

UNIVERSITÀ DEGLI STUDI DI PARMA

FACOLTA' DI INGEGNERIA
DOTTORATO DI RICERCA IN
INGEGNERIA GEOTECNICA
XIX CICLO

TESI DI DOTTORATO

***ANALISI DELLE CONDIZIONI DI STABILITA'
DELLE ANTICHE CAVE SOTTERRANEE
DI PIETRA DI VIGGIU'***

NICOLA BARBONE



UNIVERSITÀ DEGLI STUDI DI PARMA

**FACOLTA' DI INGEGNERIA
DOTTORATO DI RICERCA IN
INGEGNERIA GEOTECNICA
XIX CICLO**

TESI DI DOTTORATO

***ANALISI DELLE CONDIZIONI DI STABILITA'
DELLE ANTICHE CAVE SOTTERRANEE
DI PIETRA DI VIGGIU'***

**DOTTORANDO:
NICOLA BARBONE**

TUTORE PROF. ING. ANNA MARIA FERRERO

COORDINATORE DEL CORSO PROF. ING. GIANPAOLO GIANI

INDICE

1. INTRODUZIONE	3
2. CARATTERISTICHE GEOLOGICHE E GEOMORFOLOGICHE DELL'AMMASSO ROCCIOSO	5
2.1. Inquadramento Geografico	5
2.2. Inquadramento Geologico.....	8
2.3. Assetto strutturale	13
2.4. Inquadramento Geomorfológico.....	15
2.5. Cenni sullo stato attuale delle antiche cave.....	18
3. CARATTERIZZAZIONE GEOMECCANICA DELL'AMMASSO ROCCIOSO.....	20
3.1. Rilievi geostrutturali di dettaglio	20
3.1.1. Discontinuità.....	20
3.1.2. Carsismo	26
3.1.3. Solette	27
3.1.4. Pilastrì.....	30
3.1.5. Elementi morfologici e antropici	31
3.1.6. Imbocchi e accessi laterali alle aree coltivate	33
3.2. Analisi e prove di laboratorio.....	41
3.3. Prove in sito per la determinazione dello stato tensionale	49
3.3.1. Sintesi dei risultati.....	57
3.4. Prove geofisiche per la determinazione dello spessore di ripiena.....	60
3.5. Caratterizzazione geomeccanica	63
3.5.1. Parametri di progetto.....	63
4. MONITORAGGIO DELLE CONDIZIONI DI STABILITÀ'	73
4.1. Individuazione e selezione delle fratture	75
4.2. Strumentazione installata	76
4.2.1. Sistema di acquisizione dati: GeoNet plus.....	77
4.2.2. Trasduttori.....	83
4.3. Progettazione dell'ubicazione degli strumenti	86
4.4. Elaborazione dei dati di monitoraggio	95
4.5. Analisi dei dati e andamento degli spostamenti	97
4.6. Conclusioni	116
5. ANALISI DI STABILITÀ	117
5.1. Introduzione	117
5.2. Verifica col metodo del blocco chiave (Key-block theory)	119
5.2.1. Teoria dei blocchi.....	119
5.2.2. Introduzione al programma rock 3d.....	123
5.2.3. Generazione famiglie con rock 3d	125
5.2.4. Analisi cinematici con rock 3d.....	128
5.2.5. Calcolo mappe reali con rock 3d.....	131
5.2.6. Generazione mappe pseudocasuali con rock 3d.....	131
5.2.7. Calcolo blocchi con rock 3d.....	132
5.3. Applicazione del metodo del blocco chiave alla cava Danzi.....	133
5.3.1. Analisi delle discontinuità.....	135
5.4. Applicazione del metodo del blocco chiave alla cava Beltrami.....	165
5.4.1. Calcolo dei potenziali blocchi instabili: cava Beltrami.....	169
5.4.2. Analisi dei risultati ottenuti dalle verifiche di stabilità del tetto.....	170
5.4.3. Analisi parametrica della soletta di copertura e del pilastro.....	170
5.5. Considerazioni conclusive relativamente alle analisi effettuate utilizzando la teoria dei blocchi ...	171
5.6. Modellazione ad elementi finiti	173
5.6.1. Modellazione ad elementi finiti dei singoli pilastrì.....	174
5.6.2. Modellazione ad elementi finiti 2d e 3d.....	181
5.6.3. Caratteristiche dei modelli FEM	181
5.6.4. Risultati delle modellazioni fem dei singoli pilastrì.....	182
5.7. Analisi con formule empiriche.....	194

1. INTRODUZIONE

Il presente lavoro è stato svolto nell'ambito di una convenzione di ricerca tra il Dipartimento di Ingegneria Civile, dell'Ambiente e del Territorio e dell'Architettura dell'Università di Parma e il Comune di Viggiù (VA) e riguarda uno studio sulla stabilità di cave di calcare dismesse in sotterraneo.

L'attività estrattiva era stata impostata con una tecnica di coltivazione di tipo camere e pilastri. I vuoti sotterranei si trovano a profondità relativamente bassa a circa 20-30m dal piano campagna.

La disposizione dei pilastri non è regolare e l'unico livello di coltivazione ha un'immersione rispetto all'orizzontale di circa 10-15°.

Tenendo conto del carsismo in atto, della disposizione morfologica delle strutture rocciose e del grado di fatturazione dell'ammasso roccioso la stabilità della cava va attentamente verificata localmente e globalmente così come eventuali interventi di sostegno devono essere correttamente individuati.

Gli studi svolti in questa tesi riguardano aspetti sia sperimentali sia teorici.

Le misure sperimentali effettuate hanno avuto lo scopo di permettere la caratterizzazione geotecnica della massa rocciosa e hanno il fini di monitorare le condizioni di

stabilità nel futuro. Le misure di caratterizzazione riguardano rilievi in sito, prove di laboratorio, indagini geofisiche e prove con martinetto piatto.

Gli studi teorici riguardano le verifiche di stabilità delle strutture rocciose effettuate con la teoria del blocco chiave, le analisi ad elementi finiti in campo piano e in campo tridimensionale e l'applicazione di un metodo empirico per la valutazioni delle tensioni verticali agenti sui pilastri.

I rilievi delle discontinuità in sito sono stati effettuati su più stendi menti posizionati in sotterraneo e hanno permesso la determinazione dei parametri geometrici e meccanici delle discontinuità.

Le prove di laboratorio di compressione semplice e di trazione indiretta hanno permesso la determinazione della resistenza a compressione e a trazione della roccia intatta e l'influenza dell'anisotropia data dalla giacitura della stratificazione su tali caratteristiche.

Le prove con martinetto piatto hanno permesso di determinare le tensioni verticali presenti in alcuni pilastri indagati. Le misure geofisiche hanno permesso di valutare gli spessori dei materiali detritici di risulta abbandonati in sotterraneo.

Le verifiche di stabilità svolte con il metodo dell'equilibrio limite permettono di valutare puntualmente la presenza di blocchi potenzialmente instabili, le posizioni e le caratteristiche che dovranno avere gli interventi di stabilizzazione da effettuarsi con ancoraggi.

Le analisi ad elementi finiti hanno avuto lo scopo di valutare sia la stabilità globale dei vuoti che quella dei singoli pilastri.

I modelli ad elementi finiti sono stati poi validati attraverso il confronto tra i risultati delle misure con martinetto piatto e quelli numerici del calcolo. L'aspetto più interessante del lavoro riguarda l'analisi di strutture roccioso a piccola profondità e aventi una configurazione geometrica così complicata da non poter essere studiata con modelli analitici.

2. CARATTERISTICHE GEOLOGICHE E GEOMORFOLOGICHE DELL'AMMASSO ROCCIOSO

2.1. Inquadramento Geografico

L'area in cui si trovano le antiche cave sotterranee sottende una superficie di circa 15 km² ed è distribuita fra i comuni di Arcisate, Bisuschio, Clivio, Saltrio e Viggiù.

Il limite settentrionale coincide grosso modo con la cresta spartiacque dell'allineamento dei monti Useria - S. Elia – Orsa – Pravello; ad est si estende fino al confine con la Confederazione Elvetica seguendo il corso del Torrente Clivio; verso sud il limite è individuabile con una linea ideale congiungente Molino dell'Olio (Comune di Viggiù) con il nucleo urbano di Brenno Useria; ad ovest il limite corre lungo un allineamento che congiunge il margine occidentale dell'abitato di Brenno Useria con le pendici occidentali del Monte Useria.

Detto settore risulta compreso nel foglio 31 I SE “Arcisate” della carta IGMI alla scala 1:25.000 (figura 1). In particolare le cave di pietra oggetto del presente lavoro sono ubicate sul versante meridionale del massiccio del Monte Orsa, in località Piamo-Vallera (Comune di Viggù) e prendono rispettivamente il nome di Cava Danzi e Cava Beltrami.

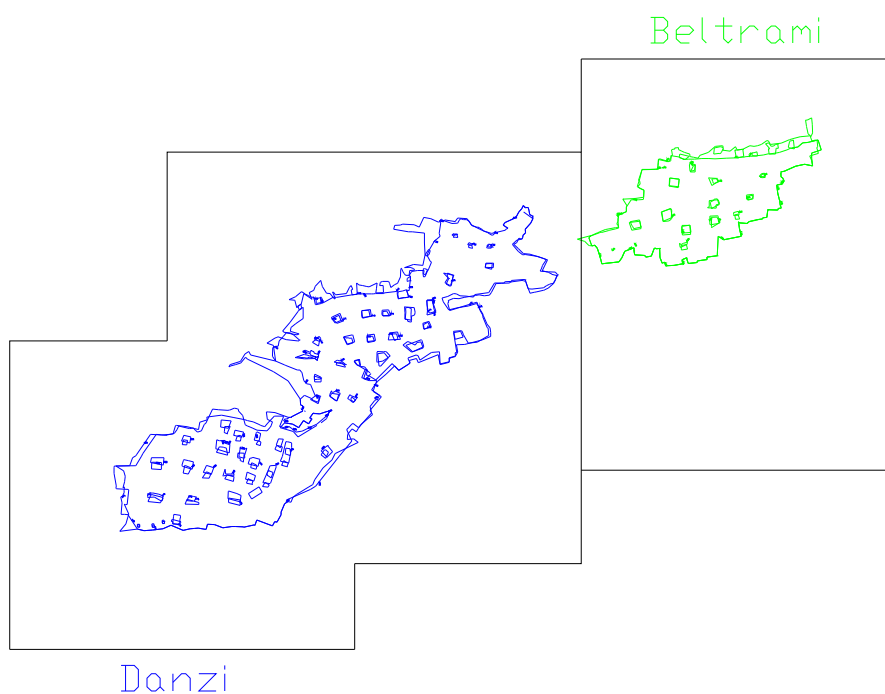


Figura 2.1. Foglio 31 I SE “Arcisate” della carta IGMI.

