche nei confronti dello scivolamento 3D, il margine sinistro dell'Angosto Chepete risulta stabile, come mostrato tabella 4.2-4.

Giaciture			Scivolamento a cuneo			Cinematismo Possibile
			Condizione			
Intersezioni	Dir	Dip	1.	2.	3.	
1 ST - Jn1	161,7	9,8	1	1	0	-
2 ST - Jn2	264,9	54,4	0	0	1	-
3 ST - Jn2c	207,3	49,6	0	0	1	-
4 ST - Jn3	173,0	24,6	0	1	0	-
5 ST - Jn4	234,4	55,5	0	0	1	-
6 ST - jn5	318,1	23,3	0	1	0	-
7 ST - jn6	232,9	55,4	0	0	1	-
8 Jn1 - Jn2	70,6	31,9	0	1	0	-
9 Jn1 - Jn2c	91,9	32,9	0	1	0	-
10 Jn1 - Jn3	111,3	30,6	0	1	0	-
11 Jn1 - Jn4	135,6	23,3	1	1	0	-
12 Jn1 - jn5	40,0	23,9	0	1	0	-
13 Jn1 - jn6	25,3	17,1	0	1	0	-
14 Jn2 - Jn2c	74,1	7,1	0	1	0	-
15 Jn2 - Jn3	72,6	18,6	0	1	0	-
16 Jn2 - Jn4	262,0	44,6	0	1	1	-
17 Jn2 - jn5	73,9	9,1	0	1	0	-
18 Jn2 - jn6	280,6	74,1	0	0	1	-
19 Jn2c - Jn3	84,7	23,7	0	1	0	-
20 Jn2c - Jn4	189,8	56,4	0	0	1	-
21 Jn2c - jn5	75,0	8,5	0	1	0	-
22 Jn2c - jn6	222,4	38,7	0	1	0	-
23 Jn3 - Jn4	142,4	31,4	1	1	0	-
24 Jn3 - jn5	63,9	14,2	0	1	0	-
25 Jn3 - jn6	211,4	5,3	0	1	0	-
26 Jn4 - jn5	292,2	12,3	0	1	0	-
27 Jn4 - jn6	233,2	55,8	0	0	1	-
28 Jn5 - Jn6	21,7	28,2	0	1	0	-

Tabella 4.2-4 Analisi cinematica nei confronti dello scivolamento a cuneo tridimensionale. Margine sinistro Angosto Chepete

4.2.2 Approccio probabilistico

Scivolamento planare

La trattazione statistica dei dati rilevati mediante il rilievo geostrutturale sul fronte sinistro dell'Angosto Chapete ha evidenziato una possibilità di scivolamento planare lungo il piano Jn3, avente giacitura riportata in tabella 4.2-5:

Piano	DIR [°]		DIP [°]	
	Media	St Dev	Media	St Dev
Jn3	130	12	32	12

Tabella 4.2-5 Dati statistici di giacitura del piano Jn3

Facendo variare i valori medi degli angoli di immersione e inclinazione delle relative deviazioni standard, si è ottenuta una popolazione di 625 combinazioni di piani Jn3.

D'altra parte, l'analisi di stabilità condotta secondo il Metodo Romana ha evidenziato un numero di combinazioni potenzialmente instabili pari a 67, corrispondenti ad una variabilità dell'inclinazione del piano nell'intervallo:

$$41^\circ < \psi_{Jn3} < 44^\circ$$

La probabilità che avvenga uno scivolamento planare lungo il piano Jn3, in accordo alla formulazione di Bayes (Bayes, 1763; Laplace, 1774), esplicitata nella sezione 4.1, risulta pertanto essere:

$$P_{Jn3} = \frac{67}{625} * 100 = 10.70\%$$

I risultati ottenuti analiticamente vengono riportati sullo stereogramma di figura 4-5, in cui ciascun punto interno al dominio di instabilità rappresenta una combinazione di giacitura potenzialmente instabile del piano Jn3.

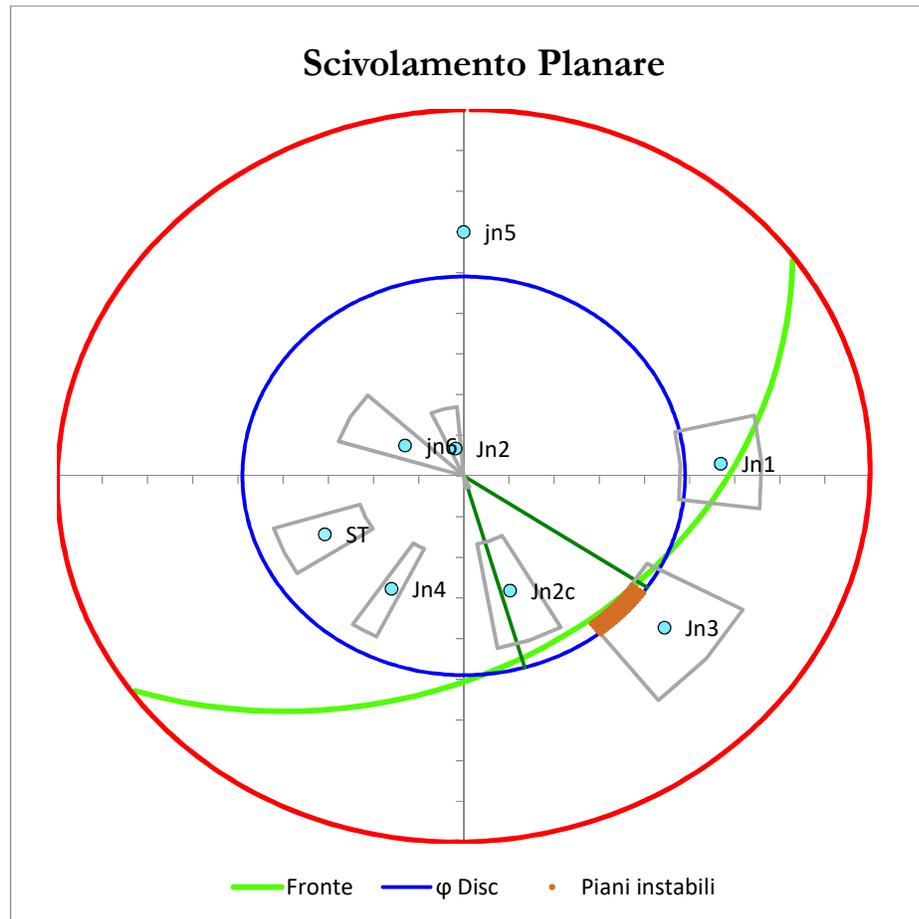


Figura 4-5 Rappresentazione grafica delle giaciture dei piani potenzialmente instabili per lo scivolamento planare. Fronte sinistro
Angosto Chepete

Scivolamento a cuneo

La trattazione statistica dei dati rilevati nel corso del rilievo geostrutturale sul fronte sinistro dell'Angosto Chapete ha evidenziato la possibilità di scivolamento a cuneo tridimensionale, in accordo al metodo Romana, a seguito delle seguenti intersezioni tra i piani:

- ST – Jn4;
- Jn3 – Jn4;
- Jn2c – Jn4;
- Jn2c – Jn3.

In accordo alla formulazione di Bayes (Bayes, 1763; Laplace, 1774), esplicitata nella sezione 4.1 del presente elaborato di tesi di laurea magistrale, è possibile determinare la probabilità che avvenga uno scivolamento a cuneo tridimensionale, lungo ciascuna retta di intersezione, mediante il rapporto tra i casi di possibile cinematismo e la popolazione delle intersezioni. Il calcolo è stato eseguito utilizzando un foglio di lavoro su Microsoft Excel e i risultati sono riportati nella in tabella 4.2-6.

Intersezioni	Popolazione [-]	Combinazioni instabili [-]	P_{scivolamento} [%]
ST-Jn4	80325	1	0,00
Jn3-Jn4	140625	7069	5,03
Jn2c-Jn4	127575	382	0,30
Jn2c-Jn3	354375	5785	1,63

Tabella 4.2-6 Probabilità di scivolamento a cuneo tridimensionale. Margine sinistro Angosto Chapete

Si riporta in figura 4-6 la rappresentazione grafica di tutte le possibili intersezioni tra i piani che mostrano, a seguito dell'elaborazione statistica dei dati, una possibilità di scivolamento tridimensionale sul fronte sinistro dell'Angosto Chepete.

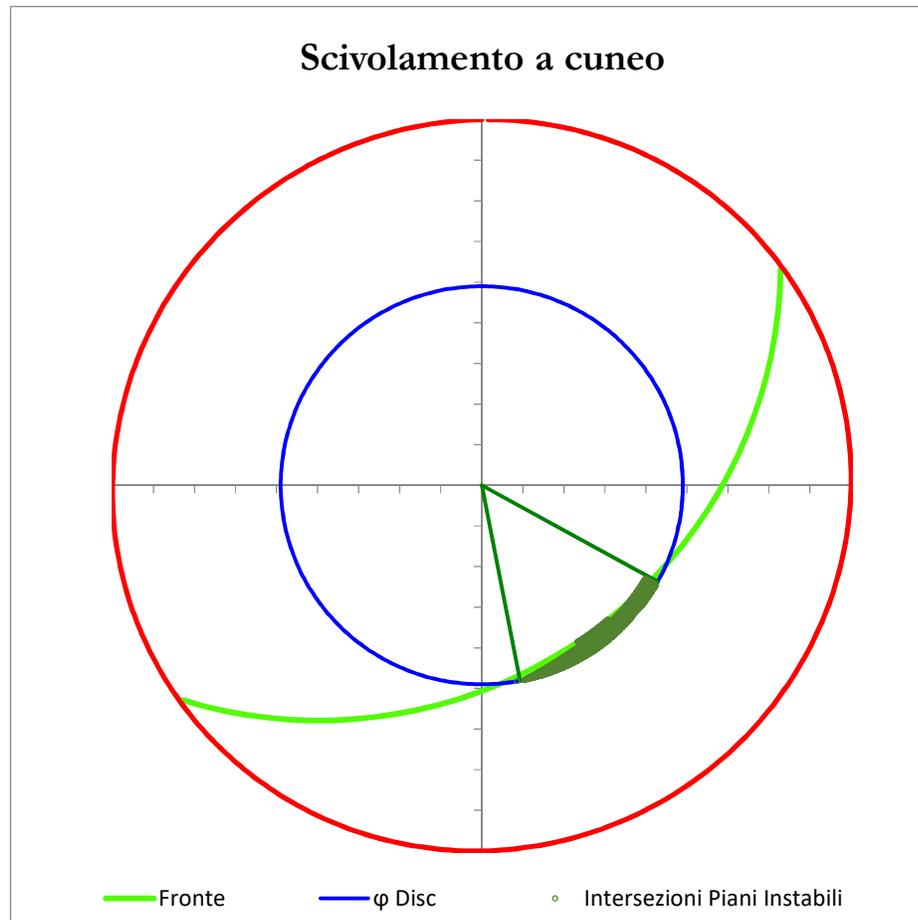


Figura 4-6 Rappresentazione grafica delle rette di intersezione potenzialmente instabili per lo scivolamento a cuneo. Fronte sinistro Angosto Chepete

Toppling

La trattazione statistica dei dati rilevati mediante il rilievo geostrutturale sul fronte sinistro dell'Angosto Chapete ha evidenziato la possibilità di toppling, in accordo al metodo Romana, a seguito dell'intersezione tra i piani Jn2 e Jn6 (Figura 4-7), che rappresentano, per il versante, i piani sub – verticali e il piano Jn3, pseudo – ortogonale ad essi, che rappresenta la base dei gradoni isolati.

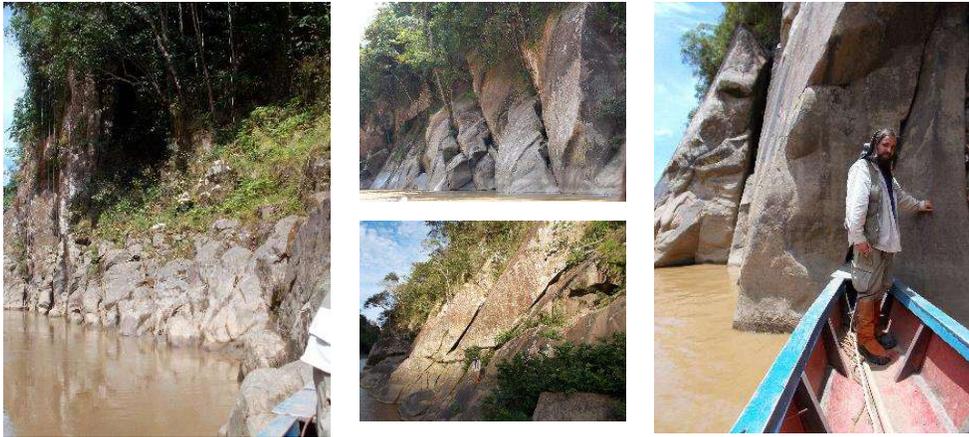


Figura 4-7 Evidenza dei piani Jn2 e Jn6. Margine sinistro Angosto Chapete. Fonte: Geodata, 2016

In accordo alla formulazione di Bayes (Bayes, 1763; Laplace, 1774), è stato possibile, anche in questo caso, determinare la probabilità che avvenga il toppling lungo i piani Jn2 e Jn6 mediante il rapporto tra i casi di possibile cinematismo e la popolazione dei piani di discontinuità, ottenuta facendo variare i valori medi delle relative deviazioni standard, con passo di 1°. Il calcolo è stato eseguito utilizzando un foglio di lavoro su Microsoft Excel e i risultati sono riportati in tabella 4.2-7

Piano	Popolazione [-]	Combinazioni instabili [-]	P_{Toppling} [%]
Jn2	441	69	15,65
Jn6	783	23	2,94

Tabella 4.2-7 Probabilità di toppling, Margine sinistro Angosto Chepete

Si riporta in figura 4-8 la rappresentazione grafica delle combinazioni di giacitura, per i piani Jn2 e Jn6, che mostrano, a seguito dell'elaborazione statistica dei dati, una possibilità di toppling sul fronte sinistro dell'Angosto Chepete.

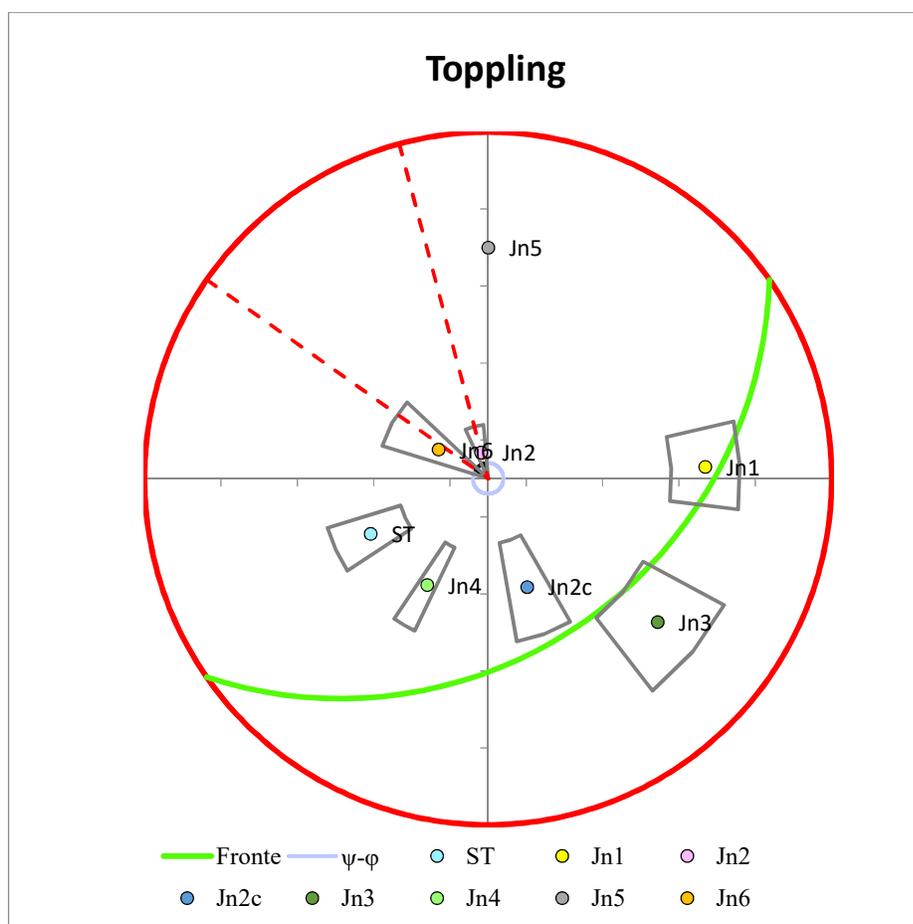


Figura 4-8 Rappresentazione grafica delle giaciture dei piani potenzialmente instabili per il toppling, Fronte sinistro Angosto Chepete

4.3 ANALISI FRONTE DESTRO

Il rilievo lungo lo stendimento sul margine destro dell'Angosto Chepete ha consentito di determinare statisticamente le famiglie riportate in tabella 4.3-1:

Margine destro Angosto Chapete					
Piano	α [°]		ψ [°]		Frequenza [%]
	Media	δ	Media	δ	
ST	245	8	57	10	100,0%
Jn1	90	10	35	9	67,0%
Jn2	337	10	70	10	100,0%
Jn3	132	12	34	12	50,0%
Jn4	210	4	75	12	17,0%
Jn5	10	11	30	9	17,0%
Jn6	305	13	70	14	17,0%
Fronte	325	-	68	-	-
Angolo di attrito	325	-	41	-	-

Tabella 4.3-1 Dati statistici delle giaciture dei piani di discontinuità. Fronte sinistro Angosto Chepete

La rappresentazione stereografica corrispondente è mostrata in figura 4-9.

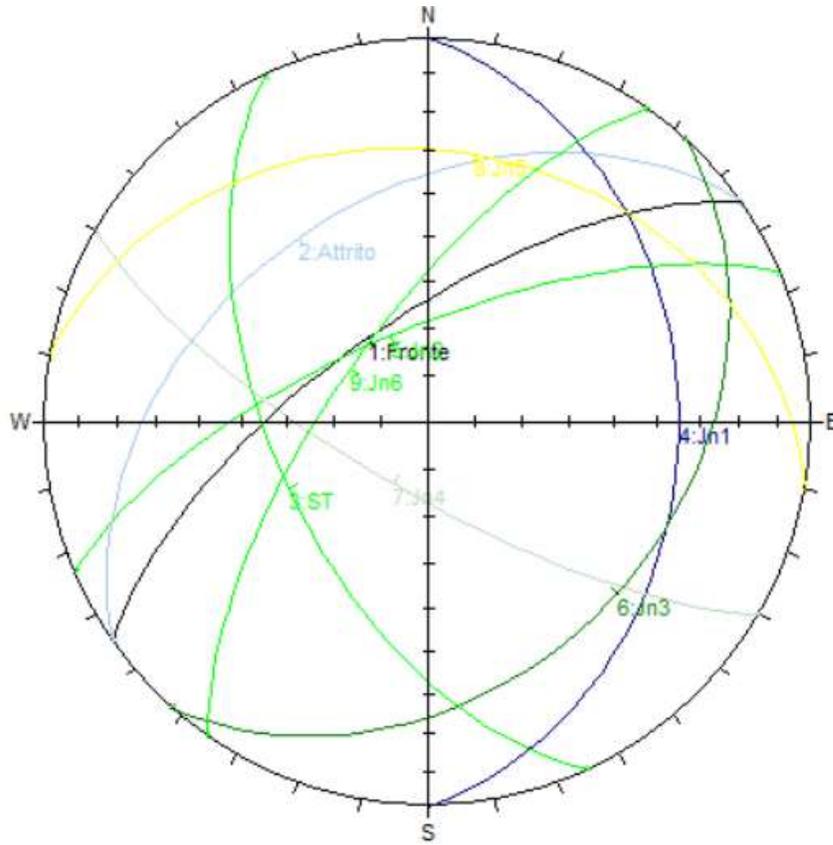


Figura 4-9 Rappresentazione su stereogramma equatoriale di Smidth delle ciclografiche dei piani di discontinuità, fronte e angolo di attrito. Margine destro Angosto Chpete

Come fatto per il margine sinistro, si procede ora a valutare i cinematismi potenzialmente attivabili sul fronte destro dell'Angosto Chepete.

4.3.1 Approccio deterministico

Scivolamento Planare

Dall'analisi condotta mediante il software "Microsoft Excel", il fronte risulta stabile nei confronti dello scivolamento planare, giacché nessuna famiglia di discontinuità soddisfa contemporaneamente le tre condizioni richiamate nel seguito:

1. $\alpha_F - 20^\circ < \alpha_P < \alpha_F + 20^\circ$
2. $\psi_P < \psi_F$
3. $\psi_P > \phi$

dove ciascun termine della formulazione è stato dichiarato nella sezione 4.1 del presente lavoro.

In tabella 4.3-2 si riassumono i risultati ottenuti.

Discontinuità			Scivolamento Planare			Cinematismo Possibile
			Condizione			
\	α [°]	ψ [°]	1.	2.	3.	
ST	245	57	0	1	1	-
Jn1	90	35	0	1	0	-
Jn2	337	70	1	0	1	-
Jn3	132	34	0	1	0	-
Jn4	210	75	0	0	1	-
Jn5	10	30	0	1	0	-
Jn6	305	70	0	0	1	-

Tabella 4.3-2 Analisi cinematica nei confronti dello scivolamento planare. Margine destro Angosto Chepete

Toppling

Dall'analisi condotta mediante il software "Microsoft Excel", il fronte risulta stabile nei confronti del toppling, giacché nessuna famiglia di discontinuità soddisfa contemporaneamente le due condizioni richiamate nel seguito:

1. $(\alpha_F + 180^\circ) - 20^\circ < \alpha_p < (\alpha_F + 180^\circ) + 20^\circ$
2. $(90 - \psi_P) < \psi_F - \phi_P$

dove ciascun termine della formulazione è stato dichiarato nella sezione 4.1 del presente elaborato.

In tabella 4.3-3 si riassumono i risultati ottenuti.

Discontinuità			Toppling		Cinematismo Possibile
			Condizione		
\	α [°]	ψ [°]	1.	2.	
ST	245	57	0	0	-
Jn1	90	35	0	0	-
Jn2	337	70	0	1	-
Jn3	132	34	1	0	-
Jn4	210	75	0	1	-
Jn5	10	30	0	0	-
Jn6	305	70	0	1	-

Tabella 4.3-3 Analisi cinematica nei confronti del toppling. Margine destro Angosto Chepete

Scivolamento 3D

Sul versante destro dell'Angosto Chepete si ottengono complessivamente 21 rette di intersezione tra i vari piani.

Analogamente a quanto fatto per il margine sinistro, si procede alla verifica delle 3 condizioni per la valutazione della possibilità di cinematismo 3D, concludendo che anche il lato destro è stabile nei confronti del suddetto meccanismo.

In tabella 4.3-4 si riportano i risultati ottenuti dall'analisi.

Giaciture			Scivolamento a cuneo			Cinematismo Possibile
			Condizione			
Intersezioni	α [°]	ϕ [°]	1.	2.	3.	
1 ST - Jn1	162,7	11,7	0	1	0	-
2 ST - Jn2	275,8	52,9	0	1	1	-
3 ST - Jn3	174,0	26,6	0	1	0	-
4 ST - Jn4	280,3	51,5	0	1	1	-
5 ST - Jn5	320,8	20,7	1	1	0	-
6 ST - Jn6	249,0	56,9	0	1	1	-
7 Jn1 - Jn2	55,0	29,8	0	1	0	-
8 Jn1 - Jn3	113,8	32,6	0	1	0	-
9 Jn1 - Jn4	128,4	28,7	0	1	0	-
10 Jn1 - Jn5	43,5	25,7	0	1	0	-
11 Jn1 - Jn6	28,1	18,3	0	1	0	-
12 Jn2 - Jn3	62,1	13,1	0	1	0	-
13 Jn2 - Jn4	277,8	54,6	0	1	1	-
14 Jn2 - Jn5	59,1	20,7	0	1	0	-
15 Jn2 - Jn6	321,0	69,3	1	0	1	-

Giaciture			Scivolamento a cuneo			Cinematismo Possibile
			Condizione			
Intersezioni	α [°]	ψ [°]	1.	2.	3.	
16 Jn3 - Jn4	130,4	34,0	0	1	0	-
17 Jn3 - Jn5	68,5	16,8	0	1	0	-
18 Jn3 - Jn6	216,4	3,8	0	1	0	-
19 Jn4 - Jn5	297,4	9,8	0	1	0	-
20 Jn4 - Jn6	265,4	64,7	0	1	1	-
21 Jn5 - Jn6	23,2	29,3	0	1	0	-

Tabella 4.3-4 Analisi cinematica nei confronti dello scivolamento a cuneo tridimensionale. Margine destro Angosto Chepete

4.3.2 Approccio probabilistico

Scivolamento planare

L'analisi condotta in accordo al metodo Romana ha individuato come possibile cinematismo uno scivolamento planare lungo i due piani di discontinuità Jn2 e Jn6, aventi i valori di DIP e DIP/DIR e le relative deviazioni standard riportate in tabella 4.3-5:

Piano	DIR [°]		DIP [°]	
	Media	St Dev	Media	St Dev
Jn2	337	10	70	10
Jn6	305	13	70	14

Tabella 4.3-5 Dati statistici di giacitura dei piani Jn2 e Jn6

Facendo variare i valori medi di DIP e DIP/DIR con passo di 1° , si è ottenuta una popolazione di piani, nell'intorno delle giaciture medie delle discontinuità Jn2 e Jn6, pari a 441 e 783, rispettivamente.

Di contro, l'analisi mediante il metodo Romana ha isolato un numero di casi possibili di piani Jn2 e Jn6 che soddisfano le condizioni affinché possa avvenire uno scivolamento planare, richiamate nel seguito:

1. $\alpha_F - 20^\circ < \alpha_P < \alpha_F + 20^\circ$
2. $\psi_P < \psi_F$
3. $\psi_P > \phi$

pari a 143 e 154, rispettivamente, all'interno degli intervalli di variabilità dell'angolo di inclinazione dei due piani seguenti:

$$60^\circ < \psi_{Jn} < 67^\circ$$

$$56^\circ < \psi_{Jn6} < 67^\circ$$

Le probabilità che avvenga uno scivolamento lungo i piani di discontinuità Jn2 e Jn6 risultano pertanto essere, in accordo alla formulazione di Bayes (Bayes, 1763; Laplace, 1774).

$$P_{Jn} |_{\text{Scivolamento Planare}} = \frac{143}{441} \cdot 100 = 32.40\%$$

$$P_{Jn} |_{\text{Scivolamento Planare}} = \frac{154}{783} \cdot 100 = 19.70\%$$

Si riporta in figura 4-10 la rappresentazione grafica di quanto analiticamente determinato sul lato destro dell'Angosto Chepete nei confronti dello scivolamento planare.

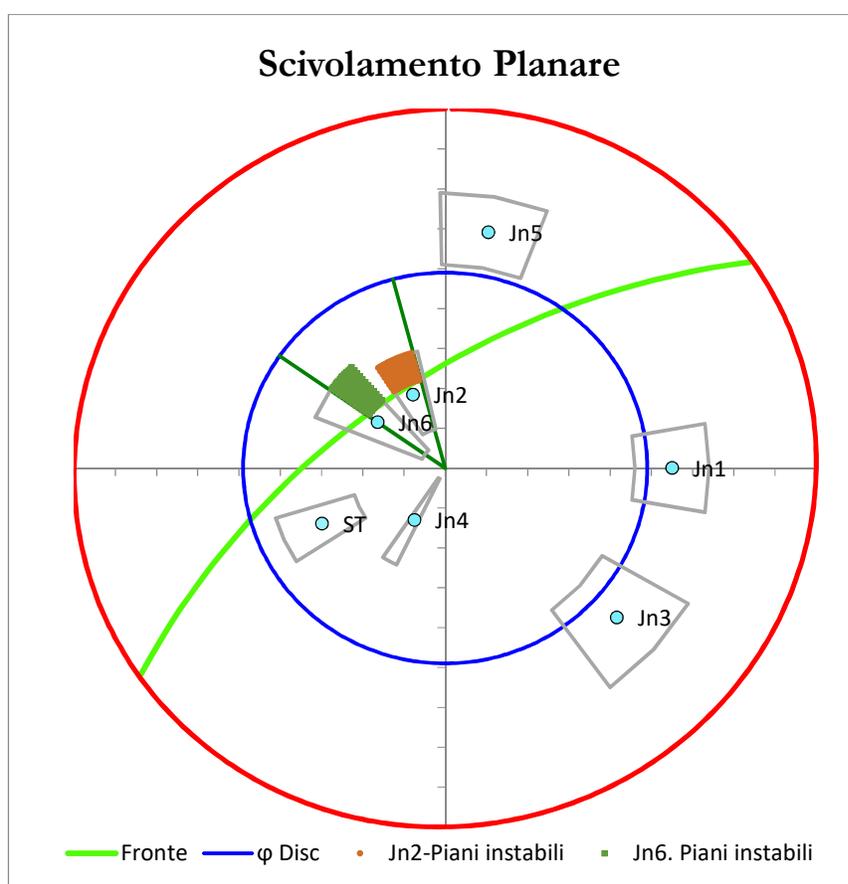


Figura 4-10 Rappresentazione grafica delle giaciture dei piani potenzialmente instabili per lo scivolamento planare. Fronte destro Angosto Chepete

Scivolamento a cuneo

La trattazione statistica dei dati rilevati mediante il rilievo geostrutturale sul fronte sinistro dell'Angosto Chapete ha evidenziato la possibilità di scivolamento a cuneo tridimensionale, in accordo al metodo Romana, a seguito delle seguenti intersezioni tra i piani:

- ST – Jn6
- ST – Jn4
- ST – Jn2
- Jn2 – Jn6
- Jn2 – Jn4

In accordo alla formulazione di Bayes (Bayes, 1763; Laplace, 1774), è stato possibile determinare la probabilità che avvenga uno scivolamento a cuneo tridimensionale lungo ciascuna retta di intersezione mediante il rapporto tra i casi di possibile cinematismo e la popolazione delle intersezioni. Il calcolo è stato eseguito utilizzando un foglio di lavoro su Microsoft Excel e i risultati sono riportati in tabella 4.3-6:

Intersezioni	Popolazione [-]	Combinazioni Instabili [-]	P_{scivolamento} [%]
ST-Jn6	279531	390	0,14
ST-Jn4	80325	250	0,31
ST-Jn2	157437	1182	0,75
Jn2-Jn6	345303	65064	18,84
Jn2-Jn4	99225	15	0,02

Tabella 4.3-6 Probabilità di scivolamento a cuneo tridimensionale. Margine destro Angosto Chapete

Si riporta in figura 4-11 la rappresentazione grafica di tutte le possibili intersezioni tra i piani che mostrano, a seguito dell'elaborazione statistica dei dati, una possibilità di scivolamento tridimensionale sul fronte sinistro dell'Angosto Chepete.