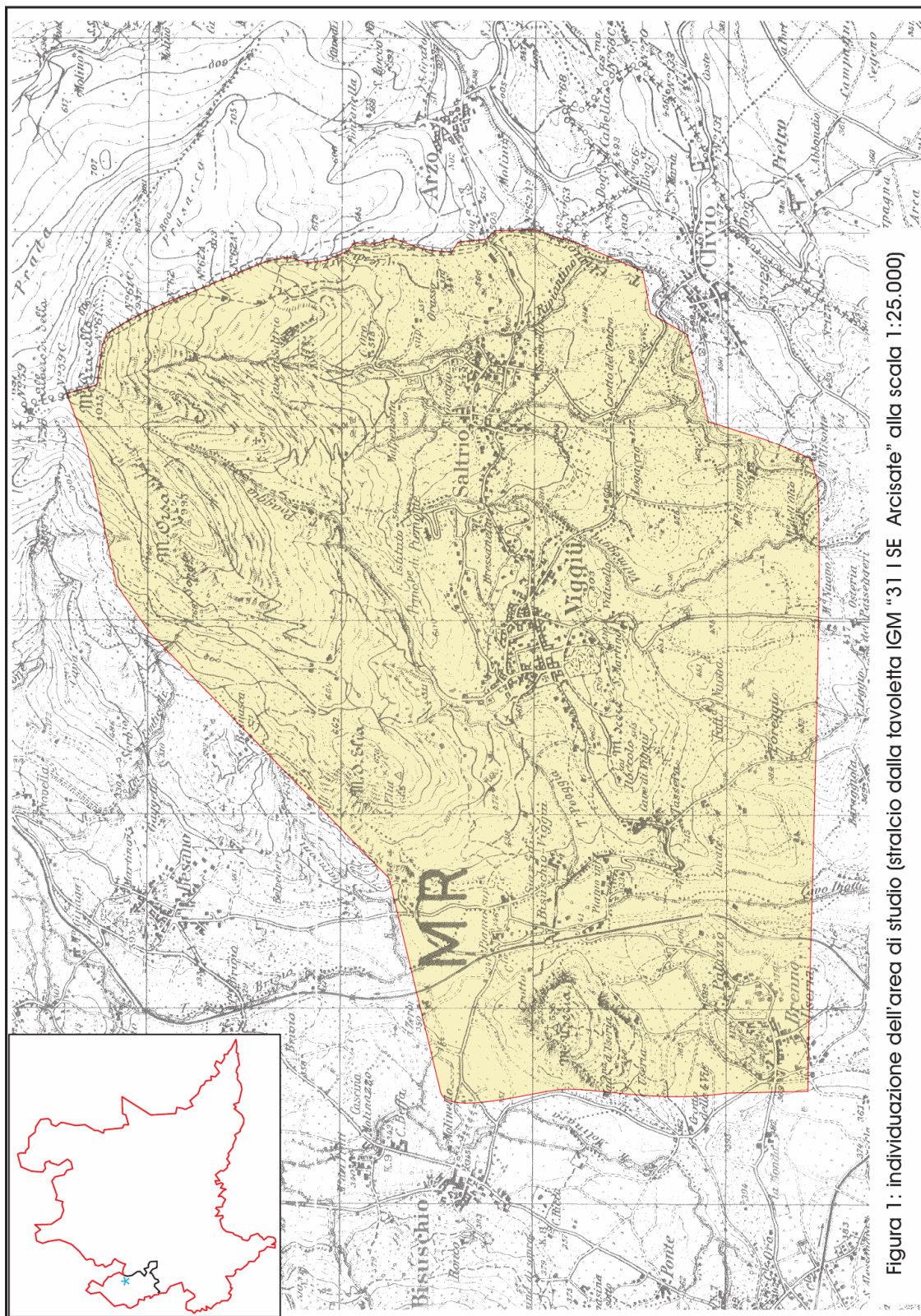


Figura 1: individuazione dell'area di studio (stralcio dalla tavoletta IGM "31 I SE Arcisate" alla scala 1:25.000)

Figura 2.2. Stralcio foglio 31 I SE "Arcisate" della carta IGMI.

2.2. Inquadramento Geologico

Il settore di studio appartiene, dal punto di vista geologico, all'unità tettonica delle Alpi meridionali o Sudalpino (e più precisamente alle Prealpi Lombarde Occidentali) costituito da una serie di scaglie tettoniche che, in seguito ai movimenti compressivi legati all'inizio della chiusura del Bacino Ligure-Piemontese (orogenesi alpina), sono parzialmente sovrascorse le une sulle altre: i piani di scorrimento immergono irregolarmente a Nord, producendo un'apparente vergenza verso Sud di gran parte degli elementi tettonici.

Le rocce affioranti, esclusivamente di natura sedimentaria a composizione prevalentemente carbonatica (calcari e dolomie) e subordinatamente selciosa, si sono formate un arco di tempo compreso fra il Triassico superiore (circa 230 M.a.) e il Cretaceo inferiore (figura 2).

Strutturalmente i suddetti corpi rocciosi sono organizzati in una successione di pieghe anticlinali e sinclinali, con assi a direzione media prevalente E-W o NNE-SSW, variamente dislocate da lineamenti ad andamento prevalente N-S e subordinatamente WSW-ENE, già presenti durante la fase distensiva triassico superiore-giurassico inferiore, che determinò la tipica configurazione paleogeografica a horst e graben, parte dei quali furono riattivati durante l'orogenesi meso e tardo alpina.

Il substrato roccioso è ricoperto dalla serie di depositi plio-quadernari di origine continentale, prevalentemente di genesi glaciale, fluvio-glaciale e fluviale, e subordinatamente di origine lacustre, spesso rimodellati dall'azione antropica.

Substrato roccioso

Nel corso del rilevamento, effettuato dal Politecnico di Milano – Dipartimento di Ingegneria Idraulica, Ambientale, Infrastrutture Viarie, Rilevamento – in collaborazione con lo Studio Geologico Associato ABM, sono state riconosciute una serie di formazioni (ben visibili in figura 2) caratterizzanti il substrato roccioso. Vengono di seguito riportati i caratteri tipici della sola formazione di Calcere di Saltrio, la cui estrazione avveniva nelle cave oggetto di questa indagine, cercando di affiancare, alla descrizione puramente litologica, informazioni complementari quali spessore, limiti con le altre formazioni, ambiente deposizionale e contenuto fossilifero.

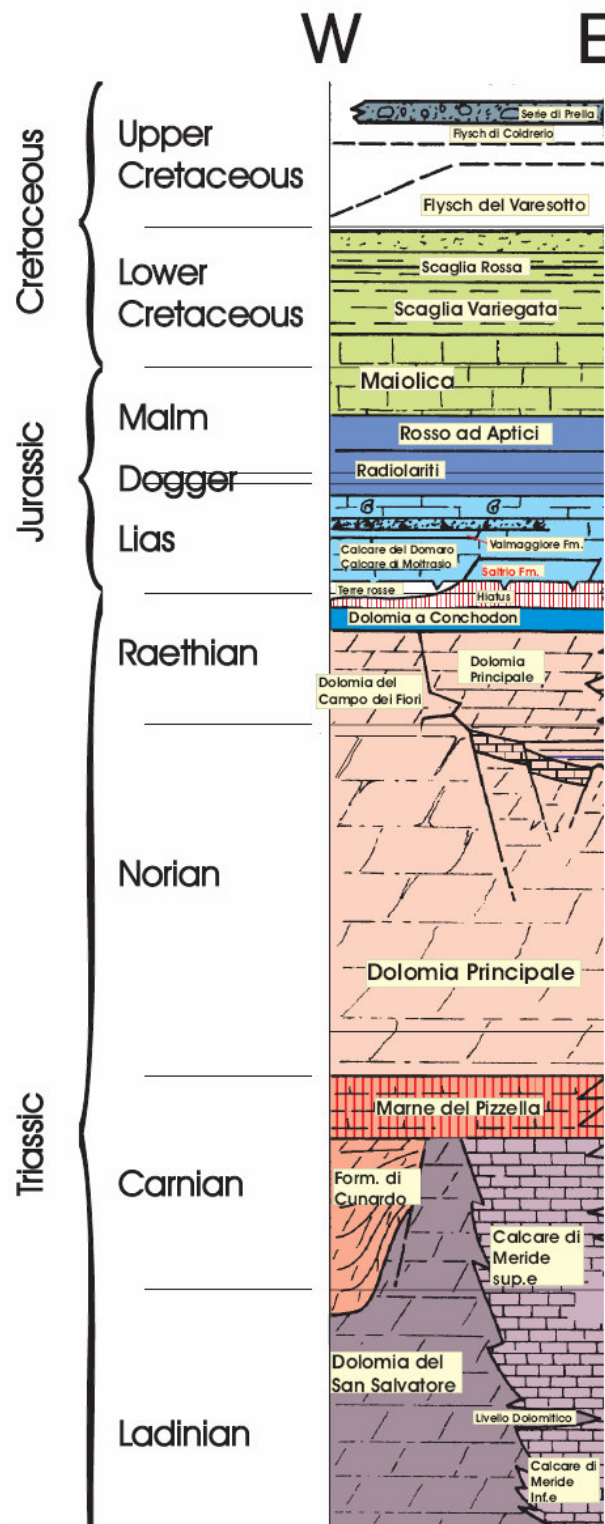


Figura 2.3. Schema dei rapporti stratigrafici.

Calcarea di Saltrio (lias inferiore; sinemuriano)

Rappresenta la porzione basale del Calcarea di Moltrasio.

Litologia: trattasi di una formazione a dominanza calcarea cui, subordinatamente, sono associati litotipi dolomitici e marnosi.

Prevalgono calcari fini, compatti, a frattura scheggiata, di colore grigio azzurrognolo o nocciola, spesso con chiazze e screziature tendenti ad un rosso-violaceo o rosato, a stratificazione piano parallela e strati di spessore variabile fra 10 e 40 cm (rari banchi fino al metro); la distribuzione della selce, in noduli centimetrici o liste, di colore giallastro o grigio è irregolare: talvolta sporadica e occasionale talora concentrata.

Tali facies, che si rinvennero nella parte superiore della formazione accennando al passaggio al sovrastante Calcarea di Moltrasio, costituiscono il cosiddetto “cappello” o “cappellaccio”, cioè la parte scartata dai cavaatori.

Al di sotto del cappellaccio, per uno spessore massimo valutabile intorno alla decina di metri, si trovano i livelli coltivati nell’ambito dei quali sono tradizionalmente distinguibili tre “tipi” principali:

- Facies tipo Viggiù: calcarenite epiclastica spesso dolomitica (doloarenite) a grana prevalentemente fine o media, occasionalmente grossolana, a tessitura omogenea, di colore grigio chiaro in patina d’alterazione, tendente ad un giallo sporco o colore bianco avorio su frattura fresca.

All’interno degli strati si riconoscono spesso laminazioni incrociate e accenni di gradazione.

La roccia, pur conservando compattezza, si presenta porosa per la presenza di microcavità millimetriche di forma irregolare e contorni sgranati a volte così pervasive da conferirle un aspetto “spugnoso”.

I componenti clastici sono costituiti in prevalenza da intraclasti e da ooliti spesso frammentate; meno abbondante è il materiale organogeno (bioclasti).

Negli strati calcarei della cava, in località Tassera (parete a destra dell’ingresso di cava per chi osserva frontalmente), sono presenti cristalli di pirite.

- Facies tipo Saltrio: biocalcarenite di colore nocciola chiaro o biancastro in cui i componenti principali sono costituiti da resti e frammenti di steli di crinoidi e, subordinatamente, di brachiopodi, molluschi e piastre di echinodermi; a volte (si veda, ad esempio, il tornante strada per il Monte S. Elia, presso l’imbocco di una galleria della Linea Cadorna) si presenta come encrinite con diffusi e abbondanti resti di steli di

Crinoidi (*Pentacrinus* sp.), chiaramente visibili anche ad occhio nudo con punteggiature verdastre riferibili alla presenza di glauconite.

La roccia è molto compatta, con granulometria prevalente da media a grossolana.

Negli affioramenti entro la cava Salnova la formazione presenta comunque una notevole eterogeneità soprattutto per quanto riguarda le variazioni cromatiche.

Sono diffuse facies di calcari neri finemente laminati, calcari chiari di colore nocciola o verdastri con “inclusi” di calcari neri con selce scura in noduli centimetrici o liste, calcari di colore rosso mattone con screziature gialle e aranciate.

Sempre all'interno della cava Salnova, in prossimità del limite con la Dolomia Principale, il Calcare di Saltrio acquista una colorazione violacea o rosso vinata (arenite).

- Facies tipo Poaggia: micrite laminata di colore nero o grigio (pelmicrite) in strati di spessore generalmente decimetrico.
- Pietra di Brenno: il livello coltivato è costituito da una calcarenite fine di colore chiaro, variabile fra giallognolo e bianco sporco, compatta; su frattura fresca si presenta ruvida al tatto.

Verso l'alto la calcarenite assume colore nocciola, la frattura diviene pseudo scheggiosa e la tessitura più grossolana; sono presenti venature di calcarenite fine di aspetto “sabbioso” di colore giallognolo che conferiscono alla roccia una struttura gradata.

Superiormente (livello non coltivato) si assiste ad una alternanza irregolare di calcarenite a grana da media a fine (spesso dolomitizzata), di colore nocciola o rosato e calcilutiti compatte, di colore nocciola, di aspetto saccaroide e a frattura scheggiosa.

- Fiore del S. Elia: con questa denominazione viene indicata una breccia di età liassica particolarmente apprezzata nel secolo scorso come pietra ornamentale.

Trattasi di una breccia con elementi da spigolosi a subarrotondati dolomitici, di colore grigio o bruni (Dolomia Principale), di dimensioni variabili da pochi cm (1-2 cm a 8-10 cm) ad alcuni decimetri, imballati in matrice dolomitica di colorazione variabile dal grigio-bruno al rosa pallido al rosso acceso.

Abbondanti sono le venature riempite da calcite bianca di cristallizzazione secondaria.

Area di affioramento: la formazione affiora senza soluzione di continuità lungo una fascia che da località Piamo (frazione di Bisuschio) si sviluppa fino al confine con la Confederazione Elvetica (limite del settore di rilevamento).

La pietra di Viggiù veniva coltivata in numerose cave fra cui le più significative sono quelle alla Tassera, Catella, Malnati-Danzi a Piamo, Beltrami alla Vallera, della Cooperativa

marmisti della Vallera Alta; la pietra del Poaggia era coltivata in cave nell'alveo del Torrente omonimo (cava Franzi, cava Negretti & Restelli, cava F.lli Piatti); la pietra di Saltrio affiora nella cava del Rio Ripiantino, nelle cave di Levante e di Ponente e alla cava Salnova.

Nella zona di Brenno gli affioramenti più significativi si segnalano nella cava ad est della chiesa (il cui accesso è ora in terreni di proprietà privata) e in un assaggio sul versante antistante il piazzale di ingresso della ditta "Norda".

Per quanto concerne le facies brecciata, l'affioramento più significativo è rappresentato dalla cava situata poco dopo il tornante a quota 590 m s.l.m. sulla strada che sale al Monte S. Elia – Monte Orsa.

Spessore: la potenza del Calcere di Saltrio è parecchio incostante, variando fra pochi metri e 15-20 metri.

Queste oscillazioni sono di origine primaria, in risposta a variazioni durante la deposizione del sedimento, o secondarie di natura tettonica.

Limite inferiore: il Calcere di Saltrio è a contatto con la Dolomia Principale; trattasi di un limite netto sottolineato dal passaggio litologico fra dolomia e calcare. Lungo parte del versante meridionale del massiccio S.Elia-Orsa, esso è a contatto con le dolomie alternate a marne della Dolomia del Campo dei Fiori.

Limite superiore: il limite superiore è transizionale, spesso di difficile individuazione; in generale è sottolineato da variazioni cromatiche con la comparsa di calcari grigio scuri o neri, dall'incremento della frazione silicea o dalla comparsa di calcareniti medie o grossolane brune passanti talvolta a microbreccie.

Ambiente deposizionale: tale successione sedimentaria marca la fase trasgressiva che caratterizza la transizione fra il Triassico e il Giurassico accompagnata da una chiara differenziazione all'interno del bacino sedimentario della Lombardia occidentale.

In altri termini, a partire dal Sinemuriano (Lias inferiore), si verificò un importante evento trasgressivo: il mare cominciò ad invadere nuovamente le terre emerse e la trasgressione iniziò probabilmente nella regione della Valcuvia, proseguendo poi verso est raggiungendo la regione di Saltrio nel Lotharingiano.

Il processo di approfondimento non avvenne tuttavia in modo uniforme, così che si potevano individuare aree emerse e carsificate (alto strutturale di Arzo) ("soglie" o "rughe" secondo gli schemi di J. Auboin) ed aree depresse ("solchi"), molto più estese e fortemente subsidenti (Bacino del Monte Nudo e Bacino del Monte Generoso), occupate precocemente da sedimenti carbonatici bacinali.

Le facies tipo lumachella del Calcare di Saltrio (calcarei encrinetici) indicano una deposizione in corrispondenza di rughe scarsamente o per nulla subsidenti caratterizzate da acque poco profonde e agitate.

La fauna descritta nella Formazione di Saltrio è molto ricca: gli Autori hanno catalogato oltre 100 specie distribuite fra Crinoidi, Brachiopodi, Bivalvi, Gasteropodi e Cefalopodi (Nautiloidi e Ammoniti).

Fra queste ultime i tipi *Arietites Bucklandi*, *Oxynoticeras oxynotum*, *Asteroceras obtusum* e il bivalve *Gryphaea arcuata* sono caratteristici del Sinemuriano permettendo una datazione abbastanza certa della formazione.

2.3. Assetto strutturale

L'area di studio appartiene, dal punto di vista geologico, all'unità tettonica delle Alpi Meridionali o Sudalpino, di cui fanno parte le formazioni rocciose a sud della Linea Insubrica. In particolare rientra nel settore delle Prealpi Lombarde Occidentali denominato comunemente in letteratura come "Zona del Varesotto-Luganese". Le ipotesi più recenti (Pieri & Groppi, 1981; Bernoulli et al., 1990; Schönborn, 1990-1992; Schumacher & Laubscher, 1996), elaborate anche sulla base dell'interpretazione di profili sismici (NRP 20 e CROP), interpretano la struttura delle Alpi Meridionali come il prodotto della giustapposizione di diverse "unità tettoniche" variamente sovrascorse le une sulle altre secondo un modello cinematico a thrust e ramp-fold.