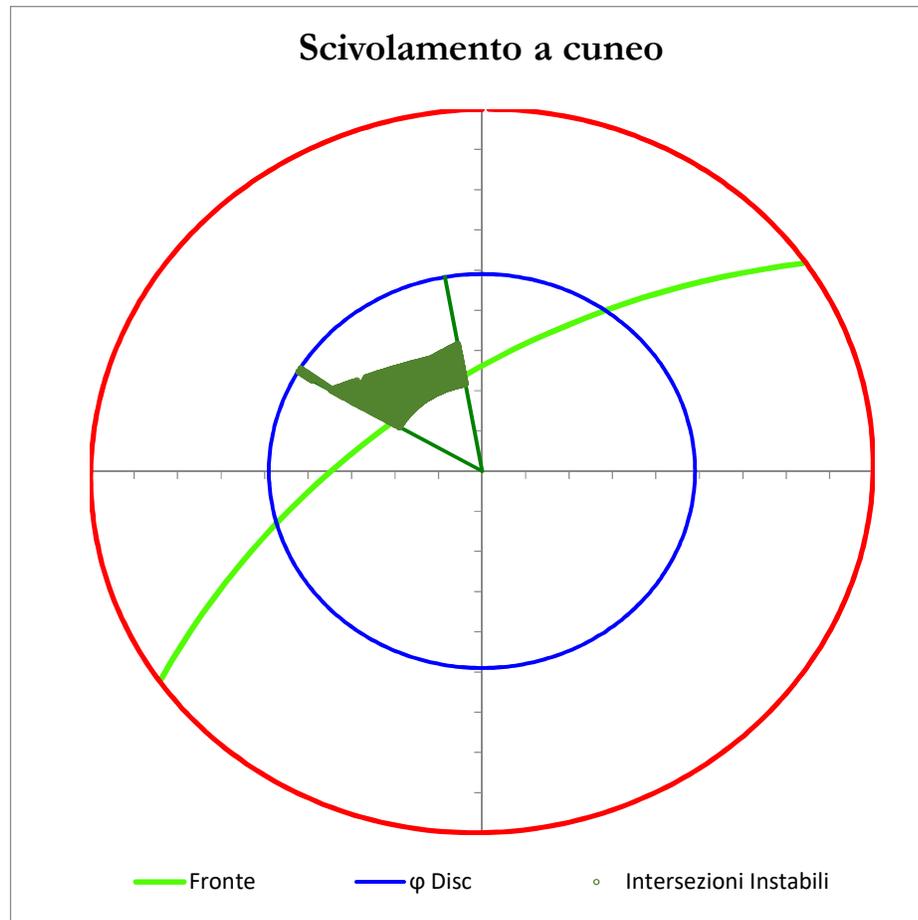


Figura 4-11 Rappresentazione grafica delle rette di intersezione potenzialmente instabili per lo scivolamento a cuneo. Fronte destro Angosto Chepete

Toppling

La trattazione statistica dei dati rilevati mediante il rilievo geostrutturale sul fronte sinistro dell'Angosto Chepete non ha evidenziato alcuna possibilità di toppling, come è possibile osservare dalla rappresentazione stereografica in figura 4-12.

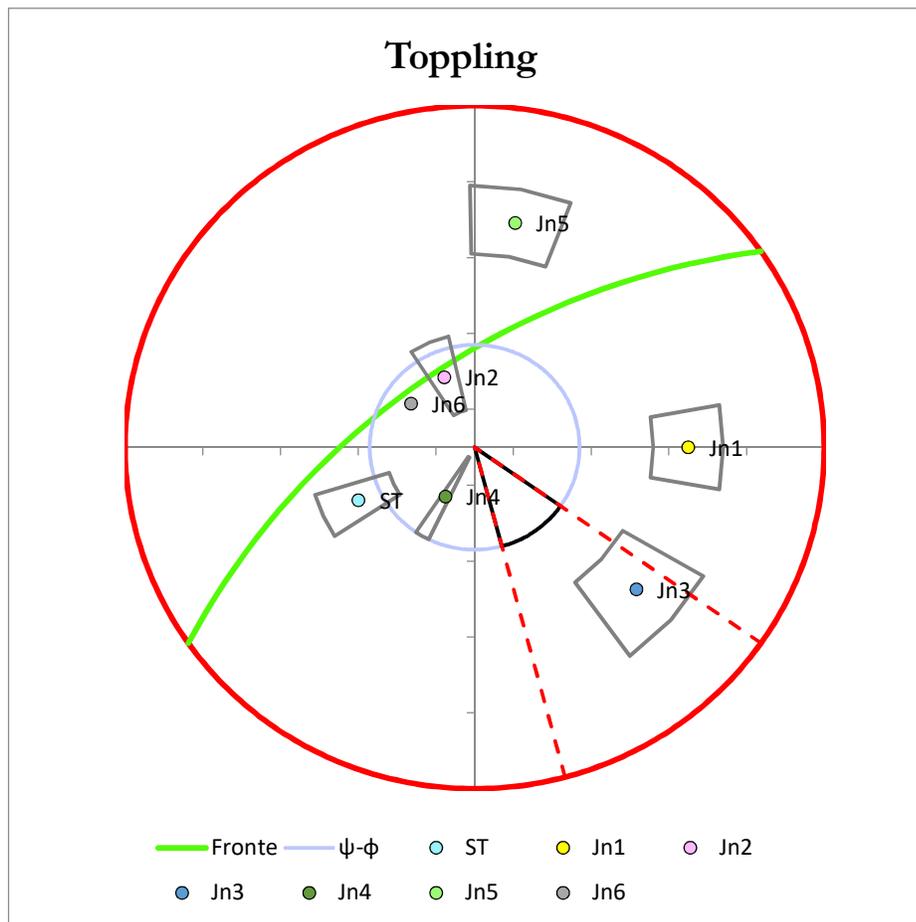


Figura 4-12 Rappresentazione grafica delle giaciture dei piani potenzialmente instabili per il toppling. Fronte destro Angosto Chepete

4.4 CONCLUSIONI

Sulla base dei risultati ottenuti, seguendo un **approccio deterministico** per la valutazione dei cinematismi possibili mediante il metodo Romana, è stato possibile concludere che entrambi i margini risultano stabili nei confronti di tutti i possibili cinematismi trattati.

Si riassumono, in tabella 4.4-1 i risultati ottenuti.

Analisi deterministica dei cinematismi		
CINEMATISMO POSSIBILE	MARGINE DESTRO	MARGINE SINISTRO
Scivolamento Planare	-	-
Scivolamento a cuneo	-	-
Toppling	-	-

Tabella 4.4-1 Risultati con analisi deterministica dei cinematismi su entrambi i margini dell'Angosto Chepete

La presa in conto delle naturali variazioni intrinseche dei piani di discontinuità ha tuttavia evidenziato la presenza di cinematismi non apprezzabili conducendo l'analisi di stabilità secondo un approccio deterministico.

Al fine di ottenere un'analisi di stabilità più completa, pertanto, non è sufficiente eseguire una valutazione di tipo deterministico giacché le variazioni, rispetto ai valori medi, dei parametri di giacitura ottenuti a seguito del rilievo geostrutturale, attivano dei cinematismi non apprezzabili se si considerano i soli valori centrali della distribuzione gaussiana.

Nello specifico, **lo scivolamento planare** potrà avvenire lungo il piano Jn3 sul margine sinistro e lungo i piani Jn2 e Jn6 sul margine destro, giacché l'analisi probabilistica con metodo Romana fornisce una probabilità di scivolamento non nulla per tali discontinuità.

Nella tabella riassuntiva 4.4-2 vengono riportati i risultati ottenuti per entrambi i fronti dell'Angosto Chepete, sulla base dei quali si valuterà la necessità di progettare interventi di stabilizzazione dei blocchi soggetti ad un potenziale scivolamento planare.

Analisi Probabilistica dei cinematismi – Scivolamento Planare		
FRONTE	PIANO	P_{SCIVOLAMENTO}
Sinistro	Jn3	10.70 %
Destro	Jn2	32.40%
	Jn6	19.70%

Tabella 4.4-2 Analisi probabilistica di stabilità per scivolamento planare. Angosto Chepete

Per quel che concerne l'analisi del cinematismo di **scivolamento a cuneo 3D**, il fronte destro mostra una probabilità di accadimento decisamente più marcata rispetto al margine sinistro, come riassunto in tabella 4.4-3.

Analisi Probabilistica dei cinematismi – Scivolamento 3D		
MARGINE	INTERSEZIONI TRA I PIANI	P _{SCIVOLAMENTO A CUNEO 3D} [%]
Sinistro	ST-Jn4	0,00
	Jn3-Jn4	5,03
	Jn2c-Jn4	0,30
	Jn2c-Jn3	1,63
Destro	ST-Jn6	0,14
	ST-Jn4	0,31
	ST-Jn2	0,75
	Jn2-Jn6	18,84
	Jn2-Jn4	0,02

Tabella 4.4-3 Analisi probabilistica di stabilità per scivolamento a cuneo tridimensionale. Angosto Chepete

In ultimo, l'analisi probabilistica dei cinematismi ha evidenziato una possibilità che avvenga **toppling** esclusivamente sul margine sinistro dell'Angosto Chepete, a seguito dell'intersezione del piano pseudo – orizzontale, Jn3, con i piani sub – verticali Jn2 e jn6, pseudo – ortogonali al primo, come riassunto in tabella 4.4-4.

Analisi Probabilistica dei cinematismi – Toppling			
FRONTE	PIANO SUB-ORIZZONTALE	PIANO SUB-VERTICALE	P _{TOPPLING} [%]
Destro	-	-	-
Sinistro	Jn3	Jn2	15.65
		Jn6	2.94

Tabella 4.4-4 Analisi probabilistica di stabilità per toppling. Angosto Chepete

5 MODELLAZIONE DEI MECCANISMI CON LEM

5.1 CARATTERI GENERALI DEI LEM

Nella presente sezione, si fornisce una breve descrizione dei metodi all'equilibrio limite, utilizzati per valutare la stabilità del versante e per progettare gli interventi di stabilizzazione.

Il primo passo consiste nella costruzione del modello geomeccanico che descriva il comportamento dell'ammasso roccioso in diverse condizioni (statiche, sismiche, ecc.).

Il modello geomeccanico costituisce l'elemento base per lo studio della fase di innesco del fenomeno di instabilità e della sua propagazione a seguito del distacco.

La costruzione di tale modello prevede che, sulla base di considerazioni geometriche derivanti dal rilievo geostrutturale, dalle osservazioni in sito e dalle indagini eseguite sul fronte, venga definito un volume potenzialmente instabile, V , mediante il quale è possibile determinare il peso, W , noto che sia il peso per unità di volume della roccia intatta, secondo:

$$W = \gamma \cdot V$$

I metodi all'equilibrio limite (LEM) consentono di valutare la fase di innesco, ipotizzando una superficie di rottura “nota a priori” che è rappresentata, nel caso di ammassi rocciosi, dai piani delle discontinuità che separano i blocchi di “roccia intatta” potenzialmente instabili.

Si noti che la dicitura “roccia intatta” non è da considerarsi in senso stretto in quanto, tipicamente, i blocchi instabili isolati dall'intersezione delle diverse discontinuità sono caratterizzati da microfessurazioni, di cui tuttavia non si tiene conto alla scala dei problemi ingegneristici.

L'approccio di progetto e verifica di un versante attraverso LEM prevede la determinazione del fattore di sicurezza associato a ciascuna tipologia di cinematismo e la successiva progettazione dell'intervento di stabilizzazione del versante, al fine di garantire un fattore di sicurezza superiore ai valori limite definiti da normativa vigente. Nello specifico, trattandosi di un'opera che verrà realizzata in Bolivia, la normativa di riferimento è quella statunitense, U.S.A.C.E., che attribuisce al fattore di sicurezza valori pari a 1.5 in condizioni statiche e 1.1 in condizioni sismiche.

Il fattore di sicurezza è un valore numerico che descrive la “distanza” tra la configurazione reale del versante e la configurazione che esso avrebbe in condizioni di incipiente collasso. Esso viene definito dal rapporto tra la resistenza offerta, R , in una data configurazione e per determinate condizioni geomeccaniche e la resistenza mobilitata nella medesima configurazione, E , secondo la formulazione:

$$Fs = \frac{R}{E}$$

dove la resistenza, R , viene determinata sulla base dei parametri fisici e meccanici stimati per l'ammasso roccioso e delle forze stabilizzanti (componente verticale della forza peso, tiri/contributi coesivi nelle opere di rinforzo ecc.) mentre le azioni sono date dalla combinazione delle forze destabilizzanti (sisma, spinta dell'acqua, componente lungo la direzione di scivolamento della forza peso, ecc.).

La verifica consiste nel confrontare il fattore di sicurezza calcolato (F_s) con un valore limite, definito dalla normativa sulla base di diverse configurazioni (F_{sd}). In particolare, si distinguono tre diverse situazioni:

- $F_s=1$: il versante è nella configurazione di equilibrio limite;
- $1 < F_s < F_{sd}$: il versante è lontano dalla condizione di incipiente rottura ma risulta tuttavia non verificato da un punto di vista di efficienza dell'intervento di stabilizzazione scelto;
- $F_s > F_{sd}$: il versante è in una configurazione di stabilità.

Operativamente, si determina il fattore di sicurezza del versante in assenza di interventi di stabilizzazione (F_s) e, qualora esso assuma un valore inferiore all'unità, si procede alla progettazione dell'intervento stesso. Per far ciò, si determina la forza stabilizzante minima che garantisce un fattore di sicurezza pari a quello di progetto e si progetta l'intervento in modo tale che esso offra una forza stabilizzante almeno pari a quella minima, garantendo così un fattore di sicurezza maggiore o, al più uguale, rispetto a quello di progetto.

Tale aspetto verrà approfondito nel capitolo 6 dedicato alla progettazione degli interventi di stabilizzazione dei versanti dell'Angosto Chepete.

Il modello geomeccanico verrà realizzato per tutti gli scenari che abbiano mostrato, al termine dell'analisi dei cinematismi eseguita nel capitolo 4, una probabilità di accadimento inferiore ad un valore soglia di 5×10^{-4} . Tale decisione, presa dalla società Geodata sulla base dell'esperienza maturata nel settore, deriva dal fatto che, in generale, risulta indispensabile evitare un eccessivo sovradimensionamento degli interventi di stabilizzazione che implicherebbe un inevitabile spreco in termini economici. I casi esclusi dalla modellazione rientrano nel cosiddetto "rischio residuo", che autorizza il progettista a non considerare eventi che potrebbero verificarsi in scenari estremi, trascurabili nel corso della vita utile dell'opera.

5.2 SCIVOLAMENTO PLANARE

Le analisi probabilistiche dei cinematismi nei confronti dello scivolamento planare, eseguite, nelle sezioni 4.2.2 e 4.3.2, rispettivamente sul margine sinistro e destro dell'Angosto Chepete, hanno evidenziato, in accordo al metodo Romana implementato all'interno del codice di calcolo programmato su Visual Basic (Allegato 1), la possibilità che avvenga tale cinematismo lungo i piani riportati in tabella 5.2-1.

Analisi Probabilistica dei cinematismi		
Scivolamento Planare		
FRONTE	PIANO	P_{SCIVOLAMENTO}
Sinistro	Jn3	10.70%
Destro	Jn2	32.40%
	Jn6	19.70%

Tabella 5.2-1 Piani di potenziale scivolamento planare

Per ciascuno di tali piani a potenziale scivolamento, si è proceduto alla preliminare determinazione statistica del fattore di sicurezza e al successivo calcolo della probabilità di rottura.

L'analisi probabilistica per la valutazione della stabilità di entrambi i fronti dell'Angosto Chepete è stata condotta utilizzando il software RocPlane, che consente di valutare statisticamente il fattore di sicurezza nei confronti dello scivolamento planare, in accordo ai metodi all'equilibrio limite, tenendo conto dell'aleatorietà delle giaciture dei piani rilevati in situ nel corso del rilievo geostrutturale.

5.2.1 Descrizione del software Rocplane

RocPlane è un software, prodotto dalla Rocscience, che permette di eseguire analisi bidimensionali di stabilità nei confronti dello scivolamento planare in versanti rocciosi e di progettare interventi di stabilizzazione.

La geometria di un blocco in roccia potenzialmente instabile nei confronti dello scivolamento planare è compiutamente definita quando sono note le seguenti grandezze geometriche (Figura 5-1):

- Altezza del versante;
- Inclinazione del fronte;
- Inclinazione del piano di scivolamento, individuato da un piano di discontinuità;
- Inclinazione del piano campagna;
- Estensione del giunto di trazione (se presente);

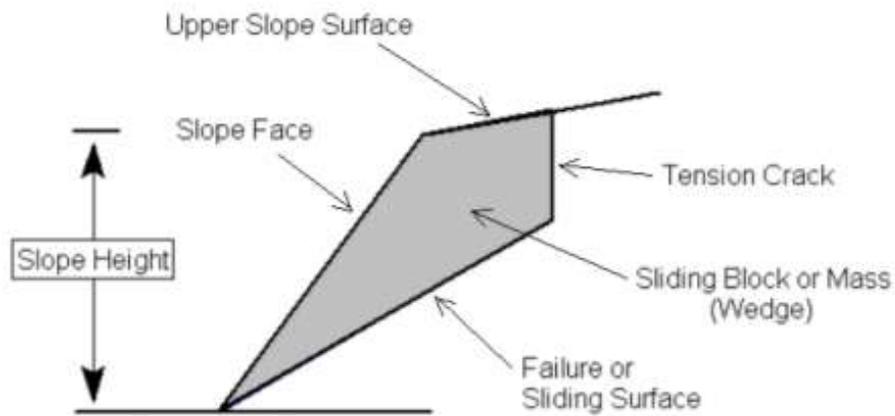


Figura 5-1 Geometria del cuneo soggetto a potenziale scivolamento. Fonte: Rocscience, 2017

Il volume del cuneo soggetto a potenziale scivolamento planare viene calcolato considerando uno spessore unitario, come mostrato in figura 5-2.

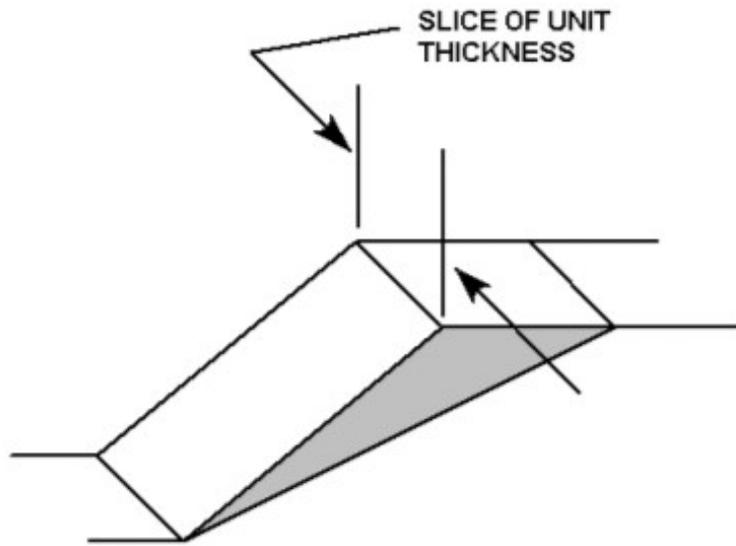


Figura 5-2 Cuneo potenzialmente instabile con spessore unitario. Fonte: Rocscience, 2017

L'analisi di stabilità dei cunei nel piano viene condotta in accordo ai metodi all'equilibrio limite.

Il cinematismo studiato dal software consiste in uno scivolamento traslazionale lungo il piano di discontinuità, trascurando eventuali movimenti rotazionali e di ribaltamento.

Il software consente di valutare la stabilità dei cunei di roccia soggetti a potenziale scivolamento planare, seguendo due tipologie di approcci:

- **Approccio deterministico**, in cui vengono attribuiti alle grandezze che governano il cinematismo valori medi; il software calcolerà il fattore di sicurezza associato a tale geometria nota;
- **Approccio probabilistico**, in cui si tiene conto dell'incertezza legata alla misura delle suddette grandezze, assegnando ad esse un valor medio e una deviazione standard; il

software restituirà come risultato una distribuzione statistica del fattore di sicurezza al variare della geometria del cuneo potenzialmente instabile.

È altresì possibile condurre un'analisi di sensitività, in cui si studia la stabilità del cuneo a potenziale scivolamento planare al variare di un determinato parametro (ad esempio variando l'inclinazione del piano di discontinuità).

Al fine della modellazione, è necessario introdurre all'interno del software parametri di input riguardanti geometria, caratteristiche fisiche e meccaniche e criteri di resistenza relativi alle varie parti che compongono il versante stesso. La forma con cui vengono definiti tali parametri di input dipende dalla tipologia di approccio che si sceglie di seguire per il problema in esame.

Nel dettaglio, dovranno essere introdotti i seguenti parametri di input:

- **Parametri geometrici**
 - Inclinazione del fronte di scavo;
 - Inclinazione e persistenza del piano di scivolamento;
 - Estensione del giunto di trazione (se presente);
 - Altezza del versante;
 - Inclinazione del piano campagna, misurato rispetto la direzione orizzontale;
- **Parametri idrici**
 - Livello di falda (se presente);
 - Conducibilità idraulica del mezzo;
- **Parametri fisici e meccanici**

- Peso specifico della roccia intatta;
- Angolo di attrito lungo il piano di discontinuità;
- Coesione, lungo il piano di discontinuità.

Una volta modellato il versante, il software consente la determinazione del fattore di sicurezza relativo ad esso, sulla base del quale viene valutata la stabilità dello stesso.

Il software consente altresì di inserire gli interventi atti a stabilizzare il versante e a ricondurre l'analisi di stabilità in presenza di essi.

Qualora si decida di condurre un'analisi di tipo probabilistico, il software consente altresì di ottenere:

- Istogramma di frequenza del fattore di sicurezza;
- Curva di probabilità cumulata del fattore di sicurezza.

5.2.2 Costruzione del modello

L'analisi di stabilità nei confronti dello scivolamento planare è stata condotta nell'ipotesi di assenza di falda e assenza di forze esterne agenti sul versante. Si è proceduto pertanto a valutare la stabilità di tutti i possibili cunei planari ottenibili facendo variare statisticamente l'inclinazione dei piani di potenziale scivolamento, ottenuti mediante l'analisi probabilistica dei cinematismi condotta nel precedente capitolo 4. Sono stati assegnati come deterministici i dati geometrici quali altezza del versante, estensione del piano campagna, pendenza dei fronti di scavo e persistenza dei piani

di discontinuità lungo i quali può avvenire lo scivolamento planare e i dati relativi alle grandezze fisico-meccaniche che caratterizzano i giunti e la matrice rocciosa, quali peso specifico della roccia intatta e angolo di attrito lungo il piano di scivolamento, assegnando cautelativamente valore nullo alla coesione lungo i giunti. Sulla base delle informazioni disponibili, per entrambi i fronti dell'Angosto Chepete, sono stati inseriti all'interno del software i seguenti dati di input:

- Altezza del versante: 173m;
- Estensione del piano superiore dalla cresta: 3m;
- Angolo di attrito lungo il piano di discontinuità: 41°;
- Coesione: 0 MPa;
- Assenza di giunto di trazione;
- Peso specifico della matrice rocciosa: 24 kN/m³.

Completata la costruzione del modello, è stata avviata l'analisi probabilistica di stabilità e sono stati plottati i seguenti grafici relativi al fattore di sicurezza:

- **Istogramma di frequenza**, che consente di valutare la frequenza di accadimento di ciascun valore prefissato del fattore di sicurezza;
- **Curva di distribuzione di probabilità cumulata**, che consente di valutare la probabilità di rottura come area della parte sottesa alla curva per valori del coefficiente di sicurezza inferiore all'unità.

Al fine di una corretta interpretazione e successiva rielaborazione dei dati, volta alla progettazione degli interventi atti a stabilizzare entrambi

i fronti dell'Angosto Chepete, sono stati esportati dal software RocPlane su Excel i seguenti grafici in funzione del **peso dei cunei potenzialmente instabili**:

- Fattore di sicurezza;
- Estensione della cresta del cuneo instabile;
- Altezza del cuneo instabile;
- Inclinazione del piano di scivolamento.

Tali informazioni ricoprono notevole importanza al fine di individuare la lunghezza minima degli elementi di stabilizzazione che garantisce l'immorsamento nella parte stabile dell'ammasso roccioso e la dimensione della sezione trasversale degli stessi che garantisce un fattore di sicurezza superiore a quello di progetto, definito da normativa.

5.2.3 Fronte Sinistro

Dall'analisi probabilistica dei possibili cinematismi nei confronti dello scivolamento planare, eseguita nella sezione 4.2.2, evince che, sul **fronte sinistro** dell'Angosto Chepete, avente un'inclinazione pari a 45° , lo scivolamento può avvenire esclusivamente lungo il piano di discontinuità **Jn3**, con una probabilità di accadimento pari all'8,88%.

Dall'elaborazione dei dati raccolti durante il rilievo geostrutturale, sono stati attribuiti i valori di media e deviazione standard dell'angolo di inclinazione del piano Jn3 e un valore di persistenza riportati in tabella 5.2-2.

Margine sinistro Angosto Chepete			
Piano di scivolamento	ψ [°]		Persistenza [m]
	Media	δ	
Jn3	32	12	2

Tabella 5.2-2 Dati statistici del piano Jn3

Introducendo tali parametri di input all'interno del software RocPlane, si perviene ad una rappresentazione grafica del cuneo critico soggetto a scivolamento planare, cui corrisponde un fattore di sicurezza pari a 0.87, riportato in figura 5-3.

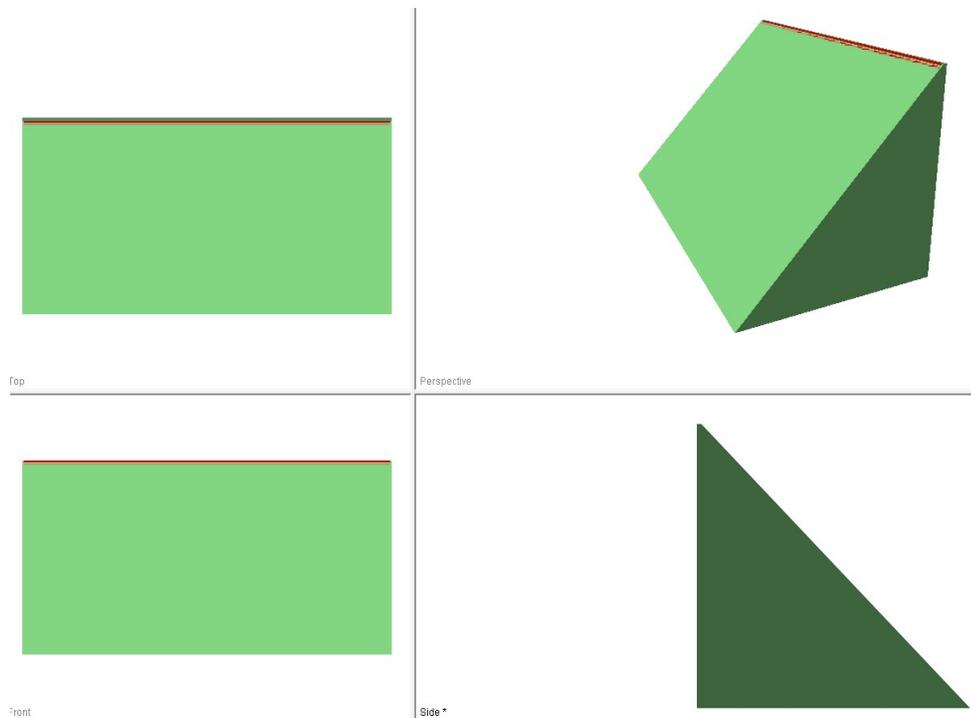


Figura 5-3 Rappresentazione del cuneo critico di scivolamento planare lungo il piano Jn3. Margine sinistro Angosto Chepete

Come si evince osservando la figura 5-4, il cuneo corrispondente al fattore di sicurezza critico ha dimensioni molto modeste, pertanto si ottengono valori delle azioni agenti lungo il piano di discontinuità prossimi a 0 kN/m.