Il segmento di Alpi Meridionali compreso fra il Lago Maggiore e il Lago di Como, secondo tali schemi, sarebbe il prodotto dell'"interferenza" di due sistemi tettonici completamente differenti, quali il "complesso Ivrea-Ceneri" e la "nappe Orobica Superiore". Quest'ultima, smembrata da importanti lineamenti tettonici ad andamento N-S ed E-W, risulta a sua volta composta da varie unità tettoniche: il settore di studio appartiene all'unità denominata "Morcote – Salvatore-Valcuvia belt".

All'interno dell'unità le rocce vulcaniche permiane, che ricoprono il basamento, costituiscono il nucleo di una anticlinale asimmetrica (Anticlinale dell'Arbostora) con piano assiale immergente ad ovest e il cui fianco meridionale è costituito dalla cintura di rocce sedimentarie San Salvatore-Valcuvia.

L'interpretazione delle indagini sismiche a riflessione profonde (linee sismiche S3 e S7 NRP 20) evidenzia come ad ovest della Linea di Lugano siano presenti piani di scollamento nord vergenti discordanti con la superficie orizzontale che delimita la falda

Orobica Inferiore e con i piani di sovrascorrimento immergenti a sud in corrispondenza del fianco dell'anticlinale dell'Arbostora e delle principali falde tettoniche. Tali piani (backthrust) sono l'espressione di fenomeni di raccorciamento crostale durante le fasi compressive dell'orogenesi alpina e suggeriscono quindi l'esistenza di vari sistemi di ramp-fold.

L'attuale inclinazione degli strati è dovuta all'orogenesi alpina che ha determinato il sollevamento del massiccio carbonatico di Monte S. Elia-Monte Orsa-Monte Pravello, che si presenta oggi come una struttura sostanzialmente monoclinale, a strati immergenti mediamente verso sud con inclinazioni variabili fra 30 e 40°.

Verso sud le formazioni rocciose sono coperte da coltri di depositi plio-quadernari, di spessore progressivamente crescente man mano che ci si avvicina al settore della Pianura padana, dove in alcuni pozzi, per la ricerca di idrocarburi, le medesime formazioni sono state intercettate ad oltre 4000 metri di profondità.

Il tema strutturale dominante nel settore rilevato è costituito da una tettonica di tipo plicativo con successione di pieghe anticlinali e sinclinali con asse orientato ENE-WSW a raggio piuttosto ampio così da permettere, soprattutto alle formazioni giurassiche, una diffusione areale molto ampia.

Sinclinale di Viggiù

Piega con asse ad orientazione ENE-WSW che si sviluppa dalla piana immediatamente a sud del Monte Useria passando per gli attuali nuclei urbani di Viggiù e Saltrio e con prosecuzione a nord di Grasso Inferiore ove il nucleo è costituito dalle formazioni del Selcifero (Radiolariti), ritrovabili solo in limitati affioramenti sparsi in località Grasso e, più estesi, nell'alveo del Torrente Ripiantino.

Nella zona di Brenno il nucleo è invece costituito dai calcari liassici.

Anticlinale di Brenno

Piega con asse subparallelo a quella precedentemente descritta, leggermente asimmetrica; si sviluppa dal rilievo a sud del Monte Useria passando per il cimitero di Brenno, la località Tassera e proseguendo verso est fino a Grasso.

Nella porzione occidentale al nucleo affiora la Dolomia Principale, mentre all'estremità orientale perde progressivamente la propria identità riducendosi (località Grasso) ad una blanda curvatura ad ampio raggio nelle formazioni del Selcifero.

Sinclinale di Loro

Piega simmetrica ad ampio raggio con asse orientato all'incirca WNW-ESE con fianchi immergenti con inclinazione variabile fra 10 e 20°; il nucleo è costituito dai calcari cretacei della Maiolica. Per quanto concerne la tettonica rigida (faglie e fratture), l'elemento principale è rappresentato da una faglia ad andamento N-S che si sviluppa fra la sella ad est del Monte S. Elia e, verso sud, lungo l'alveo del Torrente Poaggia.

La presenza della faglia è documentata sia da evidenze di tipo geologico (contatto fra la Dolomia Principale e le formazioni calcaree liassiche) che morfologiche (calcari intensamente fratturati).

Nella zona del Monte S. Elia (crinale ad est del poligono di tiro) sono presenti importanti fratture di trazione di lunghezza pluridecimetrica ed ampiezza fino ad alcuni metri, direzione SW-NE immersione NW e inclinazioni superiori a 70° che interessano la formazione della Dolomia Principale.

In generale nella zona sono riconoscibili varie famiglie di fratture che tendono a scomporre l'ammasso roccioso in blocchi di varie dimensioni; tali sistemi hanno direzioni variabili fra WNW-ESE, NW-SE, E-W e N-S con inclinazioni e immersione varie. Per quanto concerne le cave rilevate sono stati definiti importanti sistemi di frattura in prossimità della ex Cava Catella (località Piamo): la prima famiglia ha direzione circa N-S intersecata da altri sistemi ad andamento E-W.

Trattasi di fratture beanti con apertura metrica e rigetti fino a 4-6 m; lungo il sistema meridiano si è verificato il crollo di una grossa porzione di versante che ha parzialmente ostruito la cava.

2.4. Inquadramento Geomorfologico

La morfologia della zona in esame è principalmente legata all'assetto strutturale, all'azione della gravità, alla diversa risposta delle varie litologie ai processi di erosione chimico-fisica, all'azione modellatrice dei ghiacci e delle acque superficiali ed alla non trascurabile attività antropica.

Lungo il crinale settentrionale del massiccio S. Elia–Orsa–Pravello e lungo il versante nord del Monte Useria, l'immersione degli strati rocciosi di Dolomia Principale verso S (strati a reggipoggio) ha determinato la formazione di pareti e/o scarpate subverticali, anche di notevole sviluppo; lungo tali versanti rocciosi si verificano spesso distacchi di materiale lapideo, a causa di un rapporto particolarmente sfavorevole fra superfici di discontinuità e

morfologia; il processo viene agevolato inoltre dall'azione erosiva dei vari agenti operanti (acque meteoriche e di ruscellamento, cicli gelo-disgelo, ecc.).

I blocchi ed i massi crollati vanno ad alimentare le falde di detrito poste alla base di queste pareti; la dimensione dei vari elementi rocciosi è funzione del grado di fratturazione della roccia alimentante.

L'azione della gravità è anche ben documentata lungo la zona di raccordo Monte S. Elia - parete rocciosa a NNW di essa e lungo il versante meridionale del massiccio del Monte Orsa, alla quota di circa 770-780 m s.l.m., lungo il naso roccioso posto ad Ovest della linea di media tensione che conduce energia elettrica alle strutture sulla cima dell'Orsa dalla cabina posta nei pressi degli impianti della cava Salnova.

Infatti sono ben visibili fratture di trazione, di lunghezza da decametrica a pluridecametrica, larghezza fino a 2 m e profondità variabile, con presenza o meno di riempimento di materiale lapideo grossolano o terrigeno. Esse indicano lenti processi di scivolamento di porzioni anche rilevanti di ammassi rocciosi.

Anche a monte dell'imbocco della cava Catella, a Est di Piamò, si nota un sistema di fratture di trazione, accompagnate da fratture di svincolo laterale, che ha determinato la subsidenza di parte del versante roccioso, come documentato dal contatto non stratigrafico fra Calcare di Saltrio e Calcare di Moltrasio; in questo contesto, molto probabilmente, la presenza di un vuoto in sotterraneo, dovuto alle antiche attività estrattive, ha contribuito al dissesto, impostato comunque lungo linee di debolezza preesistenti.

Gli scivolamenti planari e talora rototraslativi coinvolgono in genere la copertura detritica superficiale (materiale eluviale) e i depositi quaternari (di versante o glaciali). L'innesco degli scivolamenti è favorito da una serie di concause (agenti, a seconda dei casi, separatamente o congiuntamente), tra cui le scadenti caratteristiche meccaniche dei depositi residuali di versante (a matrice limoso-argillosa, caratterizzati da ridotto angolo d'attrito e rapido decremento della coesione in condizioni di saturazione), la concomitante presenza di venute idriche profonde e copertura superficiale a bassa permeabilità, l'elevata acclività dei versanti, l'erosione al piede.

Come forme di erosione mostrano nicchie di distacco di forma semicircolare o semiellittica, in genere caratterizzate da evidente concavità e pendenza sensibilmente maggiore di quella media del pendio sul quale si impostano.

Come forme di accumulo mostrano corpi di frana lobiformi, con tipico rigonfiamento al piede e pendenza ridotta rispetto a quella media del pendio.

Esempi di questa tipologia di dissesto sono riconoscibili in più punti del territorio in esame; si tratta in genere di fenomeni circoscritti, di piccola estensione, la cui pericolosità va inquadrata soprattutto per gli incrementi del trasporto solido dei corsi d'acqua in occasione di precipitazioni intense.

Le creste di morene sono osservabili in modo più o meno evidente nei pressi della località Piamò Superiore e lungo il settore di affioramento dell'Allogruppo di Besnate indifferenziato, delimitato dal centro abitato di Viggiù, dal confine tra Italia e Svizzera e dall'alveo del T. Clivio.

Esse, come i massi erratici allineati, indicano i vari margini glaciali e risultano utili in corso di ricostruzione delle geometrie dei depositi e di conseguenza delimitare i depositi di complessi diversi.

Per quanto concerne l'azione modellatrice dei ghiacci, le varie fasi glaciali ed interglaciali, succedutesi nel tempo, sono state accompagnate da processi di erosione, trasporto e deposito che hanno dato luogo a varie forme: queste possono essere ancora ben visibili, parzialmente visibili o del tutto smantellate dai successivi agenti operanti (soprattutto azione fluviale ed antropica).