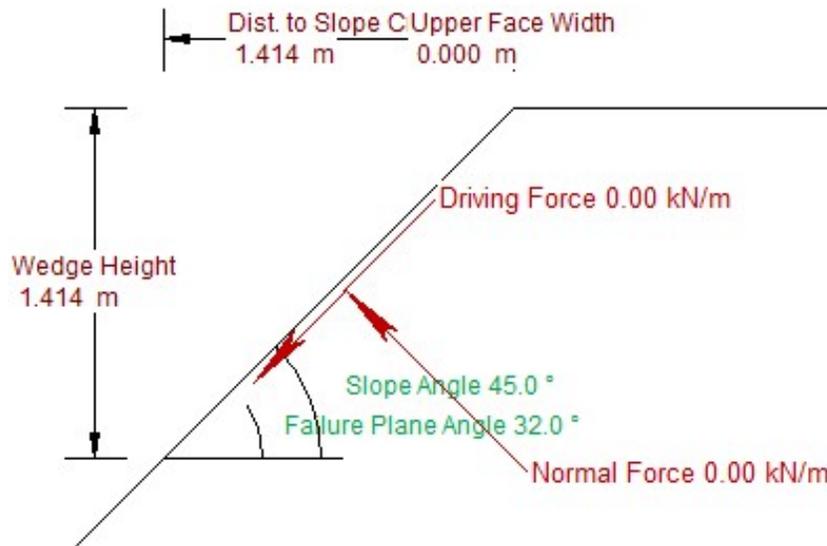


Figura 5-4 Rappresentazione grafica della geometria del cuneo critico e delle azioni agenti sul piano Jn3. Margine sinistro Angosto
Chepete

Tale aspetto evidenzia che non sempre il cuneo associato al valore critico del fattore di sicurezza richiede un intervento di stabilizzazione massivo.

Nasce pertanto l'esigenza di considerare tutti i cunei aventi un fattore di sicurezza inferiore all'unità.

Ciò è possibile conducendo un'analisi probabilistica in cui si ottiene una popolazione di cunei facendo variare l'inclinazione del piano di scivolamento Jn3 della deviazione standard rispetto al valor medio (casi

totali) e una sottopopolazione di piani cui corrisponde un fattore di sicurezza inferiore all'unità (casi possibili).

È stata determinata una probabilità pari al 9.18%, come si evince nelle figure 5-5 e 5-6, che mostrano rispettivamente l'istogramma di frequenza del fattore di sicurezza e la curva di distribuzione di probabilità cumulata.

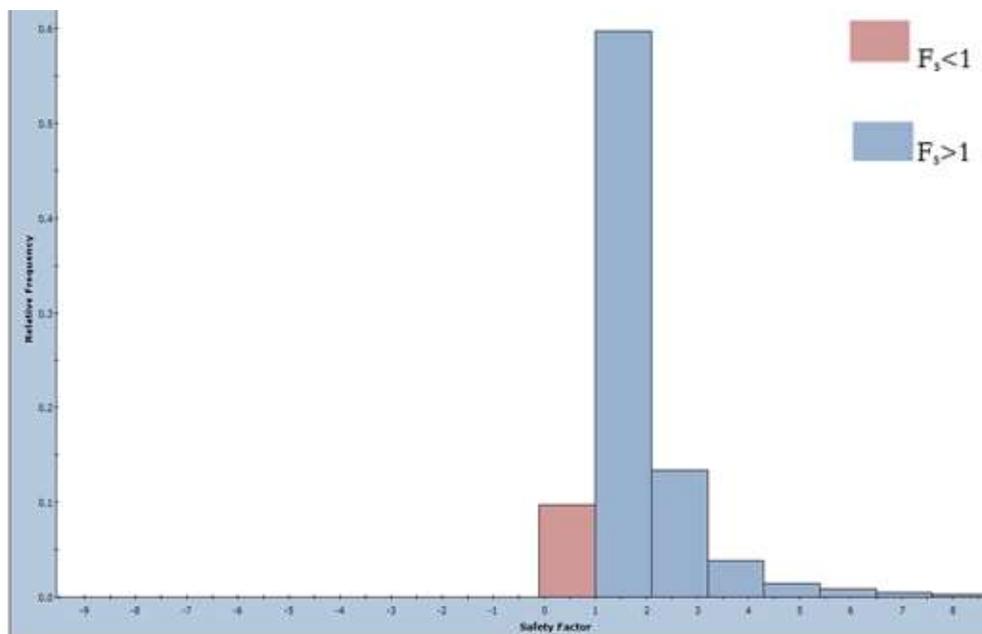


Figura 5-5 Iistogramma di frequenza del fattore di sicurezza per lo scivolamento planare lungo il piano Jn3. Margine sinistro
Angosto Chepete

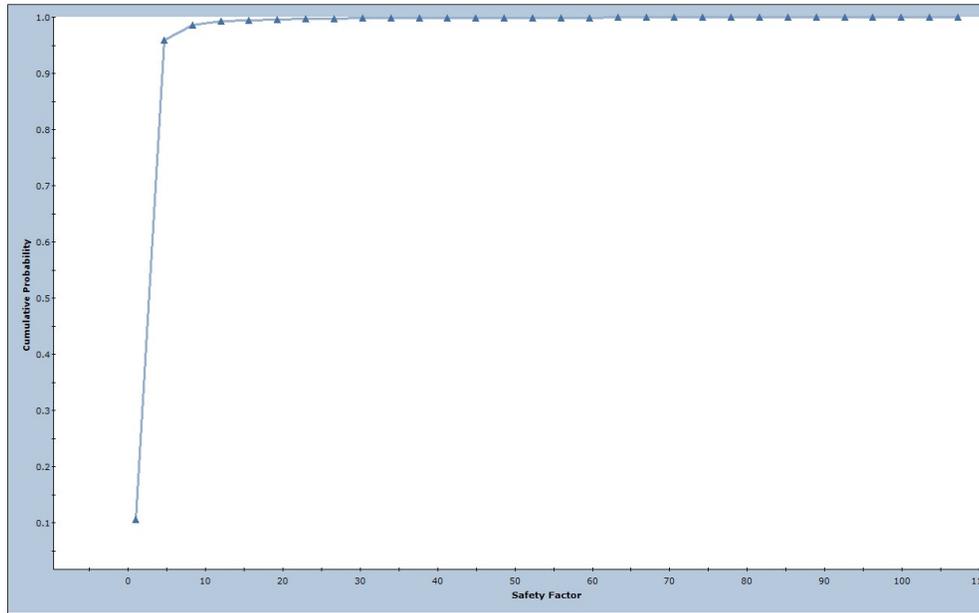


Figura 5-6 Curva di distribuzione cumulativa del fattore di sicurezza per lo scivolamento planare lungo il piano Jn3. Margine sinistro Angosto Chepete

5.2.4 Fronte Destro

Dall'analisi probabilistica dei possibili cinematismi nei confronti dello scivolamento planare, eseguita nella sezione 4.3.2, emerge che, sul **fronte destro** dell'Angosto Chepete, avente un'inclinazione media pari a 68° , tale meccanismo può avvenire lungo i piani di discontinuità **Jn2** e **Jn6**, con una probabilità di accadimento rispettivamente pari al 32.40% e al 3.30%.

Dall'elaborazione dei dati raccolti durante il rilievo geostrutturale, sono stati attribuiti i valori di media e deviazione standard dell'angolo di inclinazione dei piani Jn2 e Jn6 e i valori di persistenza riportati in tabella 5.2-7.

Margine destro Angosto Chepete			
Piano di scivolamento	ψ [°]		Persistenza [m]
	Media	δ	
Jn2	70	10	20
Jn6	70	14	20

Tabella 5.2-7 Dati statistici dei piani Jn2 e Jn6

Si noti come i due piani hanno la medesima persistenza e il medesimo valor medio dell'angolo di inclinazione (ψ). Essendo il piano Jn6 caratterizzato da una deviazione standard superiore a quella del piano Jn2, è lecito modellare il versante esclusivamente inserendo come superficie di scivolamento il piano Jn6, giacché Jn2 rappresenta, nel caso in esame, una sottopopolazione di tutte le possibili combinazioni del piano Jn6.

Analogamente a quanto fatto nel paragrafo 5.2.3, si è proceduto alla modellazione del cuneo soggetto a scivolamento planare che si forma sul fronte destro dell'Angosto Chepete a seguito della mutua intersezione tra il piano di discontinuità Jn6 con il fronte e il piano campagna.

Il cuneo cui corrisponde il fattore di sicurezza critico, pari a 0.35, ha il seguente aspetto (Figure 5-7, 5-8):

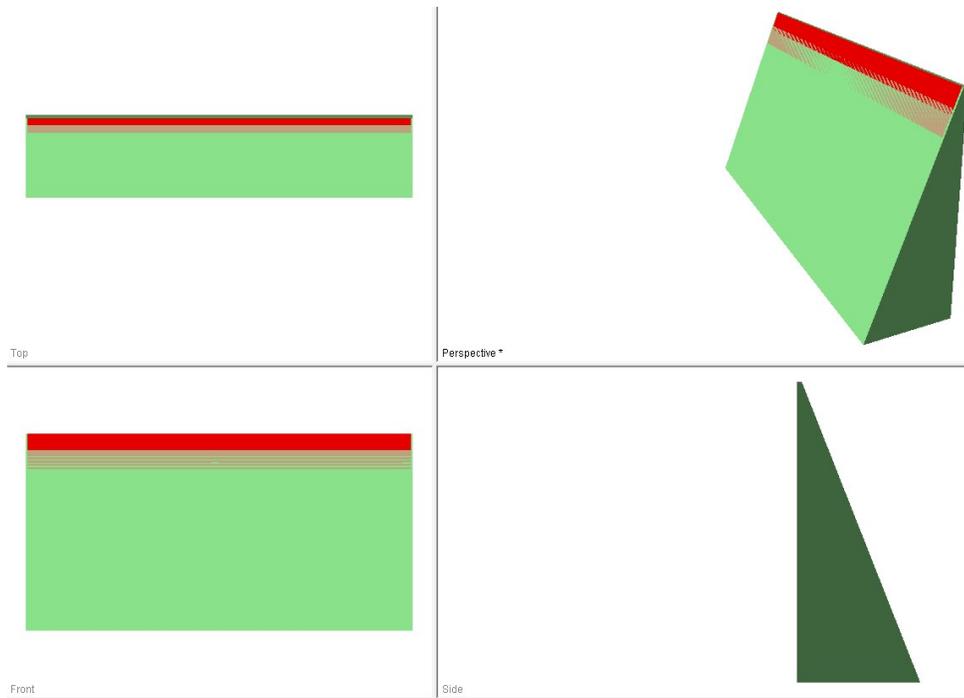


Figura 5-7 Rappresentazione del cuneo critico di scivolamento planare lungo il piano Jn6. Margine destro Angosto Chepete

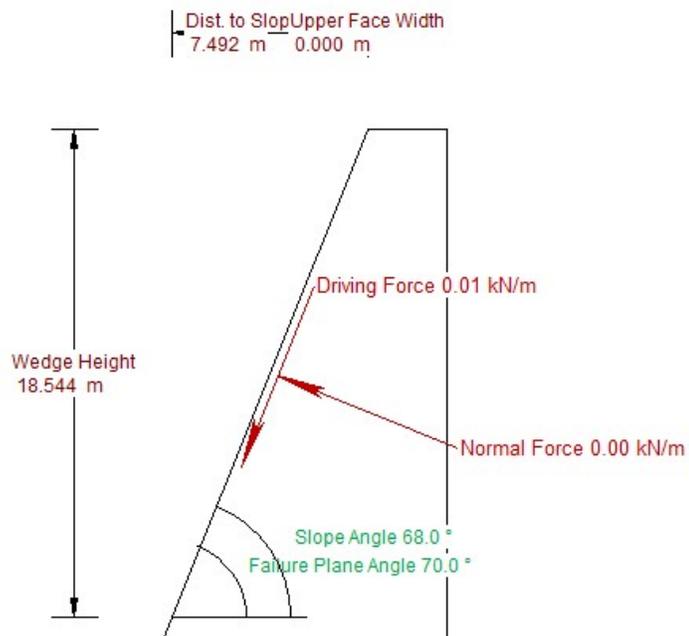


Figura 5-8 Rappresentazione grafica della geometria del cuneo critico e delle azioni agenti sul piano Jn3. Margine sinistro Angosto Chepete

Nelle figure 5-9 e 5-10 si mostrano rispettivamente l'istogramma di frequenza del fattore di sicurezza e la curva di distribuzione di probabilità cumulata, da cui risulta una probabilità di rottura pari al 41.0%.

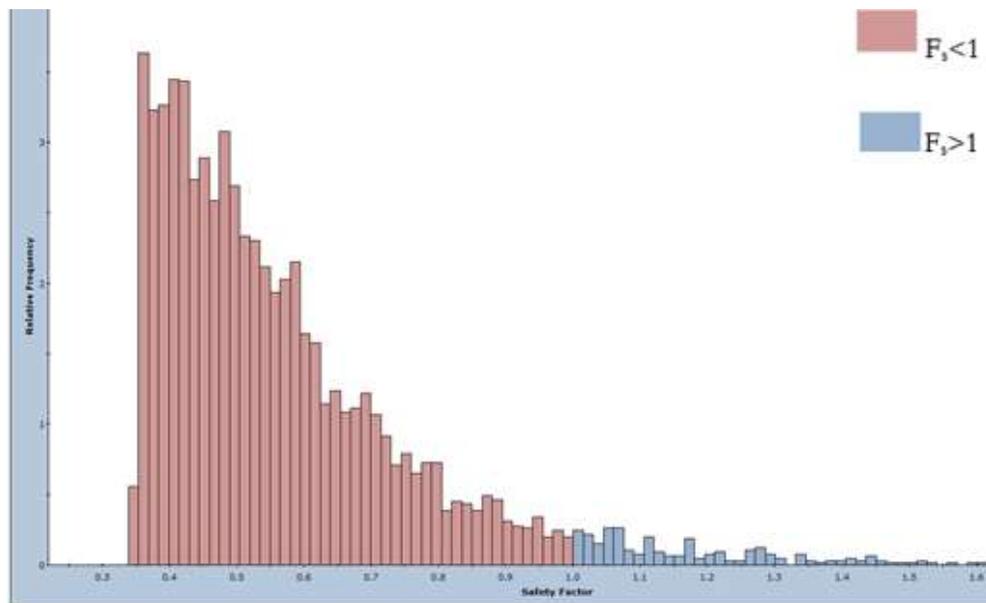


Figura 5-9 Iistogramma di frequenza del fattore di sicurezza per lo scivolamento planare lungo il piano Jn6. Margine destro Angosto
Chepete

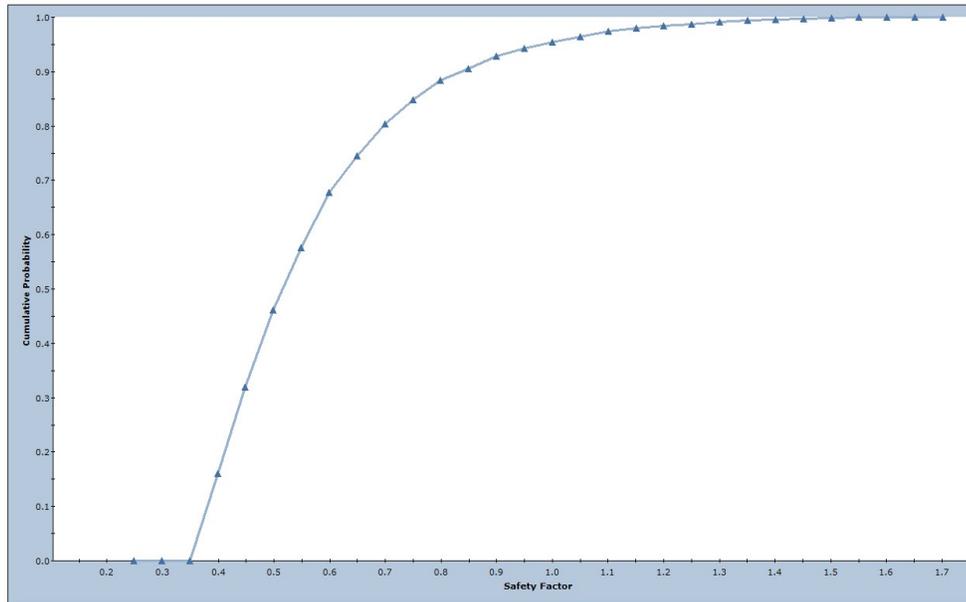


Figura 5-10 Curva di distribuzione cumulativa del fattore di sicurezza per lo scivolamento planare lungo il piano Jn6. Margine destro Angosto Chepete

5.3 SCIVOLAMENTO 3D

Le analisi probabilistiche dei cinematismi nei confronti dello scivolamento a cuneo tridimensionale, eseguite nelle sezioni 4.2.2 e 4.3.2, rispettivamente sul fronte sinistro e destro dell'Angosto Chepete, hanno evidenziato, in accordo al metodo Romana implementato all'interno del codice di calcolo programmato su Visual Basic (Allegato 1), la possibilità che avvenga tale cinematismo a seguito delle intersezioni tra i piani riportati in tabella 5.3-1.

MARGINE	INTERSEZIONI TRA I PIANI	PROBABILITA' [%]
Sinistro	ST-Jn4	0,00
	Jn3-Jn4	5,03
	Jn2c-Jn4	0,30
	Jn2c-Jn3	1,63
Destro	ST-Jn6	0,14
	ST-Jn4	0,31
	ST-Jn2	0,75
	Jn2-Jn6	18,84
	Jn2-Jn4	0,02

Tabella 5.3-1 Intersezioni instabili tra i piani di discontinuità. Angosto Chepete

Si è proceduto, come nel precedente paragrafo 5.2 dedicato allo scivolamento planare, alla preliminare determinazione statistica del fattore di sicurezza e al successivo calcolo della probabilità di rottura per ciascuna combinazione di intersezione tra i piani suddetti.

Come precedentemente introdotto, sono state prese in considerazione esclusivamente le intersezioni per le quali l'analisi probabilistica dei cinematismi a cuneo abbia mostrato una probabilità di accadimento superiore al valore soglia di 5×10^{-4} , escludendo dalla modellazione le rette di intersezione tra i piani ST-Jn4 e Jn2-Jn4 che mostrano probabilità di accadimento rispettivamente pari a 0.00% e 0.02% (Tabella 5.3-1).

L'analisi probabilistica per la valutazione della stabilità di entrambi i fronti dell'Angosto Chepete verrà condotta, per ciascuna delle intersezioni succitate, mediante l'ausilio del software Swedge, che consente di valutare statisticamente il fattore di sicurezza nei confronti dello scivolamento a cuneo tridimensionale, in accordo ai metodi all'equilibrio

limite, tenendo conto dell'aleatorietà delle giaciture dei piani rilevati in situ nel corso del rilievo geostrutturale.

5.3.1 Descrizione del software Swedge

Swedge è un software fornito da Rocscience che consente di valutare la stabilità di cunei in roccia tridimensionali generati dall'intersezione tra:

- due piani di discontinuità;
- il fronte del versante;
- il piano campagna;
- il giunto di trazione, se presente.

L'analisi di stabilità dei cunei tridimensionali viene condotta in accordo ai metodi all'equilibrio limite.

La geometria tipica di un cuneo sottoposto a potenziale scivolamento tridimensionale è rappresentata in figura 5-11:

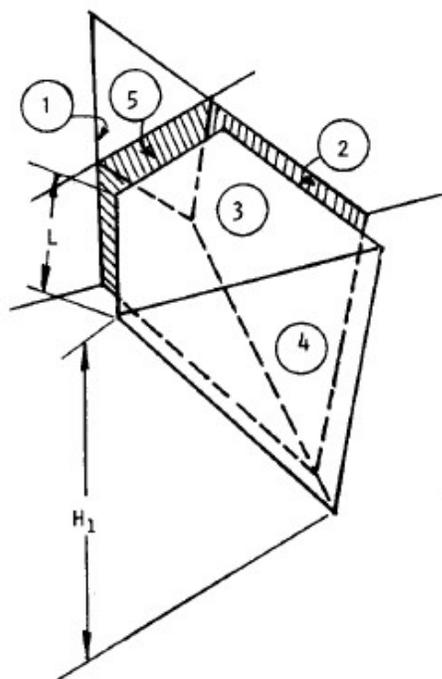


Figura 5-11 Geometria tipica di un cuneo tridimensionale. Fonte: Rocscience, 2017

dove:

- 1,2 = piani di discontinuità che si intersecano;
- 3 = superficie del piano campagna;
- 4 = fronte del versante;
- 5 = giunto di trazione;
- H_1 = Altezza del versante;
- L = distanza del giunto di trazione dalla cresta del versante, misurata lungo la traccia del piano di discontinuità 1.

Il cinematismo studiato dal software consiste in uno scivolamento traslazionale lungo la direzione della retta di intersezione tra i due piani di

discontinuità, trascurando eventuali movimenti rotazionali e di ribaltamento.

Il software consente di valutare la stabilità dei cunei tridimensionali di roccia seguendo tre tipologie di approcci:

- **Approccio deterministico**, in cui vengono attribuiti alle grandezze che governano il cinematisimo valori “noti a priori”;
- **Approccio probabilistico**, in cui si tiene conto dell’incertezza legata alla misura delle suddette grandezze, assegnando ad esse un valor medio e una deviazione standard;
- **Approccio combinato**, in cui è possibile inserire un numero discreto di discontinuità e valutare la stabilità dei cunei che si formano da tutte le possibili combinazioni di intersezione tra due coppie di giunti.

Al fine della modellazione, è necessario introdurre all’interno del software parametri di input riguardanti geometria, caratteristiche fisiche e meccaniche e criteri di resistenza relativi alle varie parti che compongono il versante stesso. La forma con cui vengono definiti tali parametri di input dipende dalla tipologia di approccio che si sceglie di seguire per il problema in esame.

Nel dettaglio, dovranno essere introdotti i seguenti parametri di input:

- **Parametri geometrici**
 - Giacitura del fronte di scavo, dei piani di discontinuità e del giunto di trazione (se presente) in termini di DIP e DIP DIRECTION;
 - Altezza del versante;
 - Inclinazione del piano campagna, misurato rispetto la direzione orizzontale;
 - Persistenza dei piani di discontinuità.
- **Parametri idrici**
 - Livello di falda (se presente);
 - Conducibilità idraulica del mezzo;
- **Parametri fisici e meccanici**
 - Peso specifico della roccia intatta;
 - Angolo di attrito lungo il piano di discontinuità;
 - Coesione, lungo i piani di discontinuità.

Una volta modellato il versante, il software consente la determinazione del fattore di sicurezza relativa ad esso, sulla base del quale viene valutata la stabilità dello stesso.

Il software consente altresì di inserire gli interventi atti a stabilizzare il versante e a ricondurre l'analisi di stabilità in presenza di essi.

Qualora si decida di condurre un'analisi di tipo probabilistico, il software consente altresì di ottenere:

- Istogramma di frequenza del fattore di sicurezza;

- Curva di probabilità cumulata del fattore di sicurezza;
- Rappresentazione grafica di tutte le possibili combinazioni di piani stabili e instabili su stereogramma equatoriale.

5.3.2 Costruzione del modello

L'analisi di stabilità, in termini probabilistici, nei confronti dello scivolamento a cuneo tridimensionale, è stata condotta attribuendo una distribuzione Fisher ai parametri che identificano la giacitura di ciascun piano di discontinuità, quali Dip e Dip Direction, essendo possibile assegnare a ciascuno di essi un valore medio e una deviazione standard, per tener conto delle naturali variazioni intrinseche legate ai piani di discontinuità rilevati in situ.

Sono stati, di contro, assegnati come deterministici i parametri geometrici dei fronti, nonché le giaciture degli stessi, giacché dati proposti per il presente progetto.

Nel caso in esame, vengono attribuiti i seguenti parametri di modello:

- **Parametri Geometrici**
 - Altezza dello scavo : 173 m;
 - Giacitura del fronte sinistro: DIP = 45 °, DIP DIRECTION = 144 °
 - Giacitura del fronte destro: DIP = 68 °, DIP DIRECTION = 325 °

- Inclinazione del piano campagna, rispetto alla direzione orizzontale: 0 °;
- Assenza di giunto di trazione.
- **Parametri fisici e meccanici**
 - Peso specifico della roccia intatta, γ : 24 kn/m³
 - Angolo di attrito lungo i piani di discontinuità, Φ' : 41°
 - Coesione, c' : 0 MPa
 - Assenza di falda;
 - Assenza di forze sismiche.

È stato assunto, come usualmente accade nei problemi di stabilità degli scavi in roccia, il criterio di resistenza lungo i piani di discontinuità di Mohr – Coulomb (1773), la cui formulazione, per ciascun punto appartenente al piano di discontinuità è riportata nel seguito:

$$\tau_R = c' + \sigma' \tan \phi'$$

dove:

- c' : coesione lungo i piani di discontinuità;
- Φ' : angolo di attrito lungo i piani di discontinuità;
- σ' : tensione normale al piano di discontinuità;
- τ_R : tensione resistente lungo il piano di discontinuità.

5.3.3 Fronte Sinistro

L'analisi probabilistica dei cinematismi a cuneo, condotta per il fronte sinistro dell'Angosto Chepete e riportata nel paragrafo 4.2, ha evidenziato delle potenziali instabilità a seguito della mutua intersezione dei piani riportati in tabella 5.3-2

INTERSEZIONI TRA I PIANI	PROBABILITA' [%]
ST-Jn4	0,00
Jn3-Jn4	5,03
Jn2c-Jn4	0,30
Jn2c-Jn3	1,63

Tabella 5.3-2 Rette di intersezione tra i piani potenzialmente instabili. Margine sinistro Angosto Chepete

le cui giaciture e persistenze sono riportate in tabella 5.3-3:

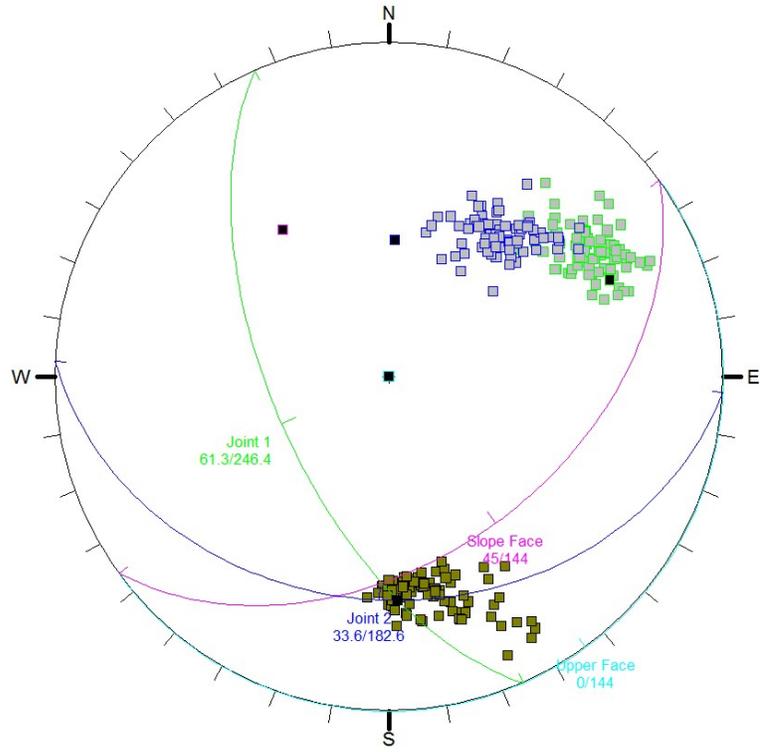
Margine sinistro Angosto Chepete					
Piano	α [°]		ψ [°]		Persistenza [m]
	Media	δ	Media	δ	
ST	245	8	56	10	2
Jn2c	160	10	60	13	15
Jn3	130	12	32	12	2
Jn4	210	4	58	12	1

Tabella 5.3-3 Giaciture dei piani che si intersecano. Margine sinistro Angosto Chepete

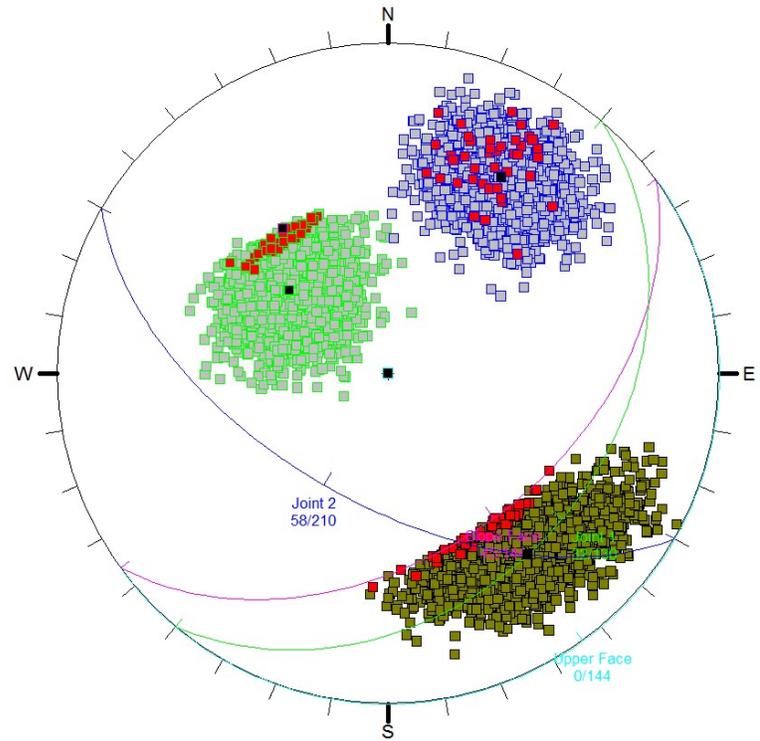
Al fine di valutare la probabilità di rottura e di procedere nella successiva progettazione degli interventi di stabilizzazione del versante è

stato realizzato, per ciascuna delle suddette coppie di piani che si intersecano, un modello geostrutturale mediante l'ausilio del software Swedge, che ha consentito di ottenere una rappresentazione grafica su stereogramma equatoriale, per ciascun modello (Figura 5-12), contenente:

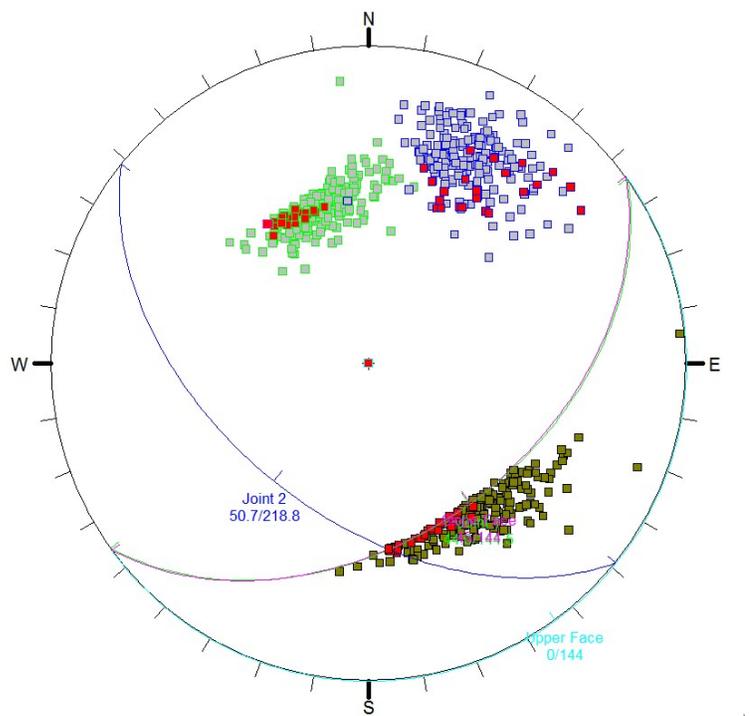
- Le ciclografiche dei piani che si intersecano (Joint 1, Joint 2);
- La ciclografica del fronte di scavo (Slope face);
- I poli dei suddetti piani, ottenuti facendo variare i valori medi di giacitura delle relative deviazioni standard;
- I poli delle intersezioni di tutte le possibili combinazioni di Dip e Dip Direction dei suddetti piani, in verde (Popolazione);
- I poli dei piani e delle intersezione corrispondenti a rottura, in rosso (Casi totali).