Nel territorio in esame, si ritrovano essenzialmente massi erratici, creste di cordoni morenici (più o meno conservate) e terrazzi fluvoglaciali.

I massi erratici sono stati cartografati unicamente quando di dimensioni significative e si possono presentare come sparsi, isolati e allineati a testimoniare un margine glaciale; principalmente si riscontrano elementi porfiroidi gneissici e subordinatamente micascistosi. Molto diffusi e ben evidenti nelle zone interessate dai depositi quaternari sono i terrazzi ed i relativi orli: un terrazzo è una superficie pianeggiante costituita da depositi fluviglaciali o alluvionali che si trova sospesa al di sopra dell'attuale alveo del corso d'acqua o del fondovalle e rappresenta uno stadio di evoluzione precedente.

Gli orli di terrazzi fluviglaciali e fluviali sono stati cartografati con un'unica simbologia, in quanto originati dall'azione erosiva delle acque, avvenuta ovviamente in tempi differenti; in particolare gli orli di terrazzi fluviali sono ben visibili in quanto delimitano superiormente le profonde incisioni operate dai corsi d'acqua attuali, che solcano, interrompendoli, i depositi appartenenti all'Allogruppo di Besnate indifferenziato, mettendo talvolta in affioramento il substrato roccioso.

L'azione antropica è tale da incidere sensibilmente le forme originarie del territorio: le aree attualmente urbanizzate hanno visto ad esempio profondi rimaneggiamenti del substrato ed i

vari materiali movimentati hanno in alcuni casi modificato pesantemente, e spesso completamente obliterato, l'assetto morfologico originario del paesaggio.

Le attività di cava, sia dismesse (materiale per fabbricazione della calce), sia ancora esistenti (pietrisco) hanno determinato e determinano la formazione di scarpate di roccia subverticali di notevole estensione e sviluppo, molto visibili in quanto non mitigate da interventi di ingegneria naturalistica.

I fronti principali sono localizzati lungo il versante meridionale del Monte Useria, lungo il versante nord-occidentale del rilievo montuoso di Brenno, lungo il versante occidentale del Monte S. Elia, al raccordo con la piana fluvioglaciale e presso il fronte di lavorazione della cava Salnova lungo le pendici meridionali del Monte Orsa.

Molto più nascoste e quindi con minore impatto visivo, essenzialmente perchè sviluppate in sotterraneo, sono le evidenze sul substrato roccioso delle antiche attività di estrazione di pietra ornamentale dalla formazione rocciosa del Calcere di Saltrio.

Al contrario, come già evidenziato precedentemente, di una certa rilevanza morfologica e ben visibili a causa della generale assenza di colonizzazione di materiale vegetale, sono gli scarti di materiale lapideo derivanti dall'attività suddetta, depositati appena a valle di alcuni di tali siti.

Infine sono stati riconosciuti i principali orli di terrazzo antropici: alcuni sono dovuti al rimodellamento di preesistenti orli naturali (per antiche attività agricole), altri legati alla realizzazione della ferrovia, di vie di comunicazione e di aree a morfologia pianeggiante destinate alla costruzione di edifici.

2.5. Cenni sullo stato attuale delle antiche cave

CAVA DANZI

La cava è ubicata in località Piamo, lungo il versante orografico sinistro. È una delle più estese fra le cave per l'estrazione del Calcere di Saltrio e presenta diversi imbocchi che conducono ad ambienti intercomunicanti tra di loro, dove avveniva l'attività di escavazione.

La carrabile di accesso all'imbocco basso della cava risulta ancora ben praticabile; da qui la cava si sviluppa in sotterraneo, con coltivazione a camere e pilastri, seguendo la stratificazione del Calcere di Saltrio, fino ad intersecare, a quote più alte, la superficie topografica anche grazie a più accessi realizzati lungo vari livelli di coltivazione. Gli accessi

superiori sono fiancheggiati da murature a secco; strutture simili si ripetono a più livelli entro le zone di coltivazione.

Si notano ancora molte delle attrezzature utilizzate per i lavori di estrazione del materiale, quali zone di ancoraggio del filo elicoidale e argano per il taglio e la movimentazione dei blocchi cavati.

Si segnalano sistemi di fratture subverticali ad andamento N-S, beanti, ad elevata persistenza e con abbondanti fenomeni di stillicidio e sistemi secondari ad essi perpendicolari, a sviluppo lineare più ridotto, con spaziatura media dei lineamenti principali compresa fra 4 e 6 m.

In corrispondenza delle discontinuità ad andamento N-S sono presenti terminazioni di condotti carsici (pozzi), di diametro variabile fra 0,5 e 3 m.

Nella parte più orientale e alta del sottterraneo si riscontra la presenza di un piccolo laghetto, le cui acque erano con molta probabilità utilizzate durante le fasi di lavorazione. Sembra corretto ipotizzare che tale invaso venga alimentato da acque provenienti da sorgenti carsiche. La coltivazione si protrasse fino al 1974.

CAVA BELTRAMI

La cava è ben raggiungibile lungo carrabile.

In prossimità dell'imbocco si notano, sulla superficie di calpestio, elementi rocciosi tabulari che testimoniano i fenomeni di distacco innescatisi lungo i giunti di stratificazione; alcuni pilastri sono stati rafforzati con muri a secco per sostenere gli strati sovrastanti.

Si notano superfici di discontinuità di direzione circa N-S, spaziate fra 1 e 6 m, alcune delle quali con apertura fino a 30 cm con stillicidio abbondante, intersecate ortogonalmente da un altro sistema di discontinuità (E-W), a minor persistenza, con apertura pluricentimetrica.

3. CARATTERIZZAZIONE GEOMECCANICA DELL'AMMASSO ROCCIOSO

3.1. Rilievi geostrutturali di dettaglio

3.1.1. Discontinuità

Le aree coltivate sono caratterizzate dalla presenza di numerose fratture per le più rappresentative delle quali è stata compilata una apposita scheda descrittiva che ne riassume tutte le caratteristiche principali. Di seguito per le due cave sono stati riassunti i dati rilevati.

- è riconoscibile una direzione prevalente di discontinuità con orientamento NNE-SSW e media N-S ad elevato angolo di inclinazione associato ad un sistema a direzione media ESE-WNW nella porzione settentrionale dell'area coltivata variante a E-W/ENE-WSW nella parte meridionale sempre ad elevata inclinazione;
- le fratture a direzione N-S presentano fenomeni di carsificazione o principi di carsificazione limitatamente alle zone prossime agli imbocchi;
- non sono state rilevate situazioni di flusso idrico associato a fratturazione così significative come quelle evidenziate per la Cava Beltrami.

Di seguito è riportata la rappresentazione, in forma di proiezione sferica, dei poli delle discontinuità rilevati nella cava Danzi.

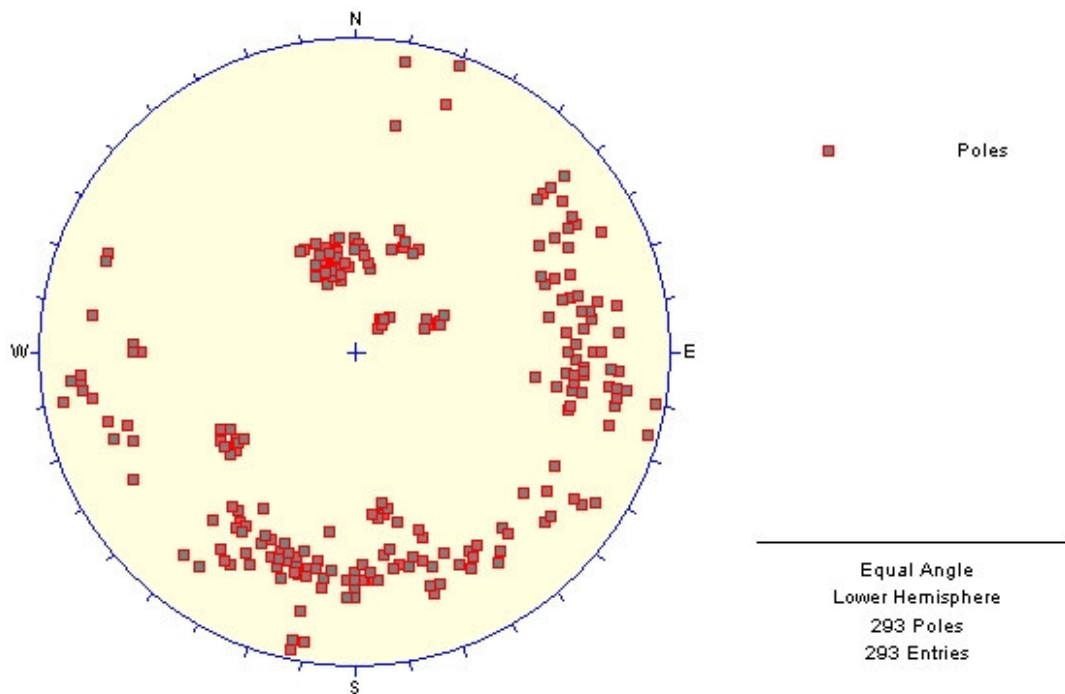


Figura 3.1. Proiezione sferica, sotto forma di poli, dei piani di discontinuità rilevati nella cava Danzi.

CAVA BELTRAMI

- è ben riconoscibile un sistema principale di discontinuità a direzione media variante da NNW-SSE a NNE-SSW, generalmente ad inclinazione elevata o prossima alla verticale con spaziatura plurimetrica, a cui si associa una famiglia a direzione media E-W anch'essa ad elevata inclinazione;
- per quanto concerne i fenomeni di carsificazione associati alle fratture si nota che le discontinuità del sistema a direzione E-W, pur essendo in numero ridotto, sono in larga

parte carsificate, mentre per quanto riguarda le fratture a direzione N-S la carsificazione é concentrata in genere limitatamente alla porzione settentrionale della cava;

- nella porzione NE dell'area coltivata le discontinuità denominate 3 e 4 (direzione N-S) delimitano una porzione di soletta sensibilmente basculata; le discontinuità concentrate in tale area sono quelle in cui, in caso di precipitazioni intense e/o prolungate, si ha la circolazione idrica più rilevante con risposte quasi immediate all'evento.