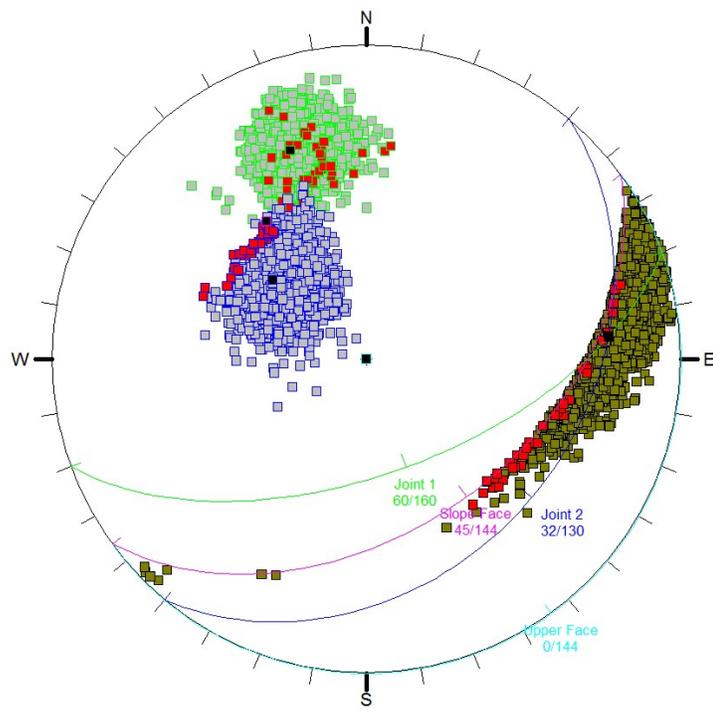
a)



b)



c)



d)

Figura 5-12 Rappresetazione grafica su stereogramma equatoriale. a) Modello ST – Jn4, b) Modello Jn3 – Jn4, c) Modello Jn2 – Jn4, d) Modello Jn2x – Jn3

L'analisi probabilistica dei cinematismi, eseguita al paragrafo 4.2, ha restituito una probabilità di rottura nulla nei confronti dello scivolamento tridimensionale a seguito dell'intersezione tra i piani ST e Jn4. Escluso questo cinematismo dalla modellazione.

I modelli realizzati per le intersezioni tra i piani Jn3 – Jn4, Jn2c-Jn4 e Jn2c-Jn3 hanno mostrato, di contro, risultati confrontabili in termini sia di probabilità di rottura che di dimensioni dei cunei soggetti a scivolamento.

In particolare, analizzando gli istogrammi di frequenza e le curve di distribuzione cumulativa associate a ciascun modello in esame, la probabilità di rottura assume valori compresi tra un massimo di 1.68% (Figure 5-13, 5-14) e un minimo di 0.44% (Figure 5-15, 5-16), corrispondenti rispettivamente ai cunei formati dall'intersezione tra i piani Jn3 – Jn4 e i piani Jn2c – Jn4. La probabilità di rottura per il cuneo che si forma dall'intersezione tra i piani Jn2c e Jn3 risulta invece pari a 1.44% (Figure 5-17, 5-18).

Essendo la persistenza dei giunti relativamente ridotta, le dimensioni dei cunei sono molto modeste, con valori in peso dell'ordine di grandezza di 1 kN.

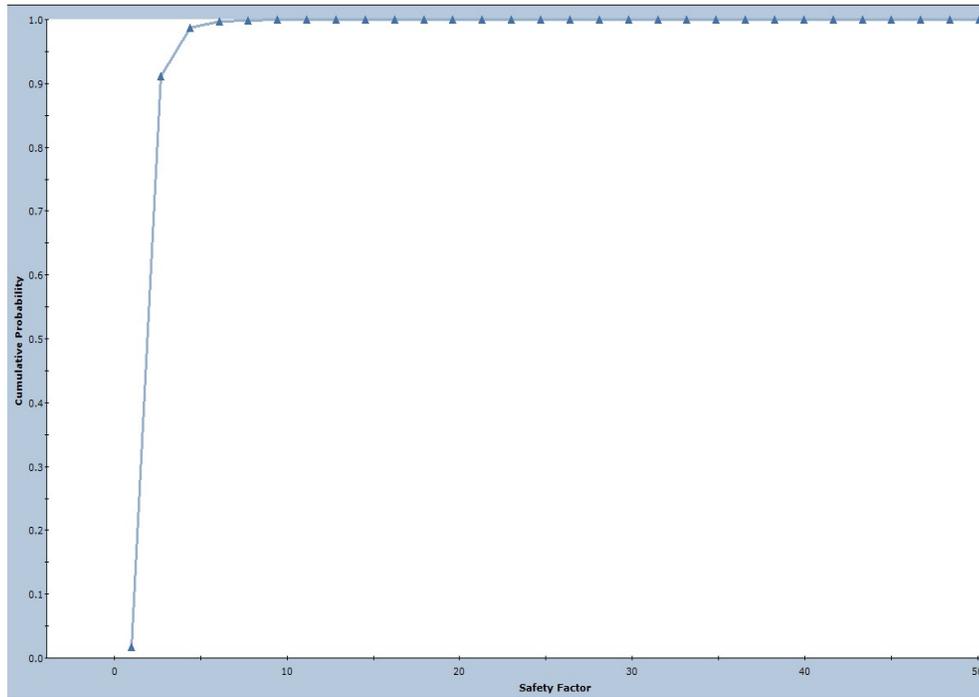


Figura 5-13 Distribuzione di probabilità cumulata. Modello Svedge Jn3 – Jn4

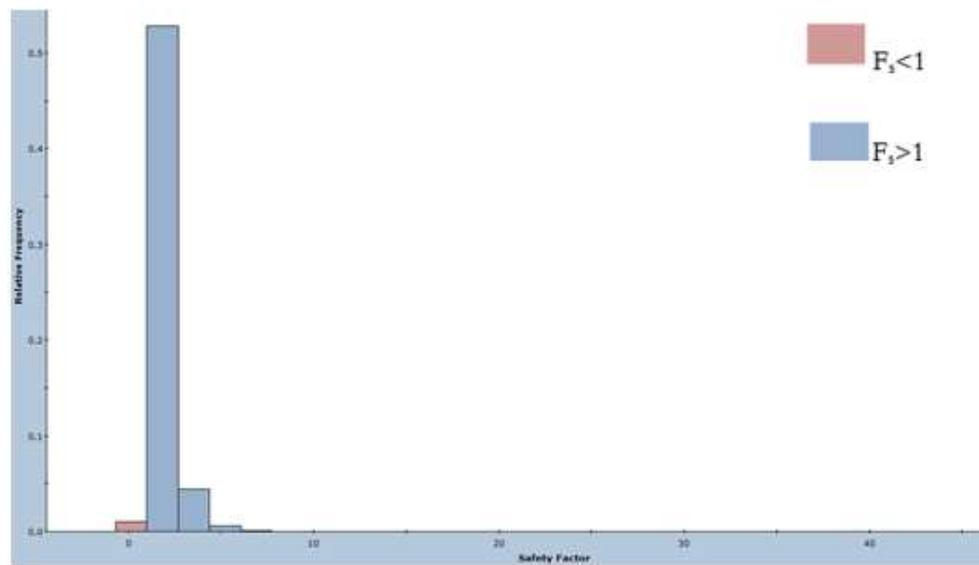


Figura 5-14 Istogramma di frequenza. Modello Svedge Jn3 – Jn4

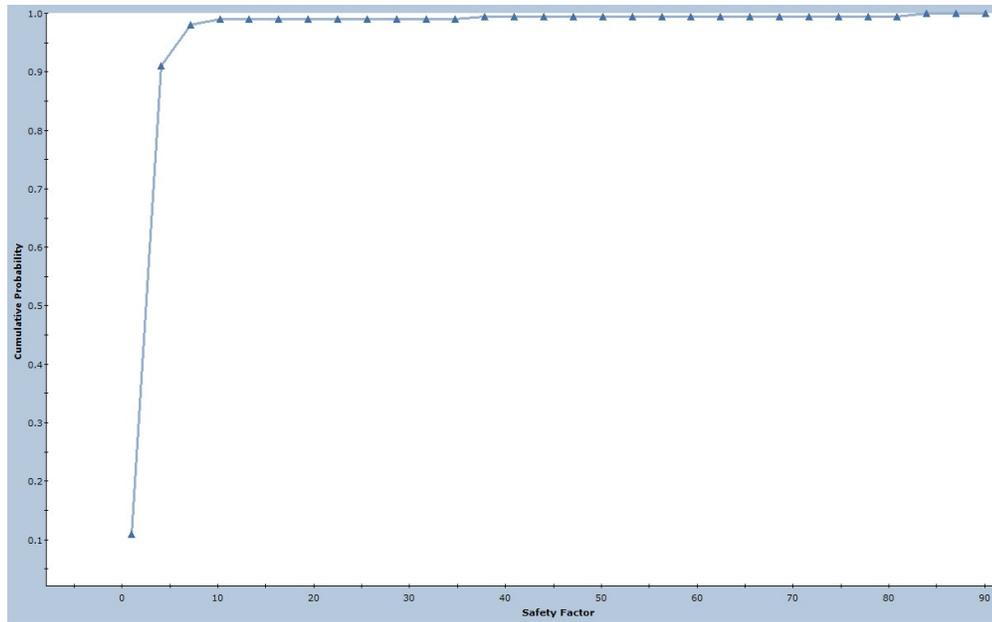


Figura 5-15 Distribuzione di probabilità cumulata. Modello Swedge Jn2c – Jn4

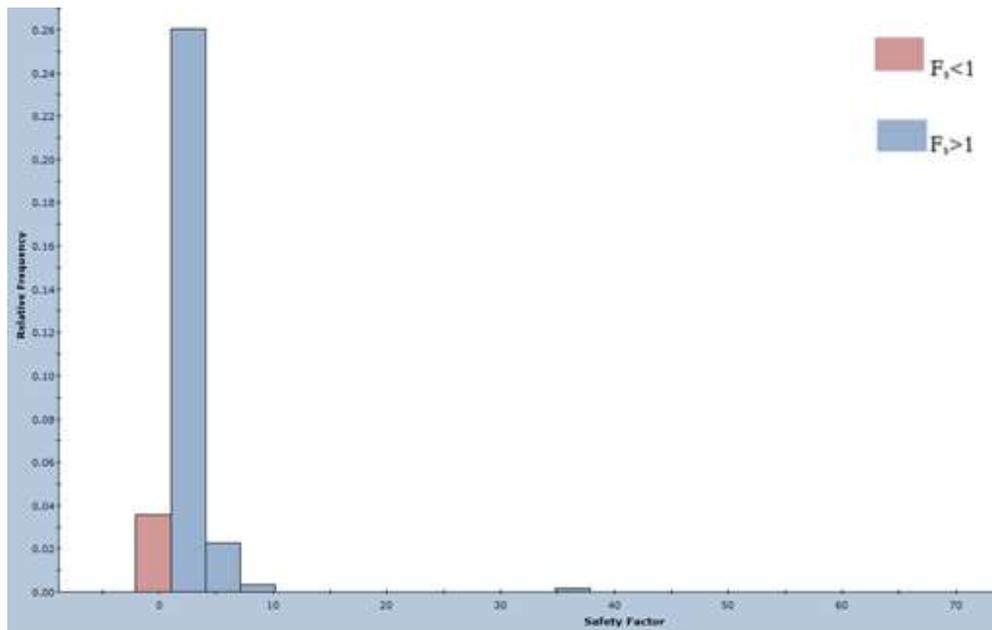


Figura 5-16 Istogramma di frequenza. Modello Swedge Jn2c – Jn4

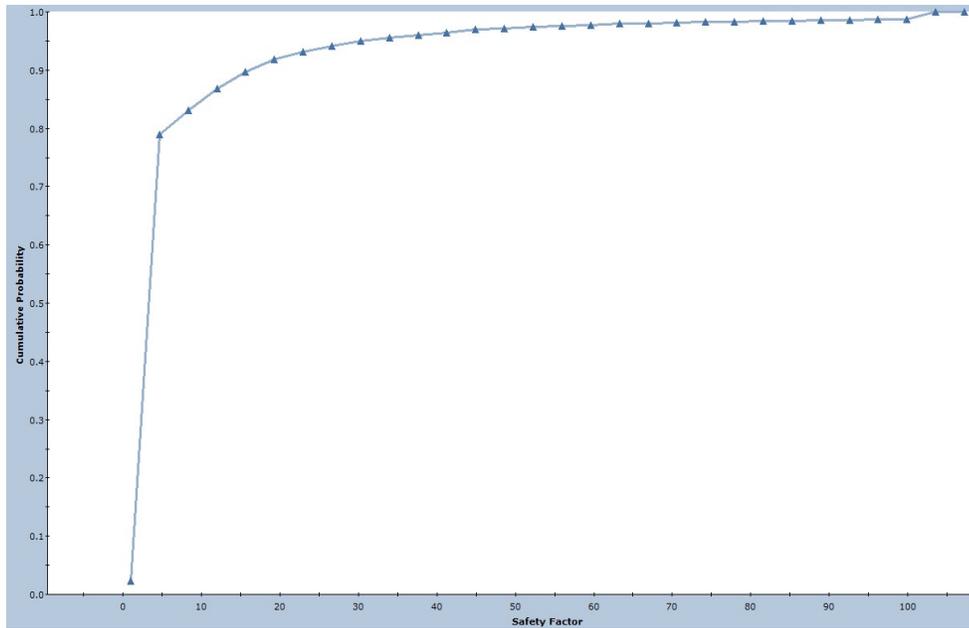


Figura 5-17 Distribuzione di probabilità cumulata. Modello Swedge Jn2c – Jn3

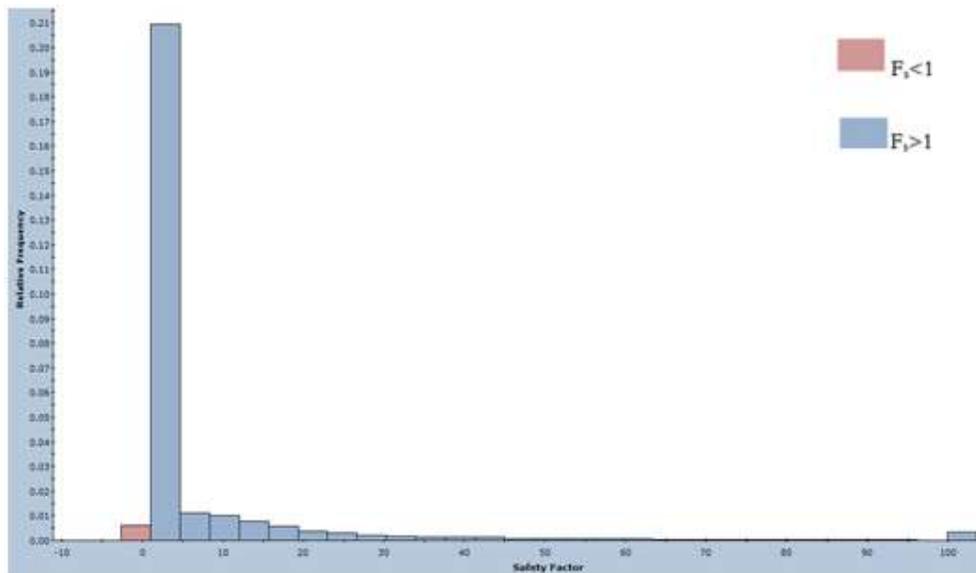


Figura 5-18 Istogramma di frequenza. Modello Swedge Jn2c – Jn3

5.3.4 Fronte Destro

L'analisi probabilistica dei cinematismi a cuneo, condotta per il fronte destro dell'Angosto Chepete, riportata nel paragrafo 4.3, ha evidenziato delle potenziali instabilità a seguito della mutua intersezione dei piani riportati in tabella 5.3-4:

INTERSEZIONI TRA I PIANI	PROBABILITA' [%]
ST-Jn6	0,14
ST-Jn4	0,31
ST-Jn2	0,75
Jn2-Jn6	18,84
Jn2-Jn4	0,02

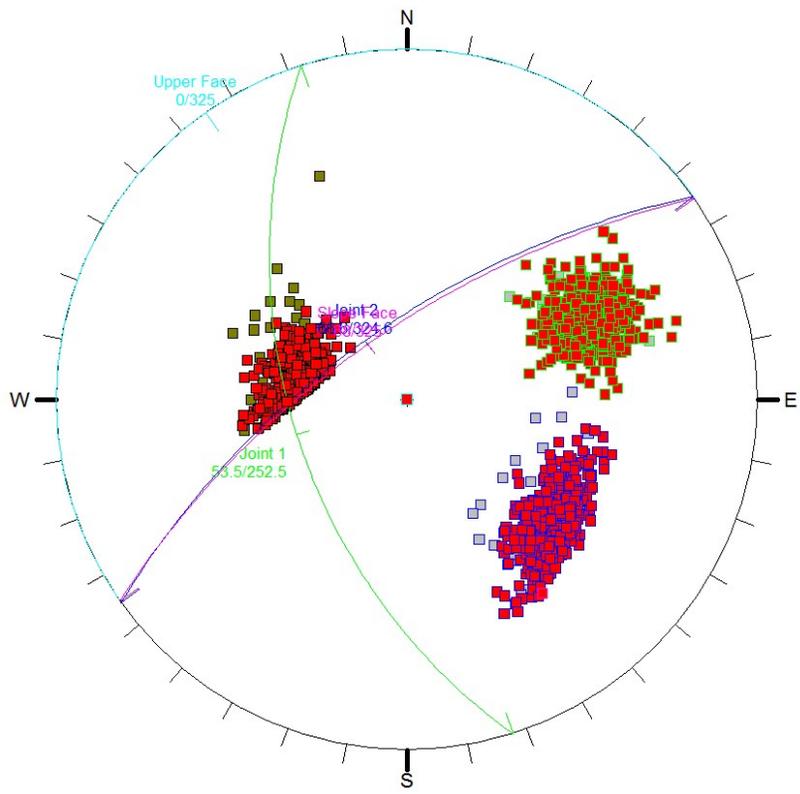
Tabella 5.3-4 Rette di intersezione potenzialmente instabili. Margine destro Angosto Chepete

Le cui giaciture e persistenze sono riportate in tabella 5.3-5.

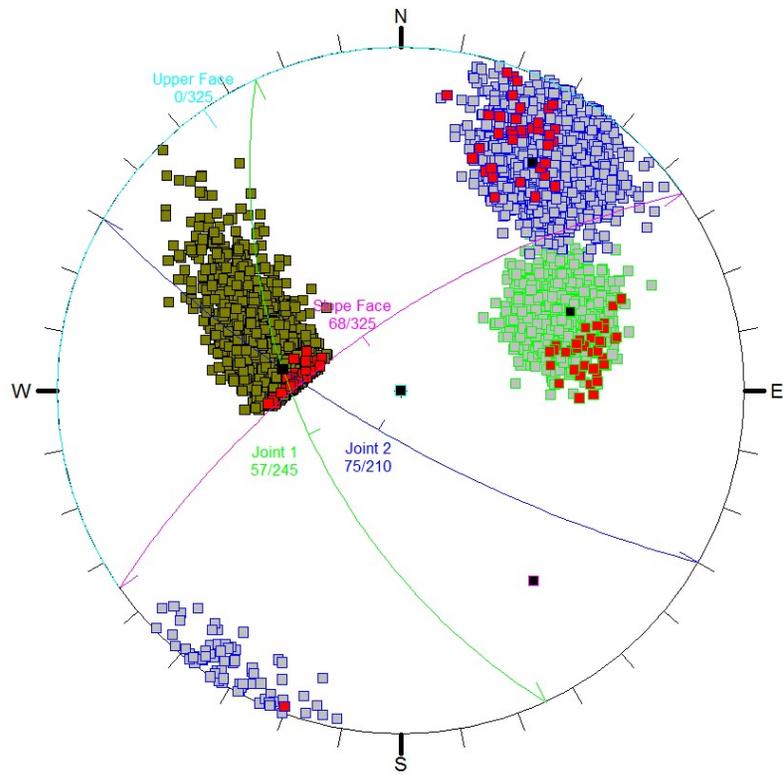
Margine destro Angosto Chepete					
Piano	α [°]		ψ [°]		Persistenza [m]
	Media	δ	Media	δ	
ST	245	8	57	10	2
Jn2	337	10	70	10	20
Jn4	210	4	75	12	2
Jn6	305	13	70	14	20

Tabella 5.3-5 Giaciture dei piani che si intersecano. Margine destro Angosto Chepete

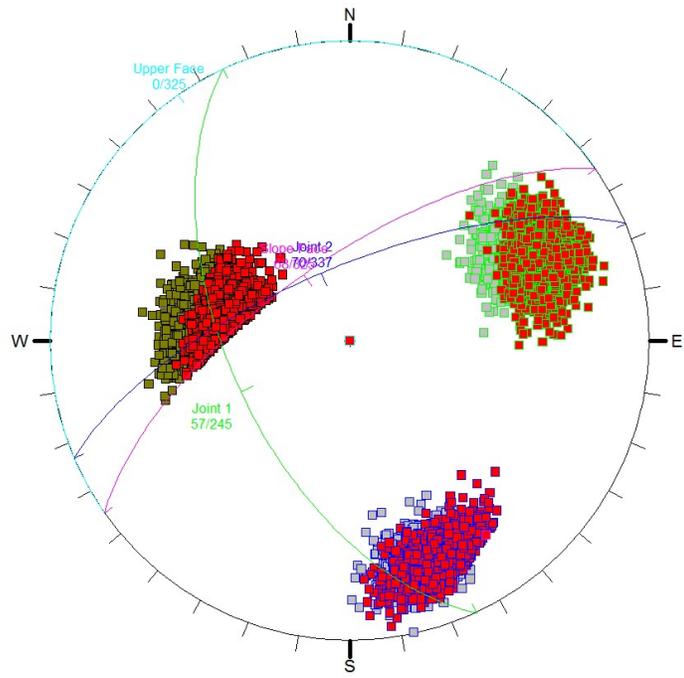
Analogamente a quanto fatto per il margine sinistro dell'Angosto Chepete, sono state riportate in figura 5-19 le rappresentazioni grafiche su stereogramma equatoriale i cui elementi sono stati descritti alla sezione 5.3.3.



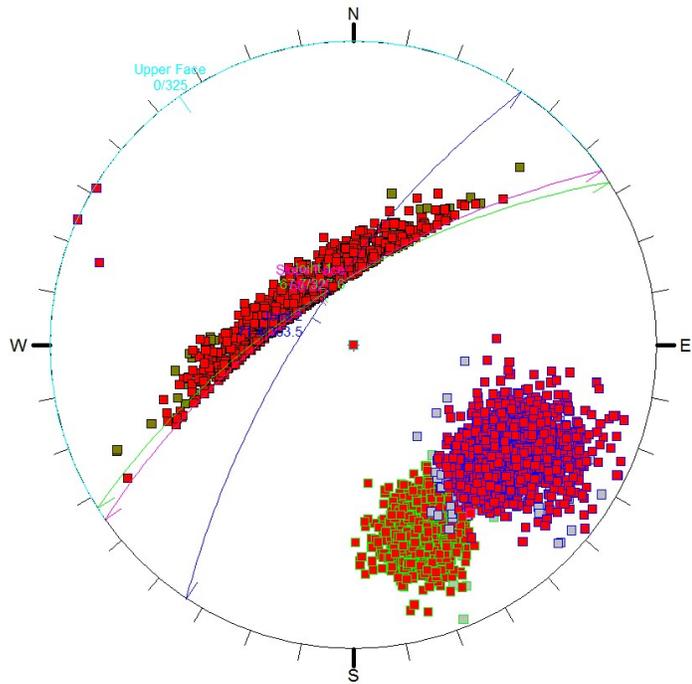
(a)



(b)



(c)



(d)

Figura 5-19 Rappresetazione grafica su stereogramma equatoriale. a) Modello ST – Jn6, b) Modello ST – Jn4, c) Modello ST – Jn2, d) Modello Jn2 – Jn6

Al fine di valutare la probabilità di rottura, è stato realizzato, per ciascuna delle suddette coppie di piani che si intersecano, fatta eccezione per l'intersezione tra i piani Jn2 e Jn4 avente una probabilità inferiore al valore soglia prestabilito, un modello geostrutturale utilizzando il software Swedge.

Diversamente da quanto osservato sul fronte sinistro, sul fronte destro i cunei che si formano mostrano una elevata variabilità in termini di forma e probabilità di rottura, pertanto i vari modelli verranno trattati e discussi separatamente.

Modello ST – Jn6

Il cuneo che si forma dall'intersezione tra i piani ST e Jn6 ha un fattore di sicurezza critico pari a 0.37.

L'analisi probabilistica nei confronti dello scivolamento a cuneo tridimensionale, condotta mediante l'utilizzo del software Swedge, ha restituito una probabilità di rottura pari al 16.92%, come si evince dai grafici della curva di distribuzione cumulativa (Figura 5-20) e dell'istogramma di frequenza (Figura 5-21).

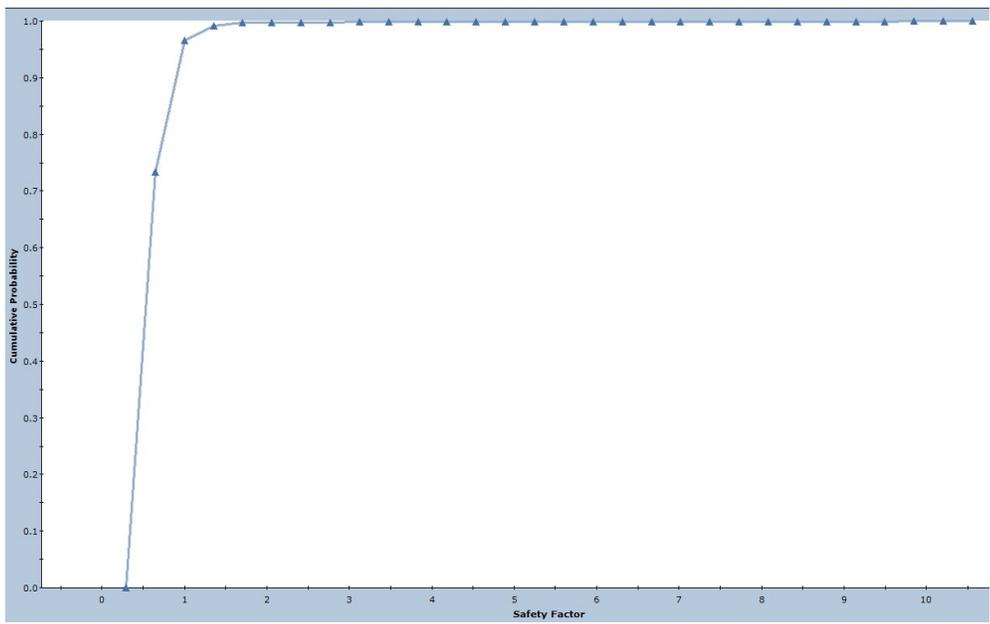


Figura 5-20 Distribuzione di probabilità cumulata. Modello Swedge ST - Jn6

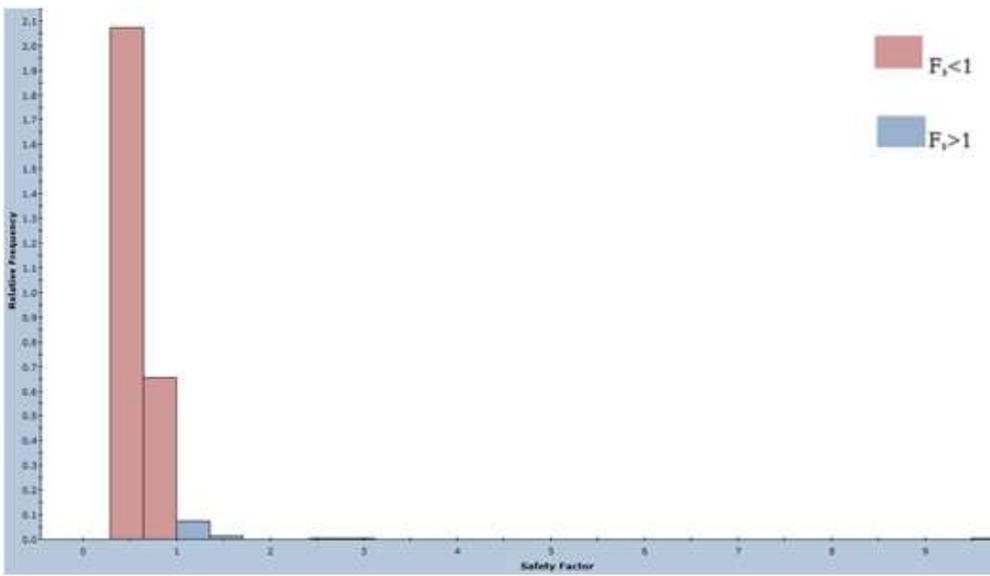


Figura 5-21 Istogramma di frequenza. Modello Swedge ST - Jn6

Modello ST – Jn2

Il cuneo che si forma dall'intersezione tra i piani ST e Jn2 ha un fattore di sicurezza critico pari a 0.37.