Di seguito è riportato, in proiezione sferica, il diagramma dei piani di discontinuità, rappresentativi del mezzo roccioso, sotto forma di cerchi meridiani e di poli della cava Feltrami.

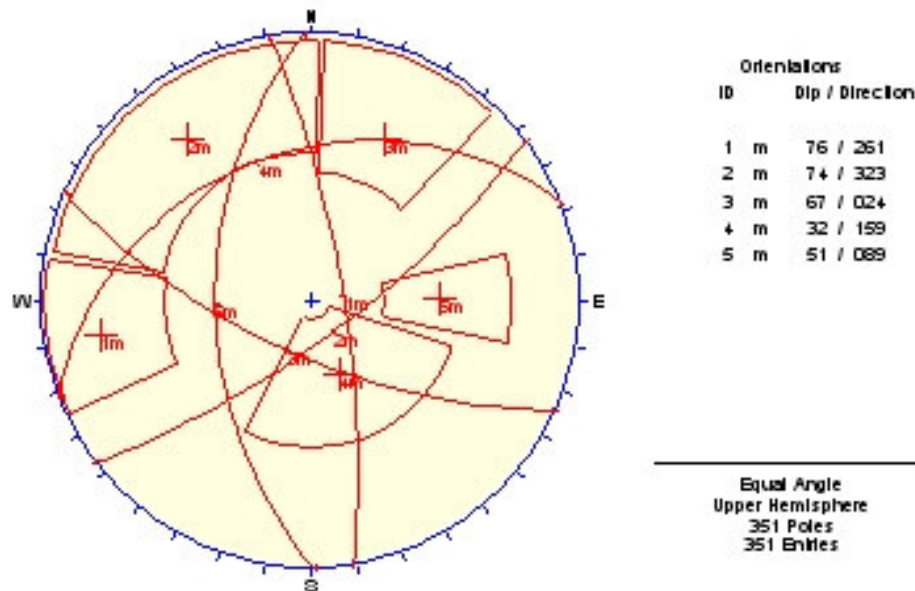


Figura 3.2. Proiezione sferica, sotto forma di cerchi meridiani, dei piani di discontinuità rappresentativi dell'ammasso roccioso della cava Feltrami ed i relativi poli.

Di seguito si riportano due tabelle che identificano le discontinuità per le quali è stato possibile rilevare le giaciture stimando la direzione media di immersione:

CAVA DANZI

N. FRATTURA	GIACITURA	DIREZIONE	NOTE
1	260/68		Pervade il pilastro n. 73
2	285/70		corre lungo la faccia orientale del pilastro n. 73 e si sviluppa lungo tutta la soletta dalla parete meridionale a quella settentrionale della cava
3	230/65-		

4		170-350	
5		170-350	
6	260/65		si sviluppa lungo l'intera soletta intersecando le pareti nord e sud della zona coltivata
7b	290/65-		
8	50/75		
9		20-200	
10	290/45-70		si interrompe contro la galleria "W"
11	270/45		
12		220-40	Direzione variante a N-S a monte della traversa di sostegno in cls
13	260/70		
14	265/50		
15	230/44		
16	280/50		Sistema di due fratture subparallele pervasive del pilastro n. 74
18	270/50		Sistema di tre fratture di cui la centrale pervade il pilastro n. 71
19		60-240	
20		70-250	Dislocata dalla frattura 21
21		5-185	Direzione verso SW presso parete di fondo cava
22		0-180	Si interrompe contro la frattura 20
23		0-180	
24	270/40		All'intersezione con la parete di cava
25		5-185	Variante a 30-210 verso S
26		40-220	Variante a 65-245 verso N
27		20-200	A monte del pilastro n. 68 acquista direzione 40-
28		60-240 (W)	Direzione variante a 90-270 verso E
29		150-330	Sistema di due fratture subparallele
30		20-200 (S)	Direzione variante a 40-220 verso N
31		60-240	
32		155-335	Associata al sistema una terza frattura a direzione
33		K1 160-340 K2 70-250 K3 140-320	Zona di intensa fratturazione fra i pilastri n. 60-61-65
34		0-180	Sistema costituito da tre fratture
35		10-190	Sistema costituito da tre fratture subparallele
36		25-205	Direzione variante a 40-220 verso S; intercetta la parete della zona coltivata a N del pilastro n. 57
37		45-225 (N)	Direzione variante a 15-195 verso S
38		20-200	Sistema costituito da tre fratture subparallele
39		150-330	Sistema costituito da tre fratture
40		50-230	
41		20-200	Sistema costituito da due fratture immergenti verso W incl. 72°
42		25-205	Immergente verso W
43		18-198	
44		30-210	
45		30-210	Immersione verso WNW
46		30-210	
47		20-200	
48		20-200	

49		30-210	Sistema associato ad un secondo sistema a direzione 270-90
50		20-200	Si biforca presso il pilastro n. 50
51		20-200	
52		60-240	
53		10-190	Variante a NNW-SSE verso N
54		20-200	Sistema di fratture
55		30-210	Sistema di tre fratture associato a frattura a direzione 80-260
56		25-205	
57		20-200	A NE termina in corrispondenza della zona carsificata "D"
58		20-200	Sistema di due fratture; il ramo W pervade il pilastro n. 44 (presso spigolo NW)
59		350-170	Direzione variante a 320-140; interseca l'area
60		0-180	
61		100-280	
62		5-185	
63		80-260	
64		18-198	
65		70-250	
66		25-205	A S del pilastro n. 29 si biforca in due rami di cui quello W si interrompe contro il pilastro, l'altro continua fino all'esterno
67		50-230	Immersione apparente verso W a basso angolo; verso N dir. 0-180
68		40-220	
69		20-200 (S)	Direzione variante a 90-270 (porzione centrale) e 40-220 verso N
70		0-180 (N)	Direzione variante a 110-290 (porzione centro-meridionale)
71		90-270	Direzione variante a 0-180 verso la terminazione occident.
72		85-265 120-300	Sistema di due fratture intersecantisi
73	170/80		
74		350-170	
75		70-240	Terminazione esterna all'area coltivata
76	0-180 (S)		Direzione variante a 30-210 (porzione
77	24/78		Presso parete cava; curva verso W interrompendosi contro il pilastro 24
78	340/75		
79	20/70	100-280	Giacitura misurata all'intersezione con la parete
80		120-300	
81		10-190	
82		100-280	Si sviluppa fino alla zona di imbocco
83	20/76	110-290	Sistema di tre fratture subparallele
84	280/64		
85		350-170 (S)	Direzione variante a 10-190 verso N
86		20-200	
87		15-195	Direzione variante a 15-195 verso la porzione centro meridionale
88		20-200	

89	330/70 (S)	10-190 (N)	
90		10-190 (S)	Direzione variante a 0-180 verso N
91		20-200	Pervade la parete di fondo dell'area coltivata
92		20-200	Direzione variante a 0-180 nella porzione centrale
93		10-190	Attraversa l'intera soletta da parete a parete
94		10-190	
95		120-300	
96		160-340	Interseca verso N la parete dell'area coltivata
97		170-350	
98		10-190	Si individuano quattro famiglie principali di discontinuità K1 8/64 K2 36/82 – K3 90/70 – Ks 175/26
99		20-200	
100	280/32 (S)		Direzione variabile a NW-SE nella porzione
101		10-190	
102	270/50		Intercetta e attraversa il pilastro n. 73
103			Sistema di due fratture pervasive della facciata N del pilastro n. 73
104	260/60		
105	280/52		
106		120-300	Termina all'esterno dell'imbocco dell'area
107		100-280	
108		5-185	Subverticale; associata a fratture a giacitura media

CAVA BELTRAMI

N. FRATTURA	GIACITURA	DIREZIONE	NOTE
1	120/46-70/58		probabile faglia; pervade parete e soletta ad E
2	88/68		
3	265/78		soletta ribassata di circa 50 cm lungo la
4	270/82		estremità N termina in struttura carsica
5		170-350	basculamento della soletta (rotazione e rilassamento) lungo
6		170-350	
7b		178-358	
8	10/44		direzione variabile da 290-110 a 270-90 verso
10		0-180	
11		90-270	
14		340-160	
15		320-140	inclinazione stimata variabile fra 50 e 80°
16	350/80		
17		300-120	inclinazione stimata variabile fra 30 e 60°
18		10-190	
19		340-160	
20		85-265	
21		160-340	
22	220/40		misurato presso faccia W pilastro 9
23		230-50	
24		350-170	
25		265-85	

26		50-230	
27		110-290	sistema di fratture
28		20-200	
29		110-290	sistema di fratture
31		350-170	
32		0-180	
34		20-200	
37	80/75		
38	290/70		pervade la faccia N del pilastro 17
39	90/68-106/42		probabili piani di faglia; quello a giacitura 106/42 pervade il pilastro 17
42		NNE-SSW	pervade il pilastro 14
52	280/62		
54	300/72		Pervade la parete di fondo (fronte sud)
56		NE-SW	
58	230/05		
59		80-260	
60		10-190	
61	260/62		
62	240/64		

Dall'esame dei valori di giacitura riportati nelle tabelle si evidenzia che in entrambe le aree di cava sono nettamente prevalenti le discontinuità di elevata inclinazione (> 60-65°); le discontinuità aventi un basso angolo di inclinazione sono riscontrabili solo in alcune aree come ad esempio all'imbocco alto della Cava Danzi e all'imbocco principale della Cava Beltrami.

3.1.2. Carsismo

Il fenomeno carsico interessa diffusamente le aree di cava oggetto dell'indagine.

Dai rilievi sul terreno si evidenzia una prevalenza delle strutture a sviluppo verticale (pozzi) rispetto alle gallerie:

- la quasi totalità dei pozzi censiti sono strutture "cieche" che spesso si sviluppano comunque verso l'alto sotto forma di fratture carsificate; fa eccezione il pozzo C' (Cava Danzi) che interseca la superficie topografica configurandosi quindi come punto di infiltrazione preferenziale;
- nella porzione settentrionale della Cava Beltrami si hanno esclusivamente forme isolate (pozzi semplici e raramente strutture complesse derivate cioè dalla coalescenza di due o più strutture semplici), mentre in quella meridionale (presso la parete di fondo) prevalgono fenomeni carsici a carattere areale in cui è comunque riscontrabile la presenza di forme isolate ben definite;

- i fenomeni carsici sono particolarmente rilevanti all'interno della Cava Danzi, ove si riconosce una situazione assai significativa nella zona grosso modo compresa fra i pilastri 24-25-26-27-33-34 e 38: nelle aree C e D, infatti, si notano spettacolari pozzi di diametro e sviluppo verticale plurimetrico che non trovano riscontro in altre zone delle aree coltivate in cui le dimensioni medie variano da pochi dm fino al metro;
- ampie aree con fenomeni di carsismo diffusi sono presenti a N dell'allineamento fra i pilastri 60- 63-69 (Cava Danzi);
- relativamente alle gallerie, tale tipologia appare particolarmente diffusa (sotto forma di sezioni di condotti) entro la Cava Danzi: i condotti sono generalmente meandriiformi, di diametro da pluricentimetrico a decimetrico, isolati o intersecantisi in strutture reticolari; le gallerie presentano di frequente sulla volta tasche di materiale sabbioso-ghiaioso, talora grossolano e addensato, indice di condizioni di circolazione idrica molto rilevante; si segnalano per la loro dimensione due strutture (V e W) in prossimità dell'imbocco basso della cava con diametro metrico (2-2.5 m) derivate verosimilmente dalla coalescenza di più gallerie.

Le forme isolate e, a maggior ragione, le aree a carsismo diffuso sono da considerarsi come pericolose per la possibilità di fenomeni di distacco e crollo di materiale, essendo in tali zone l'ammasso roccioso particolarmente scadente per alterazione legata alla abbondante circolazione idrica e per la intensa fratturazione.

3.1.3. Solette

E' stato eseguito un rilievo di dettaglio delle solette delle aree coltivate finalizzato all'individuazione delle porzioni in cui sussiste il pericolo di distacco di uno o più elementi rocciosi e di quelle in cui fenomeni di crollo si sono già verificati.

Di seguito vengono sinteticamente descritte le situazioni riconosciute (puntuali e/o areali):

CAVA DANZI



Figura 3.3. Lastra subcircolare di superficie stimata 0,7 mq, molto sottile, alla terminazione N della frattura 25, e adiacente la zona carsificata Z.



Figura 3.4. Area di circa 3 mq in cui è ben riconoscibile una lastra sottile a S del pilastro 69.



Figura 3.5. Ammasso roccioso fratturato presso l'imbocco basso, in cui l'interazione fra le famiglie di discontinuità (N-S, E-W, superfici di stratificazione) determina la formazione di più elementi tabulari e

prismatici a rischio di distacco e crollo.

CAVA BELTRAMI



Figura 3.6. Ammasso roccioso fratturato presso la soletta dell'imbocco principale, sede di rilievo geomeccanico; tale zona è stata sede di distacco di più elementi rocciosi, come dimostrato dall'accumulo sul pavimento.



Figura 3.7. lastra sottile presso la parete di cava a W del pilastro 6; da tale parete si è probabilmente staccato il grosso masso adagiato sulla superficie di calpestio;



Figura 3.8. Area con più lastre a S del pilastro 3; la superficie media delle lastre è pari a circa 9000 cmq.

3.1.4. Pilastri

Anche i pilastri di sostegno delle varie camere di coltivazione sono stati oggetto di un'analisi specifica.

Dall'analisi effettuata si evidenzia che:

- le strutture di sostegno prossime al perimetro esterno della zona di coltivazione mostrano evidenze di rotture con distacco di elementi lastriformi soprattutto per l'azione del carico litostatico, in quanto le fratture non sono riconducibili alle famiglie di discontinuità rilevate nell'esecuzione dei rilievi geomeccanici;
- fenomeni di distacco di lastre superficiali nei pilastri per l'azione del carico litostatico, nelle zone interne della cava, si riscontrano in modo evidente in corrispondenza del lato Sud del pilastro 16 della Cava Beltrami;
- lastre in condizioni di equilibrio limite, completamente svincolate dall'intersezione della stratificazione con sistemi di discontinuità aventi direzione N-S ed E-W (questi ultimi generalmente piuttosto fitti), si evidenziano soprattutto lungo i lati meridionali dei pilastri 15-16-18 della Cava Beltrami.

3.1.5. Elementi morfologici e antropici

Lo studio e il rilievo della massa rocciosa affiorante nelle cave hanno comportato anche l'individuazione e l'analisi degli elementi morfologici e di origine antropica localizzati sia sul piano di calpestio delle zone di coltivazione in sotterraneo, sia in un intorno significativo delle aree esterne. Sono stati identificati:

Muri: strutture generalmente in pietrame a secco, di altezza variabile, che avevano la funzione di contenere gli accumuli del materiale di risulta in condizioni di sicurezza e di contornare le varie vie di accesso alla cava e di transito in sotterraneo (muri di controripa e sottoscarpa).

Materiale di risulta in sotterraneo: costituisce il materiale di scarto derivante dalle operazioni di estrazione della pietra ornamentale.

In linea di massima questo materiale è litologicamente costituito da blocchi e ciottoli in matrice ghiaioso-sabbiosa, a volte unicamente ghiaiosa, a supporto generalmente clastico o, più raramente, di matrice.

Nella Cava Danzi si riconoscono, soprattutto nella parte bassa della cava, depositi sabbiosi di colore beige, talvolta limosi, la cui origine è di difficile attribuzione.

Il deposito può presentarsi in buone condizioni di stabilità o in condizioni di equilibrio precario, soprattutto se accumulato con angolo di inclinazione elevato a tergo dei muri di contenimento.

Questa condizione ha creato nel corso degli anni, soprattutto a partire dalla dismissione delle cave, più eventi di scivolamento di tale materiale, creando anche la rottura di porzioni

dei muri di contenimento, lasciandone la parte a contatto con il dissesto in condizioni di equilibrio limite, con più blocchi a rischio di crollo.

Materiale di risulta a cielo aperto: presenta le stesse caratteristiche del materiale sopra descritto; si differenzia unicamente per il fatto che tale deposito è generalmente colonizzato da vegetazione spontanea.

Massi e blocchi isolati: sono elementi singoli di particolare rilevanza per dimensione o per posizione, in quanto possono identificare aree di soletta dalle quali è avvenuto il distacco. A volte la loro ubicazione sembra invece imputabile a operazioni di movimentazione antropica.

Accumulo di massi e blocchi: deposito di più elementi litoidi a pezzatura generalmente grossolana, a costituire volumi anche cospicui, indicanti o aree di distacco di elementi dalla parete o aree preferenziali di accumulo antropico.

Accumulo di dissesto in materiale di risulta e muro: deposito derivante dagli eventi di dissesto dei materiali di risulta, che nel loro scivolamento hanno quasi sempre coinvolto porzioni di muro.

Accumulo di dissesto in muro: deposito derivante esclusivamente da dissesti dei muri, in quanto in esso si riconoscono unicamente materiali di forma e dimensione tipica della struttura muraria.

Accumulo di materiale trasportato lungo strutture carsiche: deposito localizzato in prossimità delle principali strutture carsiche ed ad esso correlato, in quanto risultato dell'azione di trasporto di materiale a granulometria fine (argillosa) ad opera dell'acqua circolante in tali forme, soprattutto in occasione di elevati apporti idrici.

Accumulo di dissesto in roccia: costituito da blocchi e massi, con poca matrice costituita da ciottoli, presente unicamente in prossimità dell'imbocco occidentale alto della cava Danzi.

Substrato roccioso: è stato identificato il materiale roccia visibile sul pavimento delle zone di coltivazione, non ricoperto dai vari depositi antropici, e contornante i vari imbocchi alle zone di coltivazione, in quanto nel primo caso costituisce una zona preferenziale di transito ed accumulo delle acque, nel secondo caso rappresenta la potenziale sorgente di distacco di elementi lapidei.

Punti di infiltrazione preferenziale di acqua: costituiscono le direttrici favorite per il deflusso delle acque nelle camere di coltivazione, generalmente riconducibili a intersezione di fratture principali con il piano di calpestio e a zone di contatto fra strutture murarie e la loro

base rocciosa; talvolta le piste interne alle cave si comportano come direttrici preferenziali di scorrimento delle acque meteoriche.

Zone di accumulo di acqua: localizzate in corrispondenza delle aree topografiche depresse interne delle zone di coltivazione, principalmente a ricoprire aree con substrato roccioso affiorante.

Nicchia di distacco di dissesto in materiale di risulta: rappresenta una forma di erosione del materiale di risulta, a valle della quale non si riconosce l'accumulo in quanto o asportato o rimodellato da intervento antropico

Linea di dissesto in muro: rappresenta una forma di rottura del muro, a valle della quale non si riconosce l'accumulo in quanto o asportato o rimodellato da intervento antropico

Canaletta di eduazione delle acque: presente unicamente nella cava Danzi, presso il limite meridionale della zona di coltivazione, avente funzione di raccolta e di evacuazione delle acque circolanti in cava, soprattutto a seguito di eventi piovosi in grado di apportarne volumi considerevoli

Vie di accesso e di transito principali e secondarie: costituiscono i passaggi attualmente riconoscibili, attraverso i quali le maestranze accedevano alle camere di coltivazione ed ai vari siti di estrazione della pietra ornamentale.