L'analisi probabilistica nei confronti dello scivolamento a cuneo tridimensionale, condotta mediante l'ausilio del software Swedge, ha restituito una probabilità di rottura pari al 49.8%, come si evince dai grafici della curva di distribuzione cumulativa (Figura 5-22) e dell'istogramma di frequenza (Figura 5-23).

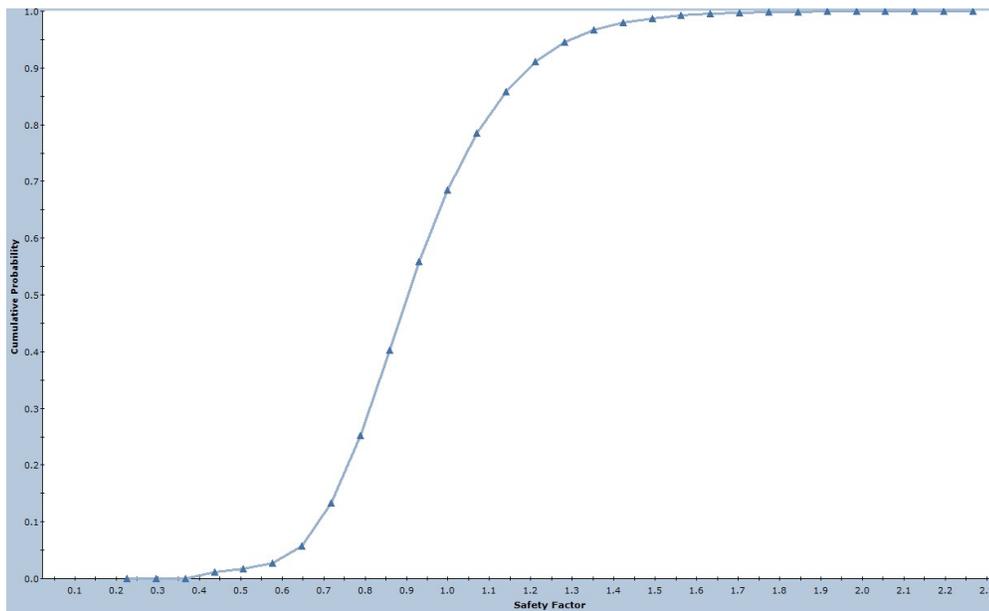


Figura 5-22 Distribuzione di probabilità cumulata. Modello Swedge ST- Jn2

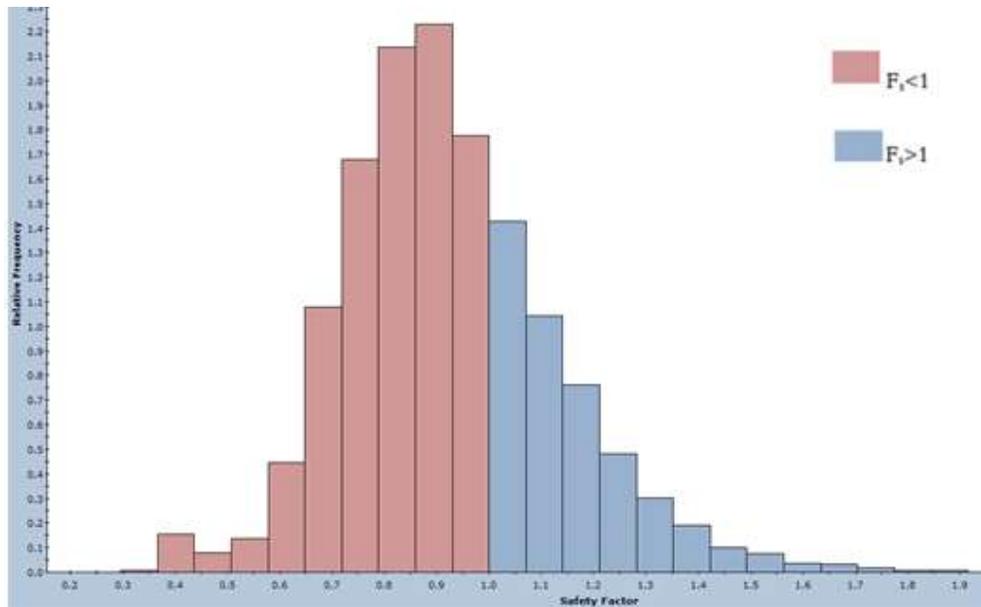


Figura 5-23 Istogramma di frequenza. Modello Swedge ST - Jn2

Modello Jn2 – Jn6

Il cuneo che si forma dall'intersezione tra i piani Jn2 e Jn6 ha un fattore di sicurezza critico pari a 0.35.

L'analisi probabilistica nei confronti dello scivolamento a cuneo tridimensionale, condotta mediante l'ausilio del software Swedge, ha restituito una probabilità di rottura pari al 40.52%, come si evince dai grafici della curva di distribuzione cumulativa (Figura 5-24) e dell'istogramma di frequenza (Figura 5-25).

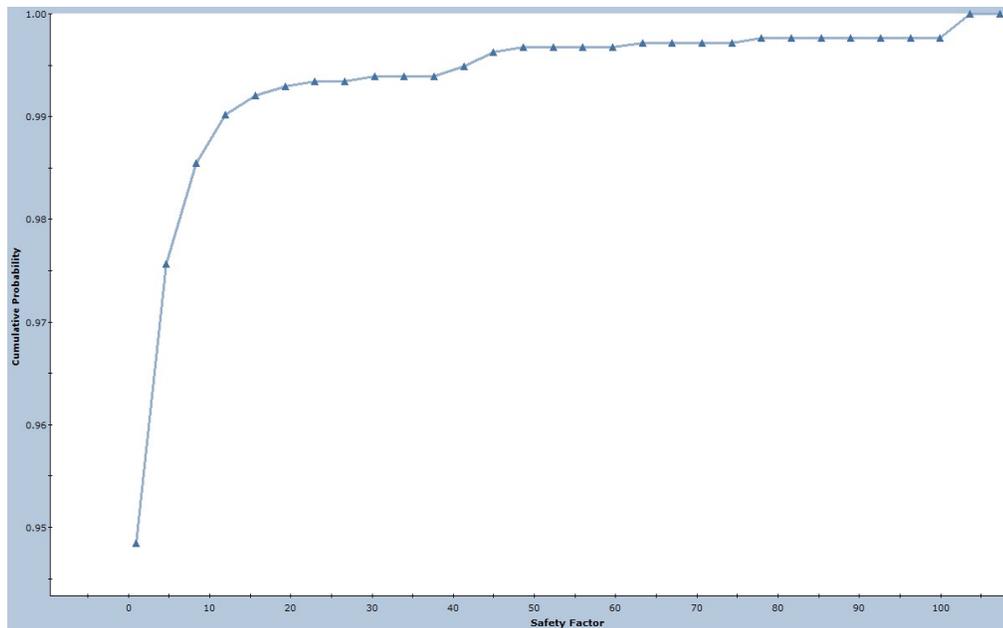


Figura 5-24 Distribuzione di probabilità cumulata. Modello Svedge Jn2 - Jn6

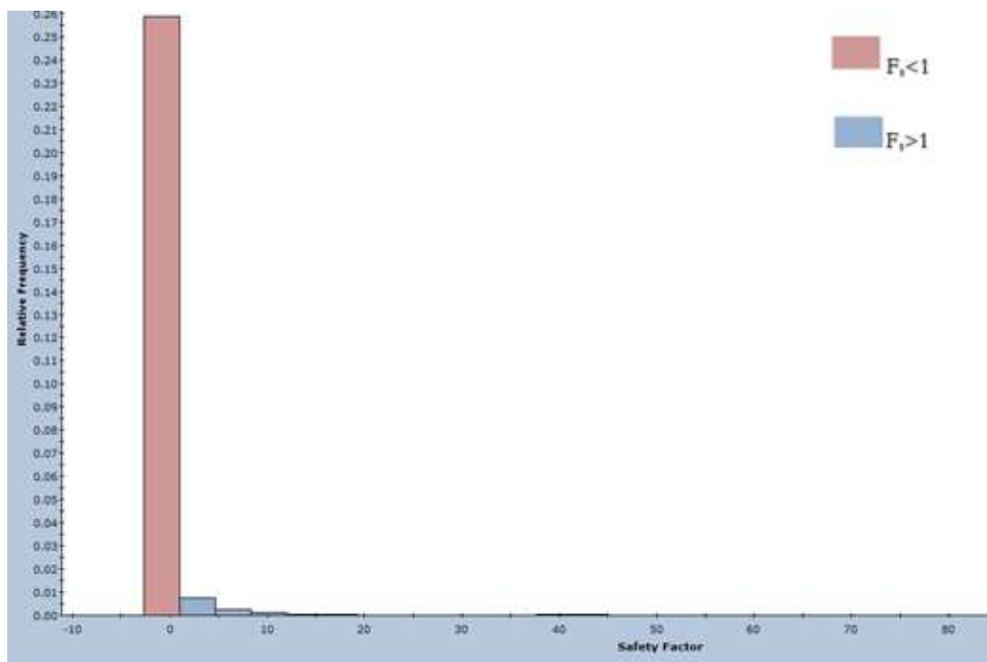


Figura 5-25 Istogramma di frequenza. Modello Svedge Jn2 - Jn6

Modello ST – Jn4

Il cuneo che si forma dall'intersezione tra i piani ST e Jn4 ha un fattore di sicurezza critico pari a 0.39.

Al modello ST – Jn4 corrisponde una probabilità di rottura pari all'1.58%, come si evince dai grafici della curva di distribuzione cumulativa (Figura 5-26) e dell'istogramma di frequenza (Figura 5-27).

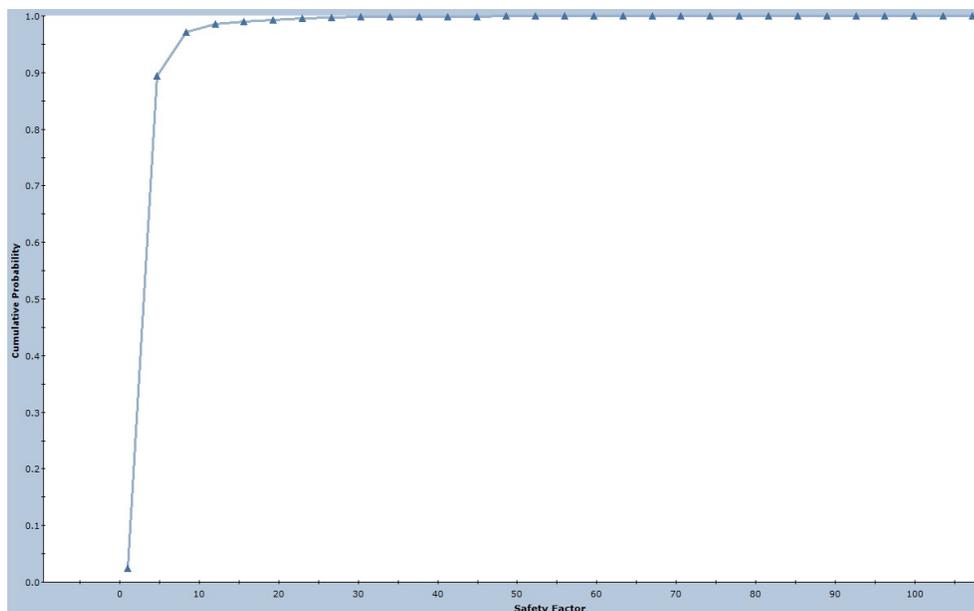


Figura 5-26 Distribuzione di probabilità cumulata. Modello Svedge ST - Jn4

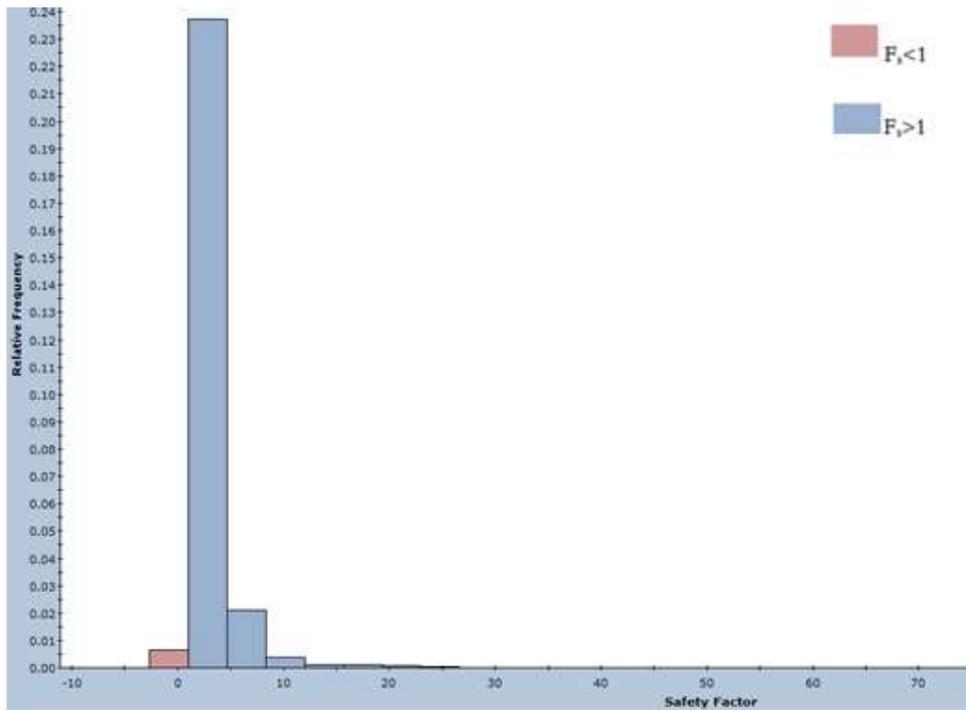


Figura 5-27 Istogramma di frequenza. Modello Swedge ST - Jn4

5.4 TOPPLING

L'analisi probabilistica dei cinematismi eseguita al capitolo 4 su entrambi i fronti dell'Angosto Chepete nei confronti del toppling (Tabella 5.4-1) ha evidenziato, in accordo con il metodo Romana implementato all'interno del codice di calcolo programmato su Visual Basic, la possibilità che avvenga tale cinematismo esclusivamente sul margine sinistro, a seguito dell'intersezione tra i piani sub – paralleli al fronte, Jn2 e Jn6 con il piano Jn3, sub – ortogonale ad essi.

Analisi Probabilistica dei cinematismi – Toppling			
FRONTE	PIANO SUB-ORIZZONTALE	PIANO SUB-VERTICALE	P_{TOPPLING} [%]
DX	-	-	-
SX	Jn3	Jn2	15.65
		Jn6	2.94

Tabella 5.4-1 Analisi probabilistica dei cinematismi per toppling, Agosto Chepete

Si noti che, fissando l'inclinazione del piano di base, Jn3, a 32°, il toppling avviene per inclinazioni dei piani sub-paralleli al fronte, Jn2 e Jn6, che variano all'interno dei seguenti intervalli:

$$87^\circ < \psi_{Jn2} < 90^\circ$$

$$87^\circ < \psi_{n6} < 89^\circ$$

Ai fini della modellazione, pertanto, è stato possibile considerare esclusivamente il piano Jn2 giacché, a parità di tutti gli altri parametri geometrici e meccanici, il piano Jn6 rappresenta una sottopopolazione del piano Jn2.

Inoltre, è stata ritenuta fuorviante la valutazione della stabilità nei confronti del toppling in termini probabilistici giacché una variazione dell'angolo di inclinazione del piano Jn2 all'interno di un range così ristretto di valori, non fornisce sostanziali differenze in termini di fattore di sicurezza e quindi di stabilità del versante.

Si è proceduto, pertanto, alla determinazione del fattore di sicurezza esclusivamente nella situazione più gravosa, individuata da un valore

dell'angolo di inclinazione del piano di discontinuità $Jn2$ pari a 87° in quanto, da semplici considerazioni geometriche, ad esso corrisponde una maggiore propensione del blocco a ribaltamento.

Inizialmente, si è ipotizzata, per la determinazione del fattore di sicurezza nei confronti del toppling, la costruzione di un modello mediante l'ausilio del software RocTopples, della Rocscience, all'interno del quale è implementato il modello geomeccanico di Goodman & Bray (1976).

Tuttavia, questo approccio è risultato non idoneo allo studio del problema in esame.

Si è allora optato per verificare graficamente, attraverso l'utilizzo del software Autocad, l'effettiva dimensione e forma dei blocchi, osservando che, in realtà, essi risultavano più propensi a mostrare una instabilità per scivolamento planare (si noti analogia del problema di scivolamento planare lungo il piano di discontinuità $Jn3$ trattato nel paragrafo 4.2). Una volta individuati i blocchi, sulla base delle azioni agenti su di essi, si è proceduto alla determinazione del fattore di sicurezza nei confronti dello scivolamento planare, confermando quanto ottenuto dall'analisi eseguita al paragrafo 4.2.

5.4.1 Modello geomeccanico di Goodman & Bray

L'approccio di calcolo più largamente utilizzato per lo studio del Block – Toppling è basato sul modello geomeccanico di Goodman & Bray (1976) che, tuttavia, è caratterizzato da molteplici limiti di applicabilità in quanto richiede ben determinate condizioni geometriche riguardo al rapporto tra le discontinuità che isolano i blocchi instabili e alla giacitura del fronte.

Il **modello di Goodman & Bray** (1976) consente di valutare la stabilità di un versante costituito da blocchi approssimabili a forme rettangolari, mediante i metodi all'equilibrio limite, calcolando le azioni agenti su ciascun singolo blocco di roccia intatta che forma il versante, supposto infinitamente rigido.

A partire dai parametri fisico-meccanici dell'ammasso roccioso (angolo di attrito interno, peso dell'unità di volume, ecc.) è possibile determinare la condizione di instabilità cui è soggetto un elemento (ribaltamento e scivolamento), seguendo l'approccio di Mohr – Coulomb (1773).

Le ipotesi alla base del metodo sono le seguenti:

- base di appoggio della colonna, gradonata;
- sistemi di discontinuità mutuamente ortogonali e con spaziatura regolare;
- base e facce laterali dei blocchi aventi lo stesso valore dell'angolo di attrito;
- coesione, lungo le discontinuità, nulla;
- pendio in condizioni drenate;

- assenza di forze orizzontali (a meno di sisma);
- tipologia unitaria di instabilità per ciascun blocco.

L'immagine 5-28 fornisce una rappresentazione schematica della geometria di un versante potenzialmente instabile nei confronti del toppling, secondo il modello di Goodman & Bray

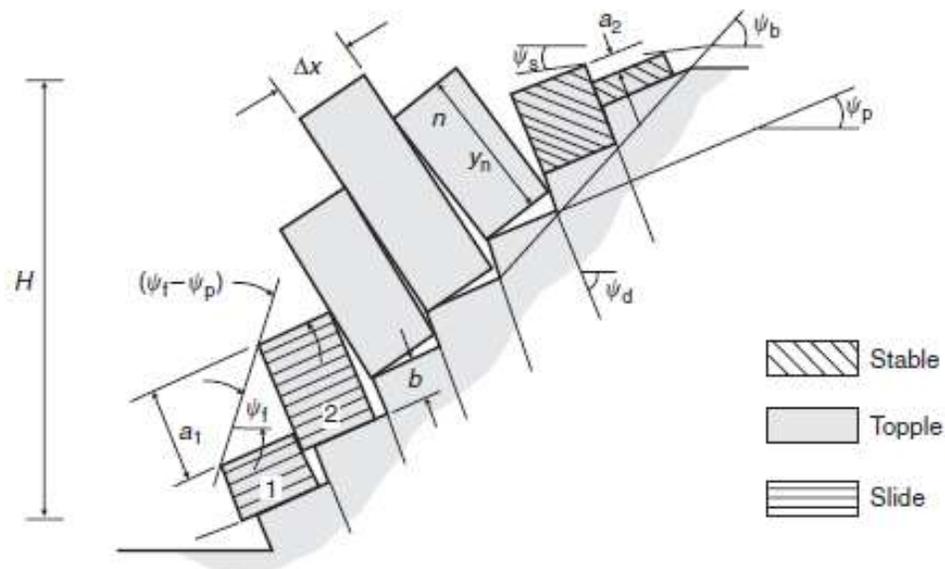


Figura 5-28 Geometria tipica di un versante soggetto a toppling secondo Goodman & Bray. Fonte: D.C. Wyllie & C.W. Mah, 2005. *Rock Slope Engineering, civil and mining, 4th edition.*

dove i parametri angolari ψ_B e ψ_P rappresentano rispettivamente l'inclinazione media della base gradonata e l'inclinazione del piano di base di ogni singolo blocco mentre con Δx e b si indicano rispettivamente la spaziatura dei piani sub-paralleli al fronte e la spaziatura del piano di base.

5.4.2 Costruzione del modello per il sito

In un'iniziale ipotesi di meccanismo di block toppling, è stato necessario definire la geometria che potesse rappresentare in maniera adeguata le effettive dimensioni dei blocchi presenti sul versante.

In assenza di informazioni circa la disposizione dei piani all'interno dell'ammasso roccioso, si è introdotta l'ipotesi di considerare come altezza del blocco di cresta un valore non inferiore alla persistenza del giunto sub-parallelo al fronte, essendo essa la lunghezza della traccia del piano all'interno dell'ammasso roccioso.

In particolare, i piani Jn2 e Jn6 hanno valori di persistenza rispettivamente di 2m e 15m. Ragionando in termini cautelativi, si è attribuito pertanto il valore di 15m giacché ad esso corrisponde una dimensione maggiore dei blocchi e, pertanto, una forza destabilizzante maggiore. Sono stati altresì assegnati come valori angolari l'inclinazione del fronte, pari a 45° e le inclinazioni dei piani sub-parallelo al fronte, Jn2, e sub-ortogonale al primo, Jn3, rispettivamente pari a 87° e 32° e come spaziatura del piano Jn2 un valore pari a 2m. Inoltre, sono stati inseriti i parametri meccanici lungo i piani di discontinuità, in termini di coesione nulla e angolo di attrito lungo i piani di discontinuità pari a 41° . L'altezza del versante è stata ricavata da un'analisi parametrica in modo tale da ottenere la dimensione massima del blocco di cresta pari o superiore a 15m. Ne è risultata un'altezza del modello di 43m, pari cioè a circa un quarto dell'altezza del versante (173m).

Il modello ottenuto è riportato in figura 5-29.

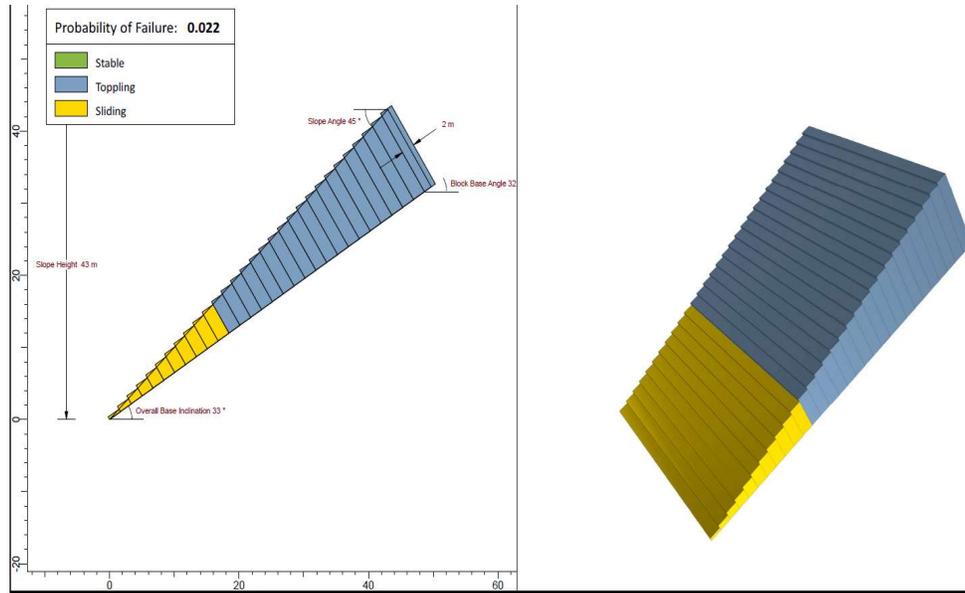


Figura 5-29 Modello RocTopples per lo studio del toppling sul margine sinistro. Augusto Chepete

Dall'osservazione del modello si è tuttavia notata una incongruenza tra la geometria reale e quella ipotizzata. Infatti, l'altezza della base gradonata, b , risulta eccessivamente piccola per poter essere comparata con la spaziatura del piano di discontinuità di base Jn3, avente un valore pari a 2m. Ciò deriva dal fatto che, nel modello di Goodman & Bray tale parametro geometrico non può essere inserito come dato di input bensì deriva dalla geometria definita per il modello a partire dai dati di input di inclinazione del fronte, del piano sub-parallelo al fronte e del piano pseudo-ortogonale ad esso, di spaziatura del piano sub-parallelo al fronte e di altezza del versante, secondo la seguente formulazione:

$$b = \Delta x \cdot \tan(\psi_B - \psi_P)$$

dove ciascun termine è rappresentato in Figura 5-34.

Essendo noti i valori di $\Delta x=2\text{m}$ e $\psi_P=32^\circ$, per ottenere un valore di $b=2\text{m}$ occorrerebbe un'inclinazione del fronte di scavo di 76° , che è pertanto incompatibile con il reale valore di progetto, pari a 45° .

Si è allora optato per verificare graficamente, attraverso l'utilizzo del software Autocad, l'effettiva forma dei blocchi che venivano isolati dall'intersezione tra i piani in esame. A tal scopo, è stato quindi realizzato un modello avente un'altezza del versante pari a 173m , un'inclinazione del fronte, del piano di base Jn3 e del piano di discontinuità Jn2 pari rispettivamente a 45° , 32° e 87° e una persistenza dei giunti pari a 2m . Lo scenario mostrato dal modello siffatto è il seguente (Figura 5-30):

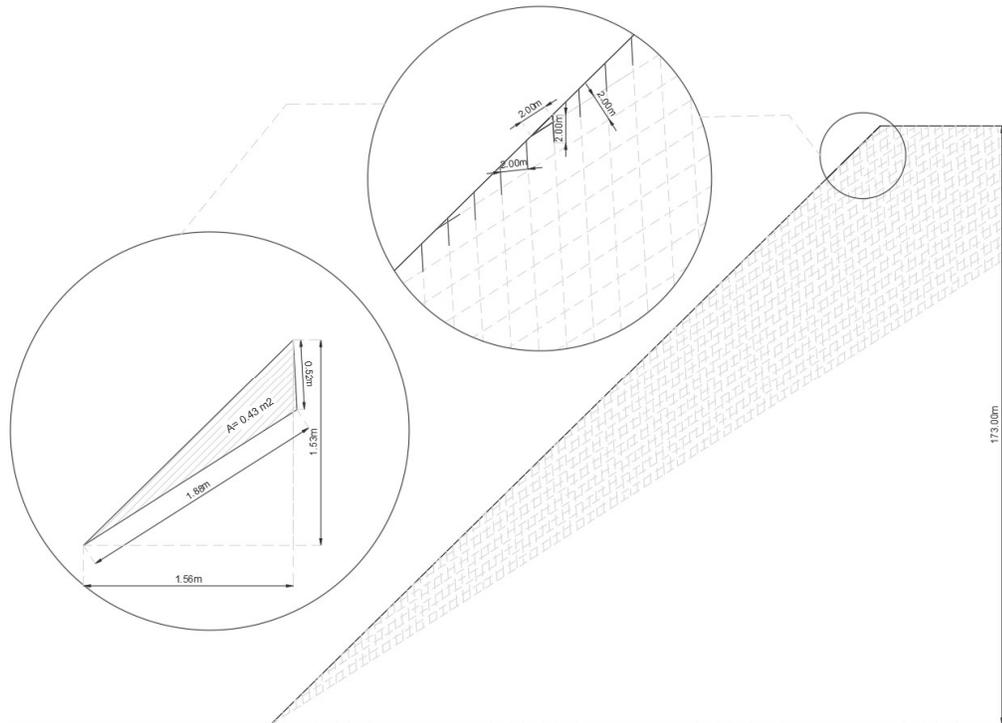


Figura 5-30 Modello geometrico del versante fratturato dai piani di discontinuità Jn2 e Jn3. Margine Sinistro Angosto Chepete.

La modellazione del versante con le ipotesi suddette ha mostrato la formazione di 26 cunei soggetti a possibile scivolamento planare, il più grande dei quali è rappresentato nello zoom in Figura 5-36, quindi incompatibile con il meccanismo di toppling.

In ultimo, è stato scelto il criterio di resistenza puramente attritivo di Mohr-Coulomb (1773), avente la seguente espressione:

$$T_R = N' \tan \phi'$$

Dove T_R e N' rappresentano rispettivamente la resistenza al taglio lungo il piano di discontinuità e la normale al piano di scivolamento e ϕ' è l'angolo di attrito lungo il piano di discontinuità.

5.4.3 Analisi di stabilità

La modellazione eseguita considerando le reali caratteristiche geometriche del versante e dei piani che lo fratturano (Figura 5-30), ha restituito la formazione di 26 cunei, il più grande dei quali ha le dimensioni riportate in figura 5-31.

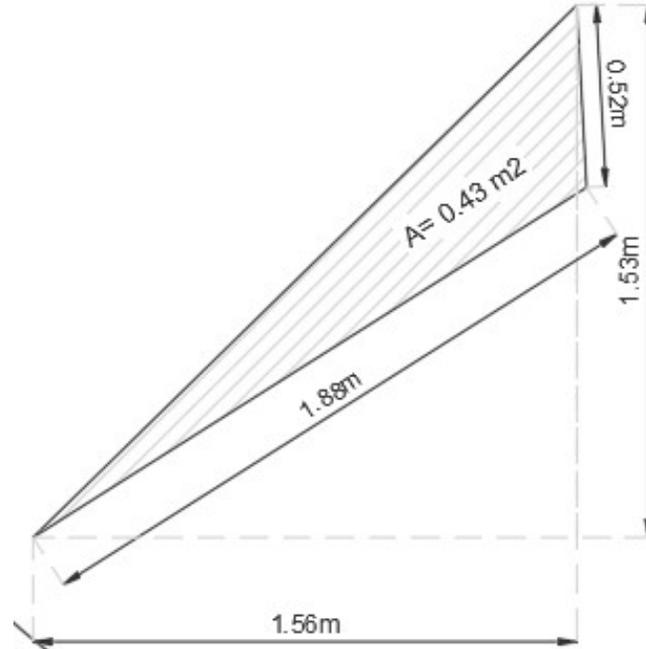


Figura 5-31 Dimensioni del blocco critico che si forma dall'intersezione tra i piani Jn3 e Jn2 con il fronte del versante. Margine sinistro Angosto Chepeete.

Ad una configurazione geometrica di questo genere corrisponde una possibile rottura per scivolamento planare, mentre è da escludersi un ribaltamento in quanto la base del blocco ha una lunghezza tale da garantire che la risultante delle azioni agenti sullo stesso ricada all'interno della base dell'elemento.

Ciò premesso, si è proceduto alla valutazione del fattore di sicurezza nei confronti dello scivolamento planare, che ha restituito uno scenario di stabilità in accordo con i risultati dell'analisi deterministica dei meccanismi condotta al paragrafo 4.2.

Operativamente, è stato determinato il volume del blocco, pari a 0.43 m^3 e, noto il peso specifico della roccia intatta, pari a 24 kN/m^3 , è stato calcolato il peso proprio del blocco:

$$W = \gamma \cdot V = 24 \cdot 0.43 = 10.32 \text{ kN}$$

Il fattore di sicurezza nei confronti dello scivolamento planare, in accordo al criterio di resistenza di Mohr-Coulomb (1773), è risultato essere:

$$F_s = \frac{W \cdot \cos \psi_{Jn}}{W \cdot \sin \psi_{Jn}} \cdot \tan \phi' = \frac{\tan 41^\circ}{\tan 32^\circ} = 1.39 > 1$$

5.5 MODELLAZIONE CON SISMA

Nella presente sezione, l'analisi di stabilità del sito oggetto di studio verrà svolta in presenza di azioni sismiche.

Tale effetto, può essere valutato seguendo diversi approcci, a seconda del grado di incertezza che si intende coprire nelle analisi e del livello di complessità che è ragionevole raggiungere nelle analisi.

L'approccio più accurato prevede di considerare tutta la storia temporale corrispondente al terremoto di progetto, in termini di accelerazioni, velocità o spostamenti (time history) e di valutare quindi gli effetti dello scuotimento sul versante.

Tuttavia, esistono metodi più semplificati, che consentono di ottenere comunque risultati con un'accettabile precisione.

Uno dei metodi più utilizzati per la valutazione della stabilità di un blocco di roccia instabile, spesso utilizzato in abbinamento alle analisi all'equilibrio limite, è il **metodo pseudostatico**.

Il metodo pseudostatico consiste nel tradurre l'azione sismica in una forza statica equivalente che rappresenta le forze inerziali generate dallo scuotimento, mediante un **coefficiente sismico**, k , funzione dell'accelerazione al suolo per il terremoto di progetto.

Operativamente, si procede nel seguente modo:

- **Analisi di pericolosità sismica**, per la valutazione del terremoto di progetto, ottenendo i parametri di magnitudo (M), Peak Ground Acceleration, (PGA) e distanza epicentrale, (d).
- **Analisi di risposta sismica locale**, per la valutazione dell'effetto stratigrafico e topografico sull'amplificazione/deamplificazione del segnale che attraversa uno strato di materiale non infinitamente rigido (Bedrock), per la valutazione dei parametri sismici sul piano campagna;
- **Determinazione del coefficiente sismico**, k , secondo le prescrizioni della normativa vigente nel sito di ubicazione dell'opera;
- **Determinazione dell'azione pseudostatica equivalente**, $E=kW$, essendo W il peso del blocco instabile.
- **Analisi di stabilità con LEM**, aggiungendo alle azioni agenti in condizioni statiche sul blocco, l'azione pseudostatica equivalente appena determinata, applicata nel baricentro del blocco stesso (Figura 5-32).

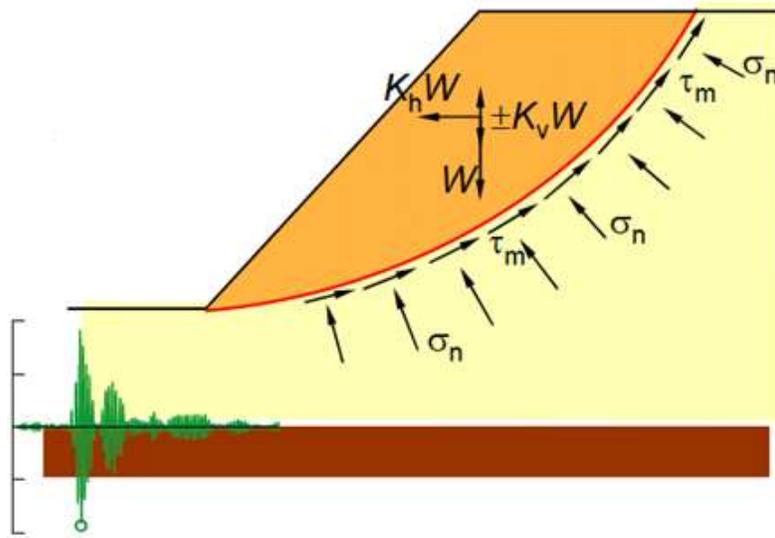


Figura 5-32 Azioni su un blocco potenzialmente instabile in presenza di sisma. Fonte: Slides del corso di Geotecnica Sismica, prof. S.Foti, 2016

Per la valutazione del terremoto di progetto, la normativa U.S.A.C.E. - ER 1110-2-1806 stabilisce 3 livelli prestazionali, così definiti:

- **Operational basis earthquake (OBE):** terremoto associato allo stato limite di esercizio, avente una probabilità di superamento pari al 50%, in 100 anni o in un periodo di ritorno di 144 anni.
- **Maximum design earthquake (MDE).** Terremoto associato allo stato limite ultimo, corrispondente al massimo livello di scuotimento e caratterizzato da una probabilità di superamento pari al 10%, in 100 anni o in un periodo di ritorno di 950 anni.
- **Maximum Credible Earthquake (MCE):** terremoto associato allo stato limite ultimo, corrispondente al massimo livello di scuotimento generato da una specifica sorgente, valutabile sulla

base delle evidenze sismologiche e geologiche. Esso è valutato a seguito di uno studio deterministico di pericolosità sismica.

5.5.1 Definizione dell'azione sismica

Il sito dove verrà realizzata la diga del Chepete è ubicato in zona sismica 1, a bassa sismicità, come è possibile osservare dall'estratto di mappa di pericolosità sismica riportato in Figura 5-33.

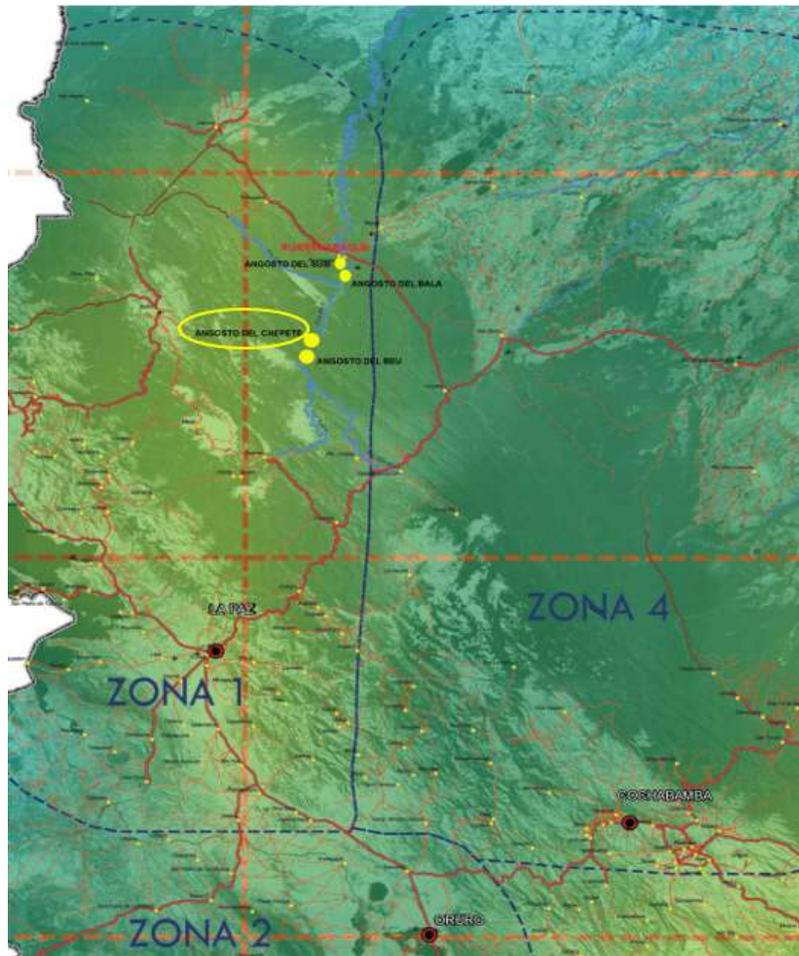


Figura 5-33 Mappa del rischio sismico in corrispondenza dell'Angosto Chepete

Consultando la mappa delle accelerazioni sismiche (Figura 5-34), a tale zona corrisponde un intervallo di variazione della PGA compreso tra i valori 0.04g e 0.05g, valutato con un tempo di ritorno di 950 anni e una probabilità di eccedenza del 10%, in accordo al livello prestazionale MDE.

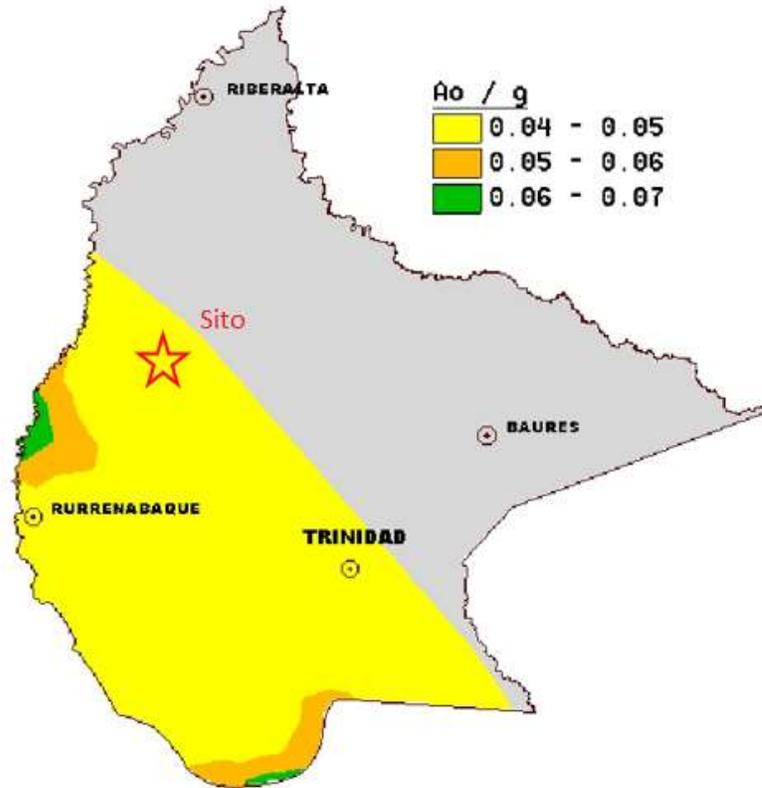


Figura 5-34 Mappa delle accelerazioni sismiche in corrispondenza dell'Angosto Chepete. Fonte: NSBD, 2006

Tuttavia, considerata l'importanza del progetto, la società Geodata ha ritenuto opportuno eseguire uno studio di pericolosità sismica più approfondito, terminato nell'aprile 2017, dal quale è emerso che:

“La distribución de intensidades en la zona del proyecto es homogénea, y con un PGA promedio máximo de 5% de g. Se recomienda tomar los valores para diseño entre 2% de g a 5% de g” (Geodata, 2017).

Ponendosi nella situazione più cautelativa, si è scelto, nel presente elaborato, di adottare per le analisi un valore della PGA pari a 0.05g.

Per la determinazione della forza pseudostatica equivalente, la normativa U.S.A.C.E. – EM_1110-2-2100 stabilisce quanto segue:

“In the seismic coefficient approach, the inertial force is computed as the product of the mass of the structural wedge (including the soil above the heel or toe and any water contained within the structure) and the seismic acceleration. This may also be expressed as the weight of the structural wedge times the seismic coefficient, expressed as a fraction of gravity.

$$F_b = m a = k_b W”$$

The horizontal component of the inertial force is assumed to act at the center of mass of the structure, based on the assumption that the structure is a rigid body.”

Dove il coefficiente sismico, k_h è pari ai 2/3 dell’accelerazione al suolo, in accordo a quanto segue:

In the limit equilibrium or seismic coefficient method, the sliding stability is expressed in terms of a prescribed factor of safety. A seismic coefficient, equal to 2/3 the peak ground acceleration divided by the acceleration of gravity (g), is used by the Corps to evaluate the potential for sliding. This coefficient when multiplied by the effective weight (structure weight + hydrodynamic added weight) provides the total lateral inertial force on the structure due to earthquake ground motions. The total lateral inertial force when added to static lateral forces, if any, provides the total driving force for the sliding stability

analysis. The Maximum Design Earthquake (MDE) is considered an extreme load condition requiring a safety factor of 1.1 against sliding failure” (EM_1110-2-6053).

Il coefficiente sismico calcolato secondo le normative statunitensi U.S.A.C.E. da utilizzare nelle analisi seguendo l'approccio pseudostatico risulta pertanto pari a:

$$k_h = \frac{2}{3}PGA = \frac{2}{3} \cdot 0.05 = 0.03$$

Da cui, l'azione statica equivalente, E , che rappresenta la componente orizzontale delle forze inerziali indotte dal sisma, si calcola secondo:

$$E = k_h \cdot W = 3\%W$$

Dove W rappresenta il peso del blocco instabile.

5.5.2 Analisi dei risultati

La modellazione dei meccanismi con i metodi all'equilibrio limite in presenza di sisma, ha restituito un incremento della probabilità di rottura associata a ciascun modello realizzato.

Tuttavia, la popolazione dei cunei instabili associati alla modellazione con sisma non si discosta in maniera significativa rispetto a quella relativa al caso statico, in termini di dimensioni e geometria dei blocchi.

In particolare, i cunei critici, che richiedono cioè il più alto numero di chiodi per essere stabilizzati, sono i medesimi nelle due condizioni statica e sismica.

Si riporta, a titolo di esempio, la modellazione eseguita in presenza di sisma nei confronti dello scivolamento planare lungo il piano Jn6, rilevato sul fronte destro dell'Angosto Chepete.

Per il suddetto caso, la modellazione in condizioni statiche aveva fornito una probabilità di rottura pari al 41.04% (paragrafo 5.2.4).

Per procedere alla valutazione probabilistica di stabilità in presenza di sisma, è stato inserito all'interno del software RocPlane un valore del coefficiente sismico, k , pari a 0.03, calcolato al paragrafo 5.5.1, assegnando alla forza pseudostatica equivalente la direzione orizzontale, come raccomandato dalla normativa U.S.A.C.E (Figura 5-35).

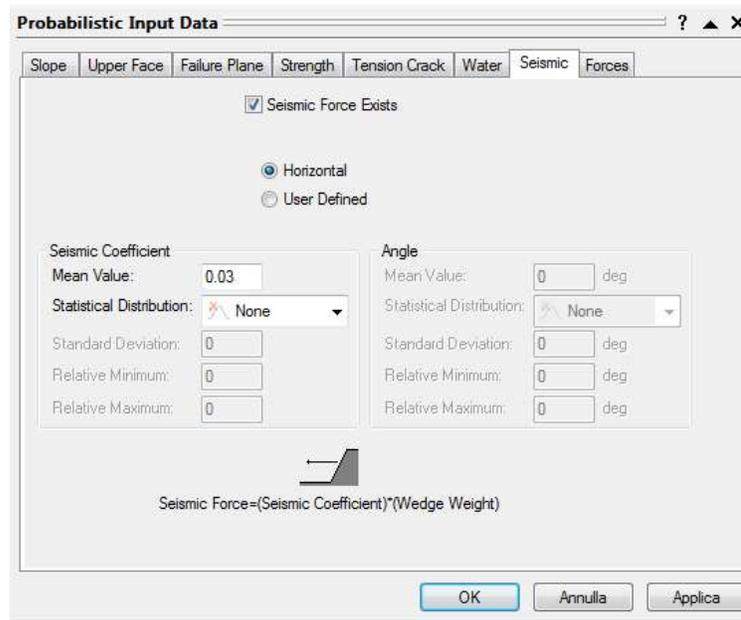


Figura 5-35 Dati di input per lo studio della stabilità del versante in presenza di sisma. Scivolamento planare lungo Jn6. Margine destro Angosto Chepete

Come precedentemente introdotto, il risultato di tale modellazione si è tradotto in un aumento della probabilità di rottura rispetto al caso statico, passando da un valore pari al 41.04% ad un valore pari al 41.86%, ma le dimensioni dei cunei sono rimaste pressoché invariate (Figura 5-36).

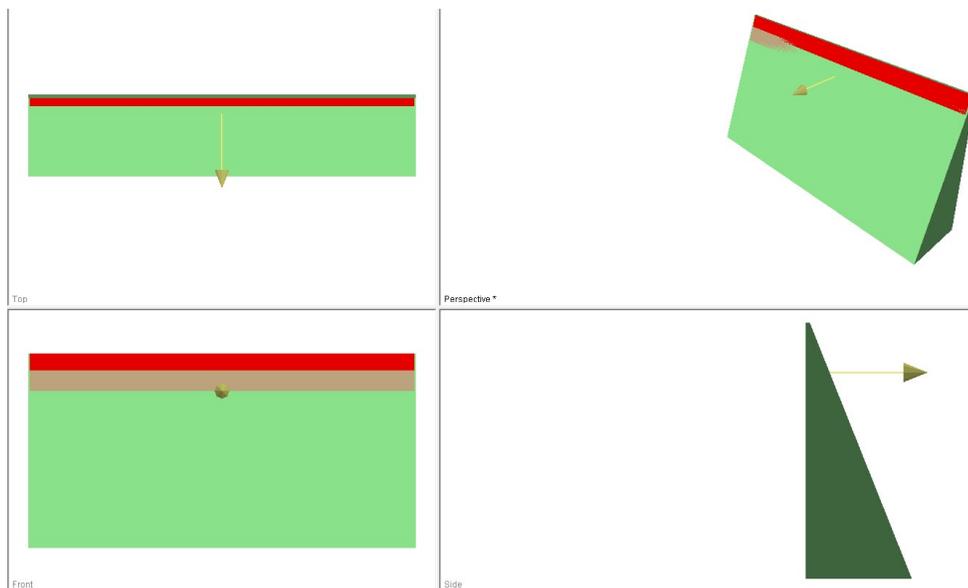


Figura 5-36 Rappresentazione del cuneo critico di scivolamento planare lungo il piano Jn6, in presenza di sisma. Margine destro Angosto Chepete

Nelle tabelle 5.5-1 e 5.5-2, si riportano i risultati ottenuti dalle modellazioni eseguite in presenza di sisma, rispettivamente per il margine sinistro e per il margine destro dell'Angosto Chepete.

Analisi LEM su fronte sinistro		
CINEMATISMO	MODELLO	PROTTURA [%]
Scivolamento planare	Jn3	9.42
Scivolamento a cuneo 3D	ST-Jn4	0.00
	Jn3-Jn4	1.75
	Jn2c-Jn4	0.49
	Jn2c-Jn3	1.48
Toppling	Jn2	0.00
	Jn6	0.00

Tabella 5.5-1 Probabilità di rottura associate a ciascuna tipologia di cinematismo in presenza di sisma. Margine sinistro Angosto Chepete

Analisi LEM su fronte destro		
CINEMATISMO	MODELLO	P_{ROTTURA} [%]
Scivolamento planare	Jn2/Jn6	41.86
Scivolamento a cuneo 3D	ST-Jn6	17.91
	ST-Jn4	1.68
	ST-Jn2	49.89
	Jn2-Jn6	40.96
Toppling	-	-

Tabella 5.5-2 Probabilità di rottura associate a ciascuna tipologia di cinematismo in presenza di sisma. Margine destro Angosto Chepete

5.5.3 Conclusioni

La modellazione dei meccanismi mediante i metodi all'equilibrio limite ha restituito una probabilità di rottura non nulla per tutti i possibili cinematismi valutati statisticamente nel corso del precedente capitolo 4, per entrambi i fronti dell'Angosto Chepete, fatta eccezione per il toppling, per il quale era emersa una probabilità di accadimento non nulla lungo il fronte sinistro, a seguito della mutua intersezione tra i piani Jn3 - Jn6 e Jn3 - Jn2.

Quest'ultimo cinematismo, infatti, non può avvenire giacché i valori di spaziatura e persistenza dei piani Jn2, Jn6 e Jn3, rispettivamente sub-paralleli al fronte e pseudo-ortogonale ad essi, non consentono la formazione di colonne in grado di ribaltare.

La modellazione dei meccanismi mediante LEM eseguita considerando anche la presenza di un sisma, ha restituito come risultato

un lieve incremento della probabilità di rottura. Tuttavia, i cunei critici, ovvero quelli a cui corrisponde l'intervento di stabilizzazione più massivo, sono i medesimi sia in presenza che in assenza di sisma.

Ciò significa che l'aumento della probabilità di rottura scaturisce dal fatto che il sisma destabilizza un certo numero di blocchi di modeste dimensioni, che risultavano stabili in condizioni statiche, mentre i blocchi di dimensioni maggiori, quelli cioè che richiedono un intervento di stabilizzazione più importante, risultano instabili per effetto della particolare geometria e delle dimensioni che li caratterizzano, indipendentemente dalla presenza di forze inerziali o esterne agenti su di essi.

Nel seguito si riassumono le probabilità di rottura stimate per il fronte sinistro (Tabella 5.5-1) e destro (Tabella 5.5-2) dell'Angosto Chepete, sulla base delle quali si progetteranno, nel successivo capitolo 6, gli interventi di stabilizzazione per i due versanti.

Analisi LEM su fronte sinistro			
CINEMATISMO	MODELLO	P_{ROTTURA}, statiche [%]	P_{ROTTURA}, sismiche [%]
Scivolamento planare	Jn3	9.20	9.42
Scivolamento a cuneo 3D	ST-Jn4	0.00	0.00
	Jn3-Jn4	1.68	1.75
	Jn2c-Jn4	0.44	0.49
	Jn2c-Jn3	1.44	1.48
Toppling	Jn2	0.00	0.00
	Jn6	0.00	0.00

Tabella 5.5-3 Probabilità di rottura associate a ciascuna tipologia di cinematismo. Margine sinistro Angosto Chepete

Analisi LEM su fronte destro			
CINEMATISMO	MODELLO	P_{ROTTURA, statiche} [%]	P_{ROTTURA, sismiche} [%]
Scivolamento planare	Jn2/Jn6	41.0	41.86
Scivolamento a cuneo 3D	ST-Jn6	16.92	17.91
	ST-Jn4	1.58	1.68
	ST-Jn2	49.8	49.89
	Jn2-Jn6	40.52	40.96
Toppling	-	-	-

Tabella 5.5-4 Probabilità di rottura associate a ciascuna tipologia di cinematismo. Margine destro Angosto Chepete

6 PROGETTO DEGLI INTERVENTI DI STABILIZZAZIONE

La scelta progettuale dell'intervento di stabilizzazione per i fronti destro e sinistro dell'Angosto Chepete consiste in una **chiodatura sistematica**, distribuita uniformemente lungo le superfici dei fronti scavo, a cui verranno abbinare delle reti metalliche in aderenza volte a trattenere eventuali blocchi di dimensioni molto esigue soggetti a possibili distacchi.

In figura 6-1 si mostra un tipico intervento di stabilizzazione su versanti in roccia mediante un sistema di chiodature mentre in figura 6-2 si riporta un sistema composto da chiodi e reti in aderenza in accoppiamento.



Figura 6-1 Esempio di sistema di chiodatura su ammassi rocciosi. Fonte: Slides Prof.ssa M. Barbero



Figura 6-2 Esempio di sistema di stabilizzazione accoppiato con chiodi e rete metallica in aderenza su ammassi rocciosi. Fonte: Slides Prof.ssa M. Barbero

Le chiodature sono interventi di stabilizzazione passivi, il cui principio di funzionamento consiste nell'introdurre all'interno dell'ammasso roccioso una resistenza coesiva, che si mobilita allorquando si verificano piccoli spostamenti.

Affinché tale resistenza venga mobilitata è indispensabile garantire una perfetta aderenza tra la matrice rocciosa e il chiodo stesso, mediante il getto di una malta cementizia, come mostrato in figura 6-3.

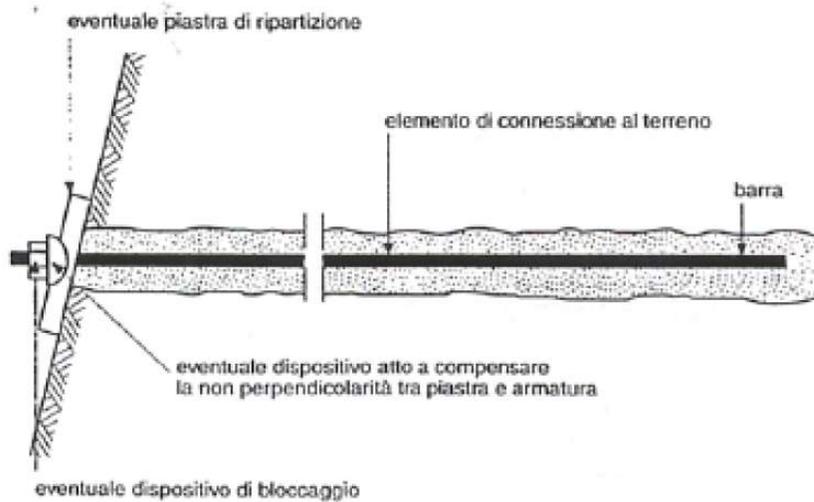


Figura 6-3 Schema di chiodo. Fonte AICAP, 1993

I chiodi vengono normalmente posati in opera in assenza di pretensionamento. Le forze che entrano in gioco in fase di esercizio sono incognite, in quanto direttamente proporzionali agli spostamenti che avvengono sul versante e pertanto non prevedibili con esattezza.

Ciò che è noto è la resistenza massima che il sistema di chiodature può fornire nei confronti di un dato cinematismo, prescindendo dall'aliquota effettivamente mobilitata della stessa in fase di esercizio.

La resistenza massima offerta dal sistema di chiodature è da intendere come un incremento della coesione lungo la superficie di scivolamento, determinabile mediante la seguente formulazione empirica proposta da Bjurstrom (1974):

$$C = n \cdot 0.67 \cdot d_{chi}^2 \cdot \sqrt{\sigma_s \cdot \sigma_{CRI}}$$

dove:

- C: coesione aggiuntiva massima, in kPa, offerta dal sistema di chiodature;
- n: numero di chiodi che costituiscono l'opera di stabilizzazione;
- d_{chiodo} : diametro, in mm, dei chiodi;
- σ_s : tensione di snervamento, in MPa, dell'acciaio impiegato per la realizzazione del chiodo;
- σ_{CRI} : resistenza a compressione monoassiale della roccia intatta, in MPa
- 0.67 è una costante derivante da correlazioni empiriche.

La formula di Bjurstrom (1974) sottintende che il sistema di chiodature venga disposto ortogonalmente alla superficie di scivolamento.

Nel caso in esame i chiodi verranno disposti con una inclinazione pari a 15° rispetto alla direzione orizzontale al fine di facilitare il getto di malta cementizia, necessaria a garantire l'adesione tra la matrice rocciosa e il chiodo stesso.

Risulta pertanto necessario determinare la proiezione della coesione aggiuntiva lungo la direzione inclinata di 15° rispetto all'orizzontale, da semplici considerazioni trigonometriche, nel seguente modo:

$$C_{15^\circ} = C_{\perp} \cdot \cos(90^\circ - \psi - 15^\circ)$$

dove ψ rappresenta la direzione di scorrimento, ovvero:

- inclinazione del piano di discontinuità di base, per lo scivolamento planare;
- inclinazione della retta di intersezione tra due piani intersecanti, per lo scivolamento a cuneo.

L'interasse tra i chiodi è stabilito sulla base della geometria del blocco più sfavorevole e sulla base della spaziatura delle discontinuità e dovrà risultare non inferiore a 0.5 metri, per ragioni di praticità nell'esecuzione dell'intervento.

Eventuali variazioni locali sul posizionamento dei chiodi verranno prese in considerazione in corso di realizzazione dell'intervento, sulla base dello scenario osservabile in situ.

6.1 DESCRIZIONE METODOLOGIA ADOTTATA

La progettazione dei chiodi è stata condotta considerando tutti i possibili cinematismi restituiti dall'analisi probabilistica di stabilità eseguita nel capitolo 5 e scegliendo come intervento sistematico quello corrispondente alla combinazione cinematismo/instabilità più gravosa, in termini di dimensioni dell'intervento di stabilizzazione.

Per ciascun cinematismo, infatti, dopo aver definito, per ogni elemento della popolazione instabile fornito dall'analisi probabilistica, il diametro dei chiodi da posare in opera, sulla base di un'analisi parametrica in cui si è fatto variare il diametro stesso e le tensioni di snervamento ad

essi associati, come da catalogo (Allegato 2), è stato dimensionato l'intervento calcolando il numero di chiodi necessario a garantire, per il caso in esame, un fattore di sicurezza almeno pari a 1.5 nel caso statico e 1.1 in presenza di sisma, come stabilito da normativa U.S.A.C.E.

Per ciascun cinematismo in esame, pertanto, è stato preso come riferimento l'elemento della popolazione instabile che ha restituito il più alto numero di chiodi.

Di tutti i massimi così determinati, per ciascun cinematismo e ciascuno scenario, si proporrà come intervento sistematico quello corrispondente al più alto numero di chiodi e lo si poserà in opera in modo uniforme su ciascun fronte dell'Angosto Chepete oggetto di studio.

Tale scelta deriva dal fatto che non è nota a priori la reale disposizione dei singoli blocchi di matrice rocciosa lungo tutto il versante e risulta necessario formulare delle ipotesi a tal riguardo. In particolare, una volta individuata la dimensione massima del blocco da stabilizzare, in relazione alla spaziatura e alla persistenza dei giunti che lo formano, sono stati supposti i blocchi disposti l'uno adiacente all'altro, ottenendo di fatto il massimo numero di blocchi e trascurando eventuali altre formazioni di cunei di dimensioni minori dovute all'intersezione tra il blocco oggetto di studio con i piani di discontinuità che lo intersecano ma che non appartengono al cinematismo studiato.

La conseguenza di tale ipotesi è un sovradimensionamento dell'intervento di stabilizzazione che, tuttavia, pone il progettista in una posizione cautelativa.

Qualora lo scenario osservabile in situ mostri una spaziatura tra i blocchi significativamente più alta, sarà opportuno considerare variazioni

nella realizzazione dell'intervento di stabilizzazione, posando in opera un numero di chiodi inferiore.

La metodologia di calcolo della coesione aggiuntiva massima garantita dal sistema di chiodature si differenzia a seconda della tipologia di cinematiso che si intende stabilizzare e viene determinata a partire dalla formulazione del fattore di sicurezza che caratterizza ciascuno di esso.

Il fattore di sicurezza nei confronti dello **scivolamento planare**, in presenza di un intervento di stabilizzazione, assume le seguenti forme, rispettivamente in condizioni statica e sismica:

$$F = \frac{C_D + W \cdot \cos \psi \cdot \tan \phi'}{W \cdot \sin \psi}$$

$$F' = \frac{C_D + (W \cdot \cos \psi - E \cdot \sin \psi) \cdot \tan \phi'}{W \cdot \sin \psi + E \cdot \cos \psi}$$

dove:

- W: peso del blocco instabile, dato dal prodotto tra il peso dell'unità di volume della matrice rocciosa, γ , e il volume del blocco, V, supposto avente uno spessore pari a 1m, in accordo alle ipotesi di modello piano;
- C_D : forza coesiva massima garantita dal sistema di chiodature di progetto;
- ψ : inclinazione del piano di scivolamento;

- E: forza pseudostatica equivalente, agente in direzione orizzontale, data dal prodotto tra il coefficiente sismico, k, e il peso del blocco, W;
- F: fattore di sicurezza associato allo scenario.

La progettazione del sistema di chiodature consiste nel determinare, in accordo ai metodi all'equilibrio limite, la forza coesiva strettamente necessaria a garantire un fattore di sicurezza di progetto, $F_{s,D}$, secondo:

$$C_{min} = F_{s,D} \cdot (W \cdot \sin \psi) - (W \cdot \cos \psi) \cdot \tan \phi'$$

$$C'_{min} = F'_{s,D} \cdot (W \cdot \sin \psi + E \cdot \cos \psi) - (W \cdot \cos \psi - E \cdot \sin \psi) \cdot \tan \phi'$$

Da cui si calcola il numero di chiodi ad essa corrispondente, invertendo la formula di Bjurstrom (1976), in accordo a quanto segue:

$$n_{min} = \frac{C_{min}}{0.67 \cdot d_{chiodo}^2 \cdot \sqrt{\sigma_s \cdot \sigma_{cRI}}}$$

Il numero di chiodi di progetto si ottiene arrotondando n_{min} all'intero immediatamente successivo.

Il fattore di sicurezza nei confronti dello **scivolamento a cuneo tridimensionale**, in presenza di un intervento di stabilizzazione, assume,

di contro, le seguenti forme, rispettivamente in assenza e in presenza di sisma:

$$F = \frac{C_D + (R_A + R_B) \cdot \tan \phi'}{W \cdot \sin \psi_i}$$

$$F' = \frac{C_D + (R'_A + R'_B) \cdot \tan \phi'}{W \cdot \sin \psi_i + E \cdot \sin \psi_i}$$

Dove R_A , R_B , R'_A , R'_B sono le reazioni agenti sui due piani che si intersecano, rispettivamente in condizioni statiche e sismiche, E rappresenta l'azione pseudostatica equivalente, mentre ψ_i rappresenta l'inclinazione della retta di intersezione tra i due piani, come mostrato in figura 6-4.

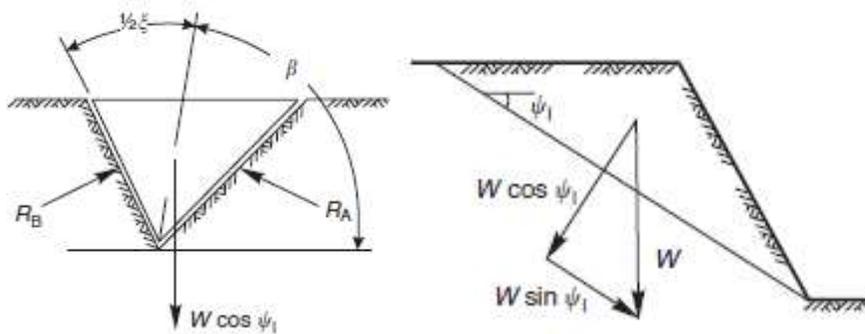


Figura 6-4 geometria e schema statico del cuneo tridimensionale. Fonte: D.C. Wyllie & C.W. Mah, 2005. *Rock Slope Engineering, civil and mining, 4th edition.*

La forza coesiva strettamente necessaria a garantire un fattore di sicurezza di progetto, $F_{s,D}$, nei confronti dello scivolamento a cuneo, assume le seguenti forme rispettivamente in condizioni statiche e sismiche:

$$C_{min} = F_{s,D} \cdot (W \cdot \sin \psi_i) - (R_A + R_B) \cdot \tan \phi'$$

$$C'_{min} = F_{s,D} \cdot (W \cdot \sin \psi_i + E \cdot \cos \psi_i) - (R'_A + R'_B) \cdot \tan \phi'$$

Da cui si ricava il numero di chiodi di progetto, come visto per lo scivolamento planare.

Le grandezze apostrofate sono riferite alla modellazione in presenza di sisma.

Operativamente, è stato determinato il numero di chiodi strettamente necessario, corrispondente a ciascun cinematismo, in entrambe le condizioni, statiche e sismiche, e quindi il numero di chiodi di progetto, arrotondando tale valore di calcolo all'intero immediatamente successivo. Tra tutti i valori di progetto, per ciascun fronte dell'Angosto Chepete, si è assunto come intervento sistematico quello corrispondente al numero più alto di chiodi e si è determinato l'interesse tra gli stessi in funzione delle dimensioni del blocco da stabilizzare.

6.2 FRONTE SINISTRO

La modellazione dei meccanismi condotta al capitolo 5 mediante l'ausilio dei software della Rocscience ha fornito, sul fronte sinistro dell'Angosto Chepete, le probabilità di rottura nei confronti dei cinematismi potenzialmente attivabili, studiati al capitolo 4, riportati in tabella 6.2-1.

Probabilità di rottura su Margine sinistro		
CINEMATISMO	MODELLO	P _{ROTTURA} [%]
Scivolamento planare	Jn3	9.20
Scivolamento a cuneo 3D	ST-Jn4	0.00
	Jn3-Jn4	1.68
	Jn2c-Jn4	0.44
	Jn2c-Jn3	1.44
Toppling	Jn2	0.00
	Jn6	0.00

Tabella 6.2-1 Analisi LEM dei meccanismi di instabilità. Fronte sinistro Angosto Chepete.

Al fine della progettazione dell'intervento di stabilizzazione, si è proceduto, per ciascun modello, ad individuare il blocco che ha mostrato lo scenario più gravoso, sia in condizioni statiche, assumendo un fattore di sicurezza pari a 1.5, che in condizioni sismiche, assumendo un valore del fattore di sicurezza pari a 1.1, come raccomandato dalla normativa U.S.A.C.E., intendendo come scenario più gravoso quello corrispondente al numero massimo di chiodi necessario a stabilizzare il versante.

In particolare, lo scenario più gravoso si è mostrato essere quello corrispondente alla modellazione in assenza di sisma: infatti, essendo la forza pseudostatica equivalente molto piccola, le resistenze mobilitate restano pressoché invariate. Ciò che varia, di contro, è il fattore di sicurezza di progetto, che assume un valore minore nel caso sismico e, quindi, in presenza di piccole variazioni delle forze che entrano in gioco nell'analisi, risulta essere il termine che governa il risultato.

Si è proceduto pertanto al dimensionamento dell'intervento di stabilizzazione sulla base della modellazione effettuata in condizioni statiche.

I risultati ottenuti sono riportati nelle sottostanti tabelle 6.2-2 e 6.2-3.

Scivolamento planare						
MODELLO	W [kN]	Ψ [°]	C_{\perp} [kN]	$C_{15^{\circ}}$ [kN]	n_{\min} [-]	n_D [-]
Jn3	3.11	41.0	1.02	0.85	0.01	1

Tabella 6.2-2 Progetto del numero di chiodi per lo scivolamento planare. Margine sinistro Angosto Chepete

Scivolamento a cuneo 3D							
MODELLO	W [kN]	R [kN]	Ψ [°]	C_{\perp} [kN]	$C_{15^{\circ}}$ [kN]	n_{\min} [-]	n_D [-]
ST-Jn4	-	-	-	-	-	-	-
Jn3-Jn4	0.39	0.25	41.5	0.18	0.14	0.00	0
Jn2c-Jn4	2.04	1.35	41.3	0.85	0.71	0.01	1
Jn2c-Jn3	0.15	0.09	42.1	0.06	0.05	0.00	0

Tabella 6.2-3 Progetto del numero di chiodi per lo scivolamento a cuneo tridimensionale. Margine sinistro Angosto Chepete

Osservando i risultati, sul fronte sinistro dell'Angosto Chepete lo scenario più gravoso è rappresentato dallo scivolamento planare lungo il piano Jn3, il quale ha un peso W pari a 3.11 kN e dimensioni riportate in figura 6-5.

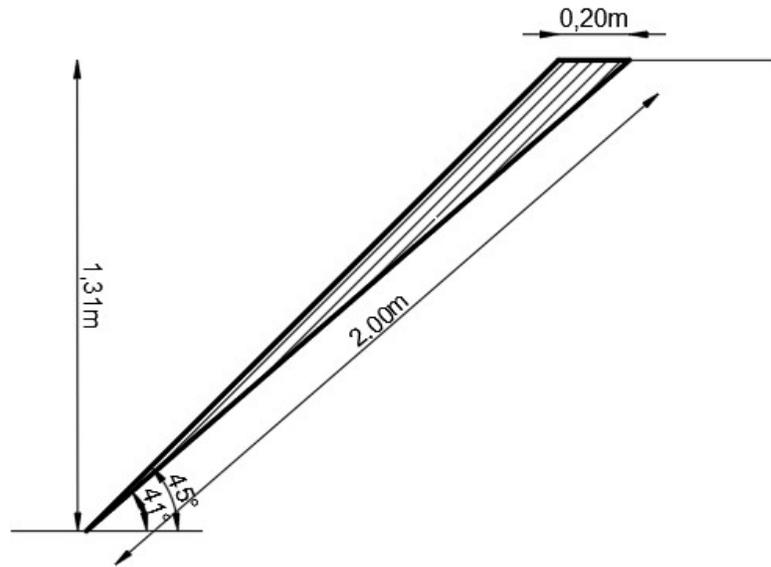


Figura 6-5 Geometria del cuneo critico nei confronti dello scivolamento planare lungo il piano Jn3. Margine sinistro Angosto Chepete

Viste le ridotte dimensioni del cuneo critico, il numero di chiodi di calcolo risulta pari a 0.01.

Optando per un intervento costituito da chiodi in grado di stabilizzare ciascun blocco, occorrerebbe, in accordo alle raccomandazioni espresse al paragrafo 6.1, un chiodo ogni 1.30 metri. Lungo tutta l'altezza del versante occorrerebbero pertanto complessivamente 133 chiodi, la cui lunghezza, scelta sulla base delle lunghezze disponibili sul catalogo, dovrà essere sufficiente ad attraversare ciascun blocco e a garantire l'immorsamento all'interno della parte stabile dell'ammasso roccioso.

Da considerazioni grafiche eseguite mediante il software “AutoCAD”, prodotto da “Autodesk”, è stata scelta, in base al suddetto criterio, una lunghezza dei chiodi pari a 2 m (Figura 6-6).

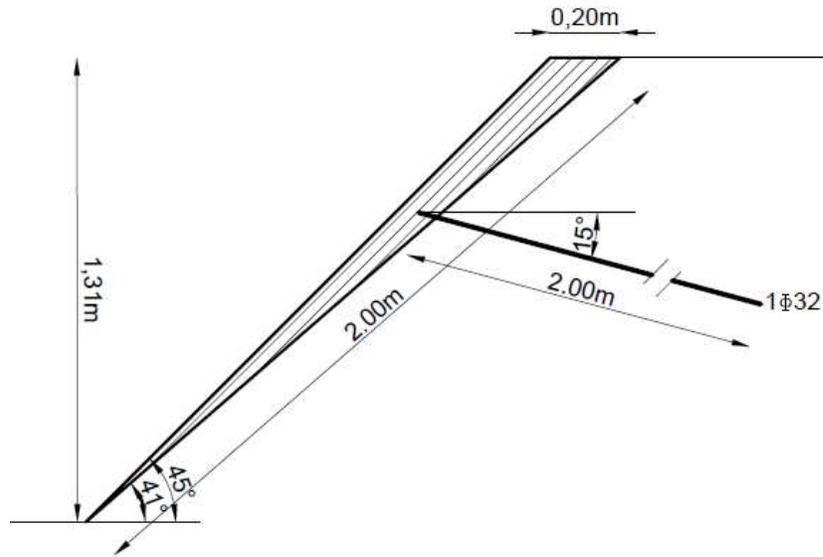


Figura 6-6 Distinta della chiodatura locale sul cuneo critico soggetto a scivolamento planare lungo Jn3. Margine sinistro Angosto Chepete

Una progettazione siffatta porta tuttavia ad un eccessivo sovradimensionamento dell'intervento di stabilizzazione, mostrando come un sistema di chiodature non risulta l'intervento più economicamente vantaggioso per stabilizzare il fronte sinistro dell'Angosto Chepete.

Come si è osservato al termine dello studio della stabilità per toppling, eseguito al paragrafo 5.4, i cunei che si formano sul versante sinistro, a seguito dell'attraversamento del piano Jn3 all'interno dell'ammasso roccioso, sono spazati tra loro di circa 7m.

Si potrebbe pertanto pensare come soluzione alternativa un intervento di stabilizzazione sul fronte sinistro dell'Angosto Chepete che consista in una rete metallica in aderenza, fissata all'ammasso roccioso mediante chiodi ad interasse pari a 7m, di lunghezza pari a 1m.

6.3 FRONTE DESTRO

La modellazione dei meccanismi condotta al capitolo 5 mediante l'ausilio dei software della Rocscience ha fornito, sul fronte destro dell'Angosto Chepete, le probabilità di rottura nei confronti dei cinematismi potenzialmente attivabili, studiati al capitolo 4, riportati in tabella 6.3-1.

Probabilità di rottura su Margine destro		
CINEMATISMO	MODELLO	P_{ROTTURA} [%]
Scivolamento planare	Jn2/Jn6	41.00
Scivolamento a cuneo 3D	ST-Jn6	16.92
	ST-Jn4	1.58
	ST-Jn2	49.80
	Jn2-Jn6	40.52
Toppling	-	-

Tabella 6.3-1 Analisi LEM dei meccanismi di instabilità. Fronte destro Angosto Chepete.

Al fine della progettazione dell'intervento di stabilizzazione si è proceduto in maniera del tutto analoga a quanto fatto per il fronte sinistro dell'Angosto Chepete ottenendo, per ciascun modello, il cuneo che richiede il maggior numero di chiodi per essere stabilizzato. I risultati sono riportati nelle tabelle 6.3-2 e 6.3-3.

Scivolamento planare						
MODELLO	W [kN]	Ψ [°]	C_{\perp} [kN]	$C_{15^{\circ}}$ [kN]	n_{\min} [-]	n_D [-]
Jn2/Jn6	623.53	60.0	539.07	520.72	5.71	6

Tabella 6.3-2 Progetto del numero di chiodi per lo scivolamento planare. Margine destro Angosto Chepete

Scivolamento a cuneo 3D							
MODELLO	W [kN]	R [kN]	Ψ [°]	C_{\perp} [kN]	$C_{15^{\circ}}$ [kN]	n_{\min} [-]	n_D [-]
Jn2 – Jn4	45.64	23.47	52.6	33.98	31.42	0.35	1
ST – Jn2	65.46	43.75	49.5	36.59	33.02	0.36	1
ST – Jn4	0.76	0.48	54.1	0.51	0.47	0.01	0
ST – Jn6	0.06	0.03	47.1	0.04	0.03	0.00	0

Tabella 6.3-3 Progetto del numero di chiodi per lo scivolamento a cuneo tridimensionale. Margine destro Angosto Chepete

Analizzando i risultati, emerge che lo scenario più gravoso sul fronte destro dell'Angosto Chepete è dovuto allo scivolamento planare giacché le dimensioni del blocco che si forma a seguito dell'intersezione del piano Jn6 con il fronte scavo e il piano campagna (Figura 6-7) sono di un ordine di grandezza superiori rispetto alle dimensioni dei cunei tridimensionali formati dall'intersezione tra i piani Jn2-Jn4 e ST-Jn2.

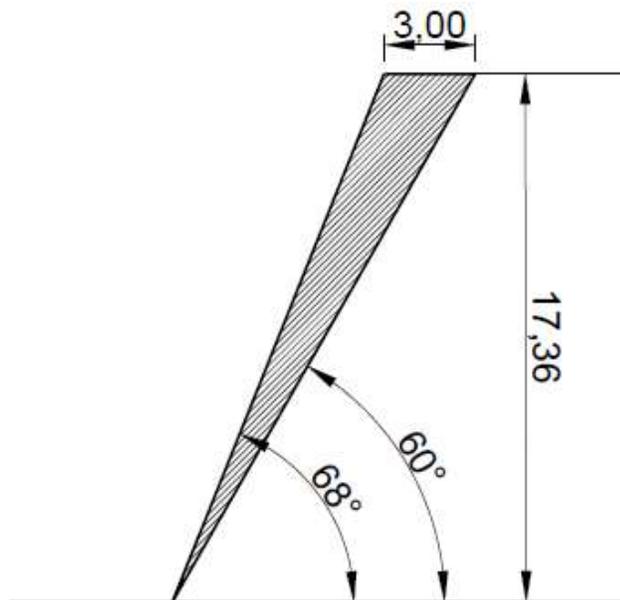


Figura 6-7 Geometria del cuneo critico nei confronti dello scivolamento planare lungo il piano Jn6. Margine Destro Angosto Chepete

Per quel che concerne i cunei tridimensionali che scivolano lungo l'intersezione tra i piani ST – Jn4 e ST – Jn6 si noti che, essendo gli stessi di dimensioni molto ridotte, non si considera stabilizzarli mediante chiodi.

La loro stabilità può essere comunque garantita dalla presenza di una rete metallica in aderenza che, come predetto, viene interposta tra i chiodi, coprendo l'intera estensione areale del versante.

L' intervento di stabilizzazione, pertanto, risulta consistere in una chiodatura composta da 6 chiodi del diametro di 32 mm, aventi una lunghezza, stabilita sulla base delle raccomandazioni esposte al paragrafo 6.2, pari a 6 m, volti a stabilizzare un blocco soggetto a scivolamento planare lungo il piano Jn6 (Figura 6-8).

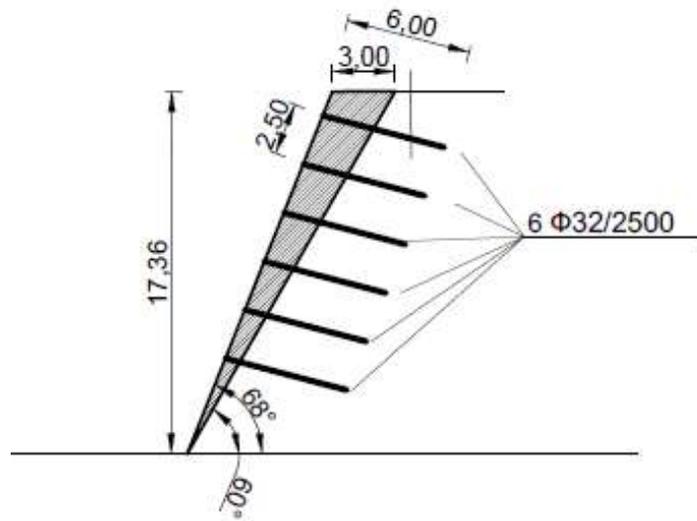


Figura 6-8 Distinta della chiodatura locale sul cuneo critico soggetto a scivolamento planare lungo Jn6. Margine destro Angosto Chepete

Nell'ipotesi che il cuneo critico si ripeta lungo tutta l'altezza del versante, si ottengono complessivamente 10 cunei del tipo in figura 6-7; in definitiva, sul fronte destro dell'Angosto Chepete risultano necessari, in accordo alle analisi finora condotte e sulla base del rilievo reso disponibile, 60 chiodi, del diametro di 32 mm, con interasse variabile tra i 2.5 e i 3.0 metri.

7 CONCLUSIONI

Lo studio condotto nel presente elaborato di tesi, ha riguardato l'analisi di stabilità dei versanti in roccia in corrispondenza dei quali verrà realizzata la diga del Chepete, lungo il Rio Beni, in Bolivia.

Il procedimento che porta alla valutazione della stabilità dei versanti interessati da un'opera di così imponenti dimensioni e di così grande rilevanza e alla successiva progettazione degli interventi di stabilizzazione, prevede uno studio molto approfondito delle caratteristiche fisico-meccaniche e geometriche degli elementi che costituiscono i versanti e si sviluppa secondo delle fasi ben precise.

La prima operazione effettuata è stata quella di consultare la relazione geologico-geotecnica denominata “Informe Geologico”, redatta dalle figure professionali, quali geologi ed ingegneri, facenti parte della società Geodata, all'interno della quale vi sono riportati i risultati derivanti dai rilievi geostrutturali e dalle prove in situ e in laboratorio eseguite sulla matrice rocciosa e sulle discontinuità che costituivano l'ammasso roccioso, al fine di effettuare la caratterizzazione geotecnica del sito.

Dall'elaborazione dei dati riportati all'interno dell'Informe Geologico, è stato possibile classificare l'ammasso roccioso secondo Bienawski (1973, 1989) e Romana (Bienawski, 1973, Romana, 1985).

La classificazione secondo Bienawski ha mostrato un ammasso di media – buona qualità, essendo stato stimato un punteggio del “Rock Mass Rating di base”, RMR_{base} , pari a 60, mentre secondo Romana, l'ammasso è risultato di mediocre qualità, essendo collocabile in classe III, individuata

da valori dello “Slope Mass Rating”, SMR, compresi in un intervallo tra 41 e 60.

La diversità tra i due sistemi di classificazione, in termini di qualità dell’ammasso roccioso, è imputabile al fatto che il metodo Romana nasce come integrazione del metodo Bienawski per ovviare all’incompatibilità di quest’ultimo con la valutazione dei cinematismi potenzialmente attivabili su un versante.

Per tale ragione, nel presente studio, si è fatto riferimento alla classificazione secondo Romana, essendo più dettagliata e più cautelativa.

Dagli studi empirici condotti da Bienawski (1978) e Serafim & Pereira (1983), sono stati stimati, per l’ammasso roccioso, i parametri deformativi riportati nel seguito:

- Coesione, c' : 0.3 MPa;
- Angolo di attrito interno, Φ' : 35°;
- Modulo di Young, E: 20 GPa.

Sulla base delle prove eseguite in situ e in laboratorio sono stati poi ricavati i parametri fisici e meccanici delle discontinuità e della matrice rocciosa, ottenendo i seguenti valori:

- Peso dell’unità di volume, γ : 24 kN/m³;
- Angolo di attrito lungo i piani di discontinuità, Φ' : 41°;
- Coesione lungo i piani di discontinuità, c' : 5 kPa.

Ai fini della progettazione, tuttavia, si è scelto di adottare un valore nullo della coesione, in accordo al criterio di resistenza puramente attritivo

di Mohr - Coulomb (1773) conducendo di fatto un'analisi più conservativa.

Una volta conclusa la caratterizzazione geotecnica per il sito dell'Angosto Chepete, si è proceduto ad analizzare i possibili cinematismi che interessavano i versanti, al fine di realizzare i modelli geomeccanici, che rappresentassero, in forma semplificata, il comportamento dell'ammasso roccioso (Castelli et al., 2001), sulla base dei quali è stata poi valutata la stabilità di entrambi i fronti.

A tale scopo, per ciascuno dei due fronti dell'Angosto Chepete, sono stati riportati sullo stereogramma equatoriale, le ciclografiche dei piani di discontinuità, del fronte e dell'angolo di attrito lungo i giunti e sono stati individuati graficamente, in accordo al "Test di Markland" (1972), tutti i possibili cinematismi che avrebbero potuto interessare i versanti.

Si è proceduto pertanto all'analisi dei possibili cinematismi secondo il metodo Romana (1985), utilizzando i valori medi di giacitura dei piani rilevati sui versanti, nel corso del rilievo geostrutturale, che, al contrario di quanto graficamente osservato, non ha restituito alcuna possibilità di cinematismo.

Si è quindi deciso di approfondire l'analisi dei cinematismi, per tener conto delle naturali variazioni intrinseche dei piani di discontinuità, facendo variare statisticamente i valori di giacitura nell'intorno dei valori medi. Per farlo, è stato implementato un codice di calcolo su Visual Basic che consentiva di effettuare tutte le possibili combinazioni di giacitura dei piani e delle intersezioni degli stessi e di valutare, per ciascuna di esse, la possibilità di cinematismo, in accordo al metodo Romana (1985).

Il risultato si è tradotto in una certa popolazione di piani che è risultata instabile, rispetto alla popolazione totale, quest'ultima comprendente tutte le possibili combinazioni di giacitura dei piani e di intersezione tra gli stessi, ottenibili dal codice di calcolo suddetto.

Dal rapporto tra la popolazione di piani instabili e la popolazione totale è stata pertanto stimata la probabilità con cui ciascun cinematisma può avvenire, i cui risultati sono stati riassunti nelle tabelle 4.4-2, 4.4-3 e 4.4-4 del capitolo 4.

Si è quindi proceduto alla realizzazione dei modelli geostrutturali per tutti i cinematismi che hanno mostrato una probabilità di accadimento non inferiore alla soglia limite, fissata pari a 5×10^{-4} , escludendo pertanto dalla modellazione lo scivolamento a cuneo tridimensionale dovuto all'intersezione tra i piani Jn2 e Jn4, rilevati sul fronte destro.

La modellazione dei meccanismi, per la valutazione della probabilità di rottura associata a ciascun possibile cinematisma, è stata effettuata mediante i software prodotti dalla Rocscience, RocPlane e Swedge, che consentono di determinare la stabilità di un versante nei confronti rispettivamente dello scivolamento planare e dello scivolamento a cuneo tridimensionale, utilizzando i metodi all'equilibrio limite, mentre l'analisi di stabilità per Toppling ha previsto una prima modellazione attraverso il software RocToppo, che non è risultata rappresentativa delle reali caratteristiche geometriche dei versanti e dei piani che lo fratturano e una seconda attraverso l'applicativo Autocad, prodotto da Autodesk.

Le modellazioni dei meccanismi di scivolamento sono state condotte anch'esse seguendo un approccio probabilistico, mentre la stabilità dei versanti nei confronti del toppling è stata valutata in termini deterministici, in quanto, la ridotta variabilità dell'angolo di inclinazione

del giunto sub-parallelo al fronte non avrebbe comportato alcuna sostanziale differenza in termini di stabilità.

Dalle analisi di stabilità eseguite su entrambi i fronti dell'Angosto Chepete, sono state restituite, per ciascun modello realizzato, le probabilità di rottura, riassunte nelle tabelle 5.5-3 e 5.5-4 del capitolo 5.

Per quel che concerne la modellazione nei confronti del toppling, si è osservato come le ridotte spaziatore e persistenze dei piani che mostravano una probabilità di accadimento non nulla per tale cinematismo, non consentissero la formazione di colonne in grado di ribaltare, pur essendo la loro giacitura a favore di tale meccanismo; si è concluso pertanto che la probabilità di rottura nei confronti del toppling è nulla su entrambi i fronti dell'Angosto Chepete.

Si è proceduto quindi alla modellazione di ciascun cinematismo, considerando come terremoto di progetto quello risultato al termine dello studio di pericolosità sismica del sito, condotto dalla società Geodata. In particolare, trattandosi di interventi a lungo termine, si è fatto riferimento al livello prestazionale "MDE" (Maximum Design Earthquake), definito dalle normative U.S.A.C.E. come il terremoto caratterizzato da una probabilità di eccedenza del 10% e un periodo di ritorno di 950 anni. Dallo studio è emerso un sisma di bassa intensità e magnitudo, caratterizzato da una PGA (Peak Ground Acceleration) pari al 5% dell'accelerazione di gravità, g.

L'analisi di stabilità in presenza di sisma è stata effettuata attraverso il metodo pseudostatico, traducendo l'azione sismica in un'azione inerziale equivalente, orizzontale, con coefficiente sismico, k, pari a 0.03, determinato in accordo alle prescrizioni della normativa U.S.A.C.E.

Il risultato della modellazione sismica è consistito in un lieve incremento delle probabilità di rottura, per ciascun cinematiso, dovuto all'aumento della popolazione instabile che, tuttavia, non ha mostrato significative diversità, in termini geometriche e dimensionali, rispetto alla popolazione instabile ottenuta dall'analisi di stabilità in condizioni statiche.

Ciò denota che un lieve terremoto, risultato della bassissima sismicità del sito, non rappresenta la causa principale di instabilità dei versanti, imputabile, invece, alle particolari geometrie e dimensioni dei blocchi presenti su di esso.

Sulla base del rilievo reso disponibile da Geodata e dei derivanti risultati della modellazione condotta, si è infine proceduto alla progettazione degli interventi di stabilizzazione che, come si è visto, sono costituiti da chiodi e reti metalliche in aderenza.

Ai fini progettuali, sono stati esportati, da ciascun modello, i dati relativi alla geometria di tutti i cunei che hanno mostrato un fattore di sicurezza minore dell'unità; per ciascuno di esso, è stata calcolata la forza coesiva strettamente necessaria a garantire valori del fattore di sicurezza di almeno 1.5 per la configurazione statica e almeno 1.1 per la configurazione sismica, come raccomandato dalla normativa U.S.A.C.E. e, invertendo la formula di Bjurstrom (1974), è stato calcolato il numero di chiodi ad essa corrispondente. Arrotondando quest'ultimo valore all'intero immediatamente successivo, è stato pertanto determinato il numero di chiodi di progetto.

Di tutti i cunei, si è considerato lo scenario più gravoso, quello cioè che ha richiesto il maggior numero di chiodi.

Per ogni modello realizzato per i due fronti dell'Angosto Chepete, è stato scelto come sistema di chiodature, per quel versante, il massimo calcolato.

Le analisi hanno mostrato che lo scenario più gravoso è stato quello corrispondente alla modellazione in assenza di sisma.

Per entrambi i fronti dell'Angosto Chepete, il cinematismo che ha richiesto il più massivo intervento di stabilizzazione è risultato essere lo scivolamento planare.

In particolare, per il margine destro, è stato necessario proporre come intervento di chiodatura sistematica quello atto a stabilizzare il cuneo planare che si forma dall'intersezione tra il piano Jn6 e il fronte scavo, che richiede 6 chiodi del diametro di 32 mm e aventi una lunghezza di 6 metri (Figura 7-1), inclinati di 15° rispetto alla direzione orizzontale per facilitare il getto di malta cementizia e spazati tra loro di 2.5 m.

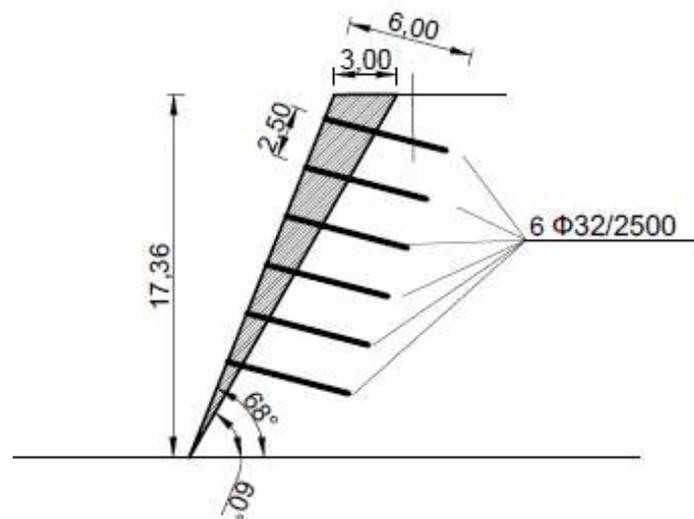


Figura 7-1 Chiodatura sistematica volta a stabilizzare il margine destro dell'Angosto Chepete.

Considerando cautelativamente la formazione di 10 blocchi lungo l'altezza complessiva del versante, occorreranno, pertanto, un totale di 60 chiodi per stabilizzare il margine destro dello stretto del Chepete.

Per il margine sinistro, di contro, l'intervento di stabilizzazione è stato progettato sulla base del cuneo planare che si forma a seguito dell'intersezione tra il piano di discontinuità, Jn3 con il fronte, che richiede 1 chiodo, del diametro di 32 mm una lunghezza di 2 metri, inclinato di 15° rispetto alla direzione orizzontale per facilitare il getto di malta cementizia (Figura 7-2).

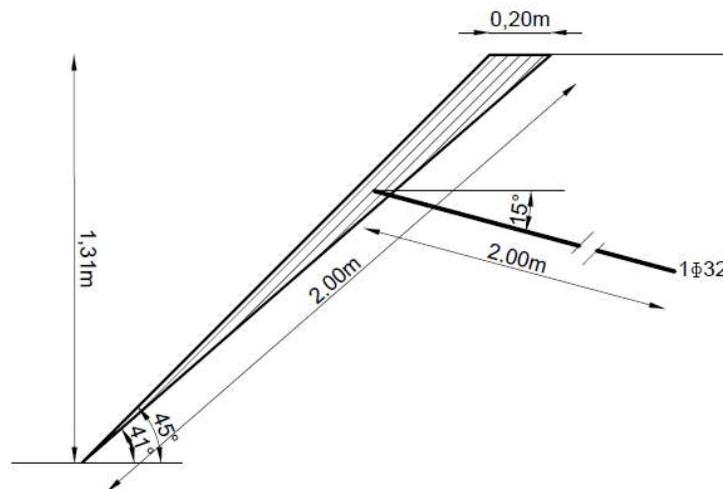


Figura 7-2 Chiodatura sistematica volta a stabilizzare il margine destro dell'Angosto Chepete

La scelta di considerare la formazione di 133 cunei di figura 7-2 lungo tutta l'altezza del versante, richiederebbe l'installazione di 133 chiodi spazati di 1,30 m.

Una progettazione siffatta porta tuttavia ad un eccessivo sovradimensionamento dell'intervento di stabilizzazione, mostrando come un sistema di chiodature non risulta l'intervento più

economicamente vantaggioso per stabilizzare il fronte sinistro dell'Angosto Chepete.

Tuttavia, si è osservato che i cunei che si formano sul versante sinistro, a seguito dell'attraversamento del piano Jn3 all'interno dell'ammasso roccioso, sono spazati tra loro di circa 7m.

In alternativa, risulterebbe plausibile per la stabilizzazione del fronte sinistro dell'Angosto Chepete, una rete metallica in aderenza, fissata all'ammasso roccioso mediante chiodi aventi interasse pari a 7m e lunghezza pari a 1m.

Al fine di valutare l'efficienza dei chiodi progettati nel presente elaborato di tesi e di progettare le reti metalliche aderenti all'ammasso roccioso, si potrebbe svolgere un'analisi numerica con un modello del discontinuo (DEM), per entrambi i fronti dell'Angosto Chepete, che consenta di considerare la disposizione reale di tutti i piani che interessano l'ammasso roccioso e di non trascurare la deformabilità della matrice rocciosa, ma anche (e soprattutto) quella delle discontinuità. Il modello agli elementi distinti dovrà comprendere i sistemi di chiodature proposti nel presente studio.

Un ulteriore sviluppo del lavoro potrebbe richiedere di analizzare l'effetto del sisma in maniera più approfondita, utilizzando nella modellazione la "time history" valutata per il terremoto di riferimento.

BIBLIOGRAFIA

Barbero M., 2017

Slides delle lezioni del corso di Stabilità degli scavi e opere di sostegno. Politecnico di Torino.

Bayes T., 1763.

An Essay towards solving a Problem in the Doctrine of Chances.

Bieniawski Z.T. 1973

Engineering classification of jointed rock masses, in "Trans S. Afr. Inst. Civ. Engrs", 15, 335-344

Bieniawski Z.T. 1989.

Engineering rock mass classifications. John Wiley & Sons, New York

Bjurstrom S., 1974.

Shear strength of hard rock joints reinforced by grouted untensioned bolts. Proc. 3rd Congr. In Rock Mechanics, ISRM, Denver, Vol II B, 1194-1199

Castelli M., Forlati F., Scavia C. 2001.

Landslides: the questions of the decision-maker and the answer of the modelisation, in Proceedings of the 1st International Conference Albert Caquot (Paris, 3 – 5 October 2001), Presses Ponts et Chaussées, Paris.

Coulomb C.A., 1773.

Essai sur une application des règles de maximis et de minimis à quelques problèmes de Statique relatifs à l'Architecture

Duncan C Wyllie & Christopher Mah, 2005.

Rock Slope Engineering, civil and mining, 4th edition. 153-175

Foti S., 2016

Slides del corso di Geotecnica Sismica. Politecnico di Torino

Geodata, 2016

Informe Geologico.

Geodata, 2017

Estudio del cálculo de recurrencia sísmica en el bala dentro del estudio de diseño técnico de preinversión (EDTP) Proyecto Hidroeléctrico El Bala. Abril, 2017. La Paz - Bolivia

Goodman, R. E. and Bray, J., 1976

Toppling of rock slopes. ASCE, Proc. Specialty Conf. on Rock Eng. for Foundations and Slopes, Boulder, CO, 2, 201-234.

ISRM, 1981.

Basic geotechnical description of rock masses. Int. Joint Rock Mech. Min. Sci., 18, 85 – 91.

Laplace, P.S., 1774.

Mémoire sur la probabilité des causes par les évènements. Mémoires de l'Académie Royale des Sciences Présentés par Divers Savan, 6, 621–656

Lavenu A., Thiele R., Machette M., Dart R., Bradley L., Haller K., 2000.

Maps and Database of Quaternary Faults in Bolivia and Chile. U.S. Geological Service, 2000

Markland J.T. 1972.

A useful technique for estimating the stability of rock slope when the rigid wedge sliding type of failure is expected. Imperial College Rock Mechanics Research Report, 19.

Palmstrom A., 2001b.

Measurement and characterization of rock mass jointing. In 'In-situ characterization of rocks'. Sharma V.M. and Saxena K.R. eds., A.A. Balkema publishers, 49 - 97.

Palmstrom A., Blindheim O.T. and Broch E., 2002.

The Q system – possibilities and limitations. (in Norwegian) Norwegian annual tunnelling conference on Fjellsprengningsteknikk / Bergmekanikk / Geoteknikk, Oslo, 41.1 – 41.38.

Palmström A. and Nilsen B., 2000.

Engineering geology and rock engineering. Handbook. Norwegian Rock and Soil Engineering Association, 250 p.

Palmström A. and Singh R., 2001.

The deformation modulus of rock masses - comparisons between in situ tests and indirect estimates. Tunnelling and Underground Space Technology, Vol. 16, No. 3, pp. 115 - 131.

Peck, R.B (1969).

Advantages and limitations of the observational method in applied soil mechanics, Geotechnique, 19, No. 2, pp. 171–187.

Peck, R.B., Powderham, A.J. 1999.

Talking Point, Ground Engineering, Vol. 32, No. 2, p. 3.

Romana M., 1985.

New adjustment ratings for application of Bieniawski classification to slope. Int. Symp. On the role of rock mechanics. Zacatecas, 49 – 53.

Serafim J.L., Pereira J.P., 1983.

Considerations on the geomechanics classification of Bieniawski, in Proceeding of the International Symposium of Engineering Geology and Underground Cotruction (Lisbon, Portugal). Laboratòrio Nacional de Engenharia Civil, Lisbon.

Scavia C., 2015

Slides delle lezioni del corso di Meccanica delle rocce. Politecnico di Torino.

NORMATIVE DI RIFERIMENTO

U.S.A.C.E. – EM_ 1110-2-1806

U.S.A.C.E. - EM_1110-2-2100

U.S.A.C.E. - EM_1110-2-6053

ALLEGATO 1

**Codice di calcolo per l'analisi dei
cinematismi con approccio
probabilistico**

```

Sub Main_Calc()

Dim n_1 As Double
Dim n_2 As Double
Dim n_3 As Double
Dim n_4 As Double
Dim n_5 As Double

Dim Diptemplg As Integer
Dim Dirtemplg As Integer
Dim Diptemp2g As Integer
Dim Dirtemp2g As Integer
Dim Diptemplr As Double
Dim Dirtemplr As Double
Dim Diptemp2r As Double
Dim Dirtemp2r As Double
Dim Dir_i_t As Double
Dim Dip_i_t As Double
Dim Pi As Double

Dim VerPlan As Integer
Dim VerTop As Integer

Dim i As Double
Dim e As Double
Dim j As Double
Dim r As Double
Dim r1 As Double
Dim r2 As Double
Dim r3 As Double
Dim r4 As Double

Dim DIR_t As Integer
Dim DIP_t As Integer

StartTimer

Set ws1 = ThisWorkbook.Sheets("Input")
Set ws2 = ThisWorkbook.Sheets("Calcolo")
Set ws3 = ThisWorkbook.Sheets("Intersezione")
Set ws4 = ThisWorkbook.Sheets("Risultati")

Pi = 3.14159265358979
Phi = ws2.Range("i2").Value
ws4.Range("c5:z250000").ClearContents

Application.ScreenUpdating = False

n_1 = 0
n_2 = 0
n_3 = 0
n_4 = 0
n_5 = 0

n_1 = ws1.Range("C3") 'n famiglie

r1 = 0

```

```
r2 = 0
r3 = 0
r4 = 0
```

```
ws2.Range("G2").Value = ws1.Range("J6").Value 'Copia Incolla DIP
ws2.Range("H2").Value = ws1.Range("I6").Value 'Copia Incolla DIP/DIR
ws2.Range("I2").Value = ws1.Range("K6").Value 'Copia Incolla Phi
```

```
For i = 0 To n_1 - 2
```

```
    For e = i + 1 To n_1 - 1
```

```
        ws2.Range("M2").Value = ws1.Range("B6").Offset(i, 0).Value
        ws2.Range("N2").Value = ws1.Range("B6").Offset(e, 0).Value
```

```
        ws2.Range("B2").Value = ws1.Range("C6").Offset(i, 0).Value
        ws2.Range("B4").Value = ws1.Range("D6").Offset(i, 0).Value
        ws2.Range("A2").Value = ws1.Range("E6").Offset(i, 0).Value
        ws2.Range("A4").Value = ws1.Range("F6").Offset(i, 0).Value
```

```
        ws2.Range("E2").Value = ws1.Range("C6").Offset(e, 0).Value
        ws2.Range("E4").Value = ws1.Range("D6").Offset(e, 0).Value
        ws2.Range("D2").Value = ws1.Range("E6").Offset(e, 0).Value
        ws2.Range("D4").Value = ws1.Range("F6").Offset(e, 0).Value
```

```
Calc_Int
```

```
n_2 = ws2.Range("B5") 'comb fam 1
n_3 = ws2.Range("E5") 'comb fam 2
n_4 = ws2.Range("N5") 'comb inters
n_5 = ws2.Range("P5") 'n cinem
```

```
If i > 0 Then GoTo 800
```

```
If e > i + 1 Then GoTo 100
```

```
    For j = 0 To n_2 - 1
```

```
        DIR_t = ws2.Range("B7").Offset(j, 0).Value
        DIP_t = ws2.Range("A7").Offset(j, 0).Value
```

```
        VerPlan = 0
```

```
        'If (Abs(DIR_t - dirp) > 340 And DIP_t < dipp And DIP_t + 1 > phi)
Or (Abs(DIR_t - dirp) < 20 And DIP_t < dipp And DIP_t + 1 > phi) Then
        VerPlan = 1
```

```
        If (Abs(DIR_t - dirp) > 340 And DIP_t < dipp And DIP_t + 1 > Phi)
Then VerPlan = 1
```

```
        If (Abs(DIR_t - dirp) < 20 And DIP_t < dipp And DIP_t + 1 > Phi)
Then VerPlan = 1
```

```
        If VerPlan = 1 Then
```

```

        ws4.Range("C5").Offset(r1, 0).Value =
ws2.Range("M2").Value 'Nome famiglia
        ws4.Range("D5").Offset(r1, 0).Value =
ws2.Range("A2").Value 'DIP
        ws4.Range("E5").Offset(r1, 0).Value =
ws2.Range("A7").Offset(j, 0).Value - ws2.Range("A2").Value 'deltaDIP
        ws4.Range("F5").Offset(r1, 0).Value =
ws2.Range("B2").Value 'DIP/DIR
        ws4.Range("G5").Offset(r1, 0).Value =
ws2.Range("B7").Offset(j, 0).Value - ws2.Range("B2").Value 'deltaDIP/DIR

        r1 = r1 + 1
    Else
        GoTo 100

    End If
100    Next j

    If e > i + 1 Then GoTo 400

        For j = 0 To n_2 - 1

            DIR_t = ws2.Range("B7").Offset(j, 0).Value
            DIP_t = ws2.Range("A7").Offset(j, 0).Value

            VerPlan = 0
            If Abs(dirp - DIR_t) > 160 And Abs(dirp - DIR_t) < 200 And (dipp +
DIP_t) > (90 + Phi) Then VerPlan = 1

                If VerPlan = 1 Then

                    ws4.Range("V5").Offset(r4, 0).Value =
ws2.Range("M2").Value 'Nome famiglia
                    ws4.Range("W5").Offset(r4, 0).Value =
ws2.Range("A2").Value 'DIP
                    ws4.Range("X5").Offset(r4, 0).Value =
ws2.Range("A7").Offset(j, 0).Value - ws2.Range("A2").Value 'deltaDIP
                    ws4.Range("Y5").Offset(r4, 0).Value =
ws2.Range("B2").Value 'DIP/DIR
                    ws4.Range("Z5").Offset(r4, 0).Value =
ws2.Range("B7").Offset(j, 0).Value - ws2.Range("B2").Value 'deltaDIP/DIR

                    r4 = r4 + 1
                Else
                    GoTo 400

                End If
400

            Next j

            For j = 0 To n_3 - 1

```

```

DIR_t = ws2.Range("E7").Offset(j, 0).Value
DIP_t = ws2.Range("D7").Offset(j, 0).Value

VerPlan = 0

If (Abs(DIR_t - dirp) > 340 And DIP_t < dipp And DIP_t + 1 > Phi)
Then VerPlan = 1
If (Abs(DIR_t - dirp) < 20 And DIP_t < dipp And DIP_t + 1 > Phi)
Then VerPlan = 1

If VerPlan = 1 Then

ws4.Range("C5").Offset(r1, 0).Value =
ws2.Range("N2").Value 'Nome famiglia 2
ws4.Range("D5").Offset(r1, 0).Value =
ws2.Range("D2").Value 'DIP
ws4.Range("E5").Offset(r1, 0).Value =
ws2.Range("D7").Offset(j, 0).Value - ws2.Range("D2").Value 'deltaDIP
ws4.Range("F5").Offset(r1, 0).Value =
ws2.Range("E2").Value 'DIP/DIR
ws4.Range("G5").Offset(r1, 0).Value =
ws2.Range("E7").Offset(j, 0).Value - ws2.Range("E2").Value 'deltaDIP/DIR

r1 = r1 + 1
Else
GoTo 200

End If

200

Next j

For j = 0 To n_3 - 1

DIR_t = ws2.Range("E7").Offset(j, 0).Value
DIP_t = ws2.Range("D7").Offset(j, 0).Value

VerPlan = 0
If Abs(dirp - DIR_t) > 160 And Abs(dirp - DIR_t) < 200 And (dipp +
DIP_t) > (90 + Phi) Then VerPlan = 1

If VerPlan = 1 Then

ws4.Range("V5").Offset(r4, 0).Value =
ws2.Range("N2").Value 'Nome famiglia 2
ws4.Range("W5").Offset(r4, 0).Value =
ws2.Range("D2").Value 'DIP
ws4.Range("X5").Offset(r4, 0).Value =
ws2.Range("D7").Offset(j, 0).Value - ws2.Range("D2").Value 'deltaDIP
ws4.Range("Y5").Offset(r4, 0).Value =
ws2.Range("E2").Value 'DIP/DIR
ws4.Range("Z5").Offset(r4, 0).Value =
ws2.Range("E7").Offset(j, 0).Value - ws2.Range("E2").Value 'deltaDIP/DIR

```

```

        r4 = r4 + 1
    Else
        GoTo 500

    End If

500

    Next j

800

    If n_5 > 0 Then

        For j = 0 To n_5 - 1

            Lem_comb = ws2.Range("M2") & " - " & ws2.Range("N2")
            ws4.Range("H5").Offset(r2, 0).Value = Lem_comb 'Nome
famiglia 1 + Nome famiglia 2
            ws4.Range("I5").Offset(r2, 0).Value =
ws2.Range("M2").Value 'Nome famiglia 1
            ws4.Range("J5").Offset(r2, 0).Value =
ws2.Range("N2").Value 'Nome famiglia 2

            ws4.Range("K5").Offset(r2, 0).Value =
ws2.Range("A2").Value 'DIP1
            ws4.Range("L5").Offset(r2, 0).Value =
ws2.Range("H7").Offset(j, 0).Value - ws2.Range("A2").Value 'deltaDIP1
            ws4.Range("M5").Offset(r2, 0).Value =
ws2.Range("B2").Value 'DIP/DIR1
            ws4.Range("N5").Offset(r2, 0).Value =
ws2.Range("I7").Offset(j, 0).Value - ws2.Range("B2").Value 'deltaDIP/DIR1

            ws4.Range("O5").Offset(r2, 0).Value =
ws2.Range("D2").Value 'DIP2
            ws4.Range("P5").Offset(r2, 0).Value =
ws2.Range("J7").Offset(j, 0).Value - ws2.Range("D2").Value 'deltaDIP2
            ws4.Range("Q5").Offset(r2, 0).Value =
ws2.Range("E2").Value 'DIP/DIR2
            ws4.Range("R5").Offset(r2, 0).Value =
ws2.Range("K7").Offset(j, 0).Value - ws2.Range("E2").Value 'deltaDIP/DIR2

            ws4.Range("S5").Offset(r2, 0).Value =
ws2.Range("M7").Offset(j, 0).Value 'DIP Int
            ws4.Range("T5").Offset(r2, 0).Value =
ws2.Range("N7").Offset(j, 0).Value 'DIR Int

            r2 = r2 + 1

        Next j

    Else
        GoTo 300
    End If

300

    Next e

```

```

Next i

r3 = 0

ws1.Range("l6:q2000").ClearContents

For i = 0 To n_1 - 2

    For e = i + 1 To n_1 - 1

        Diptemp1g = ws1.Range("E6").Offset(i, 0)
        Dirtemp1g = ws1.Range("C6").Offset(i, 0)
        Diptemp2g = ws1.Range("E6").Offset(e, 0)
        Dirtemp2g = ws1.Range("C6").Offset(e, 0)

        Diptemp1r = Diptemp1g / 180 * Pi
        Dirtemp1r = Dirtemp1g / 180 * Pi
        Diptemp2r = Diptemp2g / 180 * Pi
        Dirtemp2r = Dirtemp2g / 180 * Pi

        Dir_i_t = (Tan(Diptemp1r) * Cos(Dirtemp1r) - Tan(Diptemp2r) *
        Cos(Dirtemp2r)) / (Tan(Diptemp2r) * Sin(Dirtemp2r) - Tan(Diptemp1r) *
        Sin(Dirtemp1r))
        Dir_i_t = Atn(Dir_i_t)
        Dip_i_t = Tan(Diptemp2r) * Cos(Dirtemp2r - Dir_i_t)
        Dip_i_t = Atn(Dip_i_t)

        Dir_i_t = Dir_i_t / Pi * 180 'Dir intersezione deg
        Dip_i_t = Dip_i_t / Pi * 180 'Dip intersezione deg

        If Dip_i_t < 0 Then
            Dir_i_t = Dir_i_t + 180
            Dip_i_t = Dip_i_t * -1
        ElseIf Dir_i_t < 0 Then
            Dir_i_t = Dir_i_t + 360
        End If

        Count = r3 + 1
        Lem1 = Count
        Lem2 = ws1.Range("B6").Offset(i, 0) & " - " &
ws1.Range("B6").Offset(e, 0)
        Lem3 = ws1.Range("B6").Offset(i, 0)
        Lem4 = ws1.Range("B6").Offset(e, 0)

        ws1.Range("L6").Offset(r3, 0).Value = Lem1
        ws1.Range("M6").Offset(r3, 0).Value = Lem2
        ws1.Range("N6").Offset(r3, 0).Value = Dir_i_t
        ws1.Range("O6").Offset(r3, 0).Value = Dip_i_t
        ws1.Range("P6").Offset(r3, 0).Value = Lem3
        ws1.Range("Q6").Offset(r3, 0).Value = Lem4
    
```

```
        r3 = r3 + 1
    Next e
Next i

ws2.Range("p5").Value = RangeP5

Application.ScreenUpdating = True

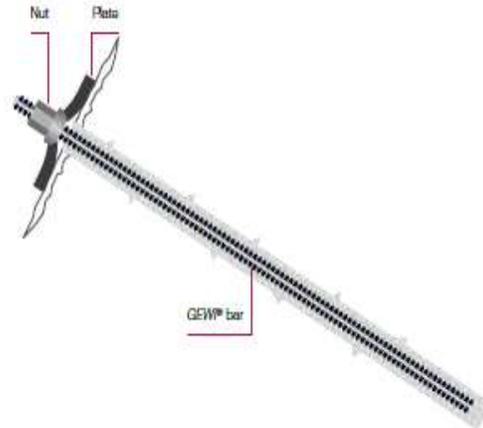
EndTimer

End Sub
```

ALLEGATO 2

Stralcio del Catalogo degli interventi di stabilizzazione per versanti in roccia

DYWIDAG THREADBAR®



Main Advantages

- Optimized ratio of anchor force to borehole diameter
- Continuous threaded bar allows length adjustment and subsequent extension on-site
- Wear-resistant coarse thread according to the requirements in underground construction



System Components

- GEW® bar
 - With right or left hand coarse thread
 - Optional extension using couplings
- Plate
 - Domed or flat
- Nut
 - Domed or hexagonal version
 - Eye bolts available on request
- Double corrosion-protected version and free length systems with jacket tube available on request

Specifications

Type	Nominal diameter [mm]	Cross-sectional area [mm ²]	Yield strength [N/mm ²]	Tensile strength [N/mm ²]	Yield load [kN]	Ultimate load [kN]
GEW® - left-hand thread	16	201	500	550	101	111
	20	314	500	550	157	173
	25	491	500	550	246	270
	28	616	500	550	306	339
	32	804	500	550	402	442
	40	1,257	500	550	628	691
GEW® Plus - right-hand thread	50	1,963	500	550	982	1,080
	18	254	670	800	170	204
	22	380	670	800	255	304
	25	491	670	800	329	393
	28	616	670	800	413	493
	30	707	670	800	474	565
	35	962	670	800	645	770
	43	1,452	670	800	973	1,162
	57.5	2,597	670	800	1,740	2,077

RINGRAZIAMENTI

Desidero ringraziare tutti coloro che hanno preso parte alla mia carriera universitaria, restandomi vicini fino al raggiungimento di questo importante traguardo.

I più sentiti ringraziamenti vanno ai miei tutor accademici, prof.ssa M. Pirulli e prof. C. Scavia, per il loro impegno e la loro costanza nel guidarmi durante la stesura del presente elaborato.

Ringrazio il tutor aziendale, dott. A. Eusebio, per avermi concesso la grande e tanto ambita opportunità di sviluppare la presente tesi su un progetto così strategico ed appassionante.

Ringrazio la società Geodata, che mi ha aperto le porte al mondo del lavoro, concedendomi spazi e comfort di ogni tipo.

Ringrazio Fabrizio per lo straordinario supporto professionale (e morale!) offertomi durante la mia permanenza in ufficio.

Ringrazio Fiamma, Mirko, Alessandro, Katiuscia, Carola, Simone, Luigi (e qui la lista continuerebbe ancora...) per i consigli e le parole donatemi durante le pause pranzo.

Un ringraziamento particolare va anche alla prof.ssa M. Barbero, per essere stata sempre presente nel mio percorso di laurea magistrale e per aver mostrato grande umanità in una particolare circostanza della mia vita.

Ringrazio il mio migliore amico, Nicola e la mia migliore amica, dott.ssa Alessia, per essere stati sempre presenti, nonostante i 1000 km che ci dividono.

Ringrazio tutti gli amici e colleghi universitari per aver condiviso con me, ad ogni appello, ansie e preoccupazioni ma anche gioie e soddisfazioni.

Ringrazio i miei fratelli Giuseppe, Mario, Massimo e Alessio, per essermi stati sempre vicini nei momenti più difficili, incoraggiandomi ad andare avanti a denti stretti. E li ringrazio, assieme alle mie cognate, Vanessa, Antonella, Gisella e Rossella per avermi donato 8 meravigliosi marmocchi che, con la loro purezza e i loro sorrisi, riempiono il cuore di gioia, anche nei momenti più bui.

Ringrazio me stesso, per la testardaggine e l'impegno che mi hanno portato ad aggiungere un importante tassello alla mia istruzione e alla mia formazione.

E poi... poi ringrazio voi, Mamma e Papà, le persone più importanti. Le persone a cui devo la vita, la mia personalità, la mia crescita: le persone a cui devo semplicemente tutto. E vi ringrazio per farmi sentire tutti i giorni la vostra presenza al mio fianco, prendendomi per mano e accompagnandomi verso ogni traguardo, rendendo ogni ostacolo più facile da superare. Ovunque voi siate, vi voglio bene.