3.1.6. Imbocchi e accessi laterali alle aree coltivate

L'analisi degli imbocchi principali di accesso alle aree di coltivazione e delle pareti perimetrali ha inteso riconoscere soprattutto le potenziali situazioni puntuali e/o areali di dissesto di seguito elencate con apposita documentazione fotografica.

CAVA DANZI

Tratto fra sentiero di accesso dalla Cava Beltrami e pilastro n. 25 (Imbocco alto)

Nel tratto di imbocco compreso fra i pilastri n. 22 e 25 si evidenzia la presenza di un bancone metrico alla base (soletta), al di sopra del quale l'ammasso roccioso è stratificato (stratificazione sottile).

Si evidenziano quali elementi di pericolo:

- 15) fra il sentiero di accesso e il pilastro n. 22, potenziale distacco e crollo dal ciglio di scarpata di blocchi prismatici di volume variabile da 0.2 a 4 dm³ completamente svincolati (fronte a direzione media 170-350; K1 a direzione media 120-300 e Ks).

Si consiglia il disgaggio degli elementi maggiormente instabili (15/a in foto 1) e il taglio della vegetazione ad alto fusto (15/b) sul ciglio di scarpata per evitare incrementi del carico gravante sullo stesso;

- 16) presso lo spigolo superiore della risega del fronte di cava, presenza di blocchi completamente disarticolati (probabile resto di piccolo muro a secco) e potenzialmente soggetti a crollo.

È consigliata la rimozione di tali elementi, la pulizia dalla vegetazione infestante e il taglio degli alberi ad alto fusto più prossimi al ciglio.



Figura 3.9. Visione panoramica frontale dell'imbocco alto della Cava Danzi.

Imbocco a Nord del pilastro n. 32 (Imbocco centrale)

Si rileva l'esistenza di un ammasso roccioso stratificato delimitato verso il basso da bancone metrico.

Gli elementi di pericolo da segnalare sono:

- 27) a monte del pilastro n. 32, presenza di un ammasso roccioso intensamente fratturato (foto 2 area cerchiata e 3 per dettaglio) con potenziale distacco e crollo di blocchi prismatici di volume massimo fino a 0.4 m^3 ; una situazione simile si ripete diffusamente lungo tutto il fronte in direzione N;
- 28) a W del pilastro n. 32, presenza di un ammasso roccioso intensamente fratturato (foto 4) dal quale si sono staccati numerosi blocchi prismatici rotolati e accumulatisi sulla pista di accesso alla cava; si stima che almeno 15 m^3 di ammasso roccioso possano franare (tutto questo volume può mobilitarsi anche simultaneamente).

È consigliato il taglio della vegetazione ad alto fusto nelle aree adiacenti il ciglio;

- 29) presso la porzione centrale dell'imbocco, sulla soletta, presenza di un blocco di volume circa pari a 1 m^3 , svincolato (foto 5) da Ks e K1 (direzione media 50-230) e in parte ancora saldato alla soletta di cui comunque si consiglia il disaggio.



Figura 3.10. Vista d'insieme della zona di imbocco intermedia.

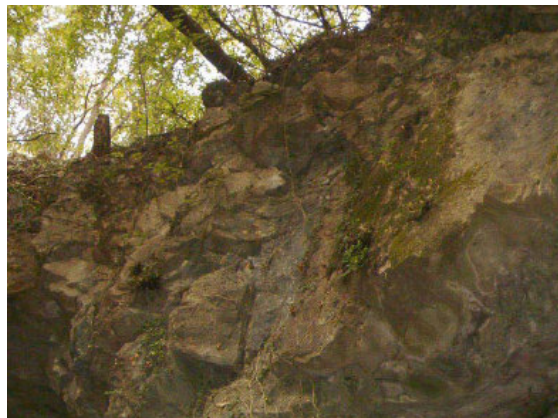


Figura 3.11. Ammasso roccioso fratturato sopra pilastro n. 32.

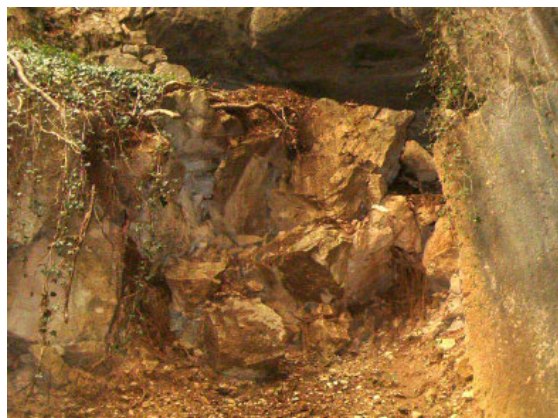


Figura 3.12. Ammasso roccioso fratturato ad W pilastro n. 32 dal quale si sono staccati vari blocchi rotolati fino alla pista di accesso.



Figura 3.13. Blocco svincolato in soletta ancora parzialmente saldato alla stessa.

Imbocco a S pilastro n. 32 (Imbocco centrale)

Si evidenzia la presenza di un fronte costituito da un ammasso roccioso a stratificazione massiccia (strati da 30-50 cm fino a 100 cm).

Da segnalare come elementi di pericolo:

- 30) blocchi svincolati e ribaltati presso il ponte in roccia (foto 6) unitamente a potenziali distacchi di lastre dalla soletta di elementi di volume fino a 0.4 m^3 ;
- 31) dalla scarpata rocciosa fratturata che fiancheggia il lato destro della zona di accesso alla cava (foto 7), distacco e crollo, con accumulo alla base della stessa, di blocchi prismatici e/o tabulari di volume variabile fra $4 \text{ e } 10 \text{ dm}^3$.



Figura 3.14. Blocchi instabili ribaltati presso il ponte in roccia.

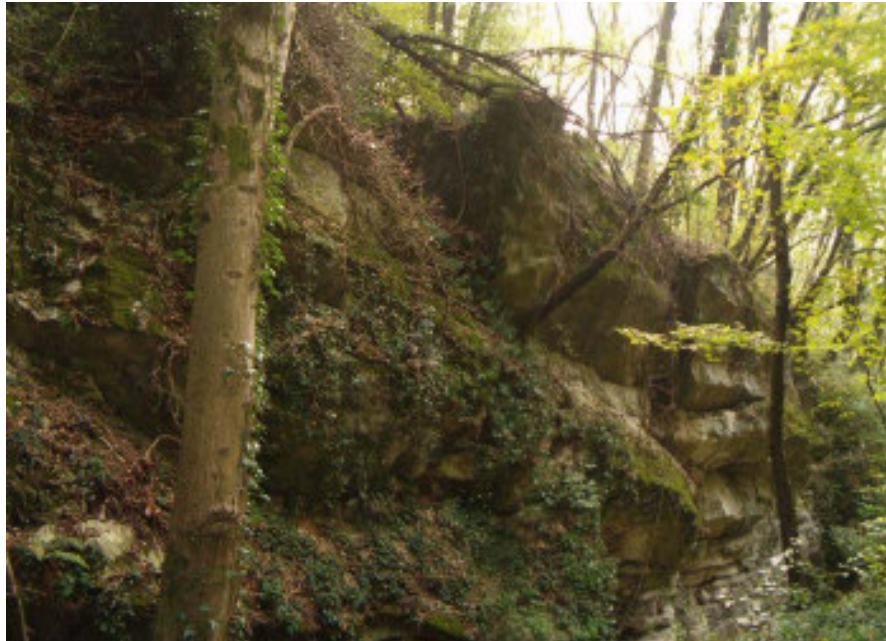


Figura 3.15. Parete fiancheggiante il lato destro dell'accesso alla cava.

Imbocco principale basso

Si rileva l'esistenza di un ammasso roccioso intensamente fratturato (32) interessato da sistemi principali di fratture a direzione media NS (giacitura media 270/70), ad apertura pluricentrica e spaziatura variabile fra 10 e 250 cm che, unitamente alla Ks e al sistema a direzione E-W, svincolano blocchi di volume anche superiore al m³.

Numerosi blocchi, di volume variabile fra 10 e 15 dm³, pur completamente disarticolati sono sostenuti soltanto grazie alla loro dilatanza e sono potenzialmente soggetti a crollo in seguito ad eventuali allargamenti delle fratture su cui poggiano lateralmente.

Sopra l'imbocco e alla sinistra dello stesso si sviluppa una scarpata scoscesa (subverticale) di sviluppo complessivo di una decina di metri, a stratificazione da media a indistinta, dalla quale è possibile il distacco e il crollo di elementi rocciosi di volume massimo di alcuni dm³.

La pista di accesso confina, sul lato destro, con una scarpata rocciosa subverticale a stratificazione media: in questa porzione si hanno possibilità di fenomeni di ribaltamento degli strati alla base (freccia) e di crollo di blocchi dal ciglio e dalla parete stessa.

Si segnala, infine, la presenza di grossi blocchi di volume anche di svariati m³ crollati dalla parete e accumulatisi alla base della stessa.



Figura 3.16. Visione panoramica dell'imbocco principale (basso) della Cava Danzi e della scarpata rocciosa che costeggia la pista di accesso alla cava.

Imbocco laterale a Nord del pilastro 73 basso (Imbocco basso)

L'imbocco "secondario" localizzato a Nord del pilastro n. 73, posizionato a mezza costa sul versante sinistro della carrabile che conduce all'ingresso principale (per chi accede all'area coltivata), potrebbe essere destinato quale via di accesso all'area di cava in caso di eventuale fruizione turistica della stessa, presentando l'ammasso roccioso condizioni di stabilità globali migliori rispetto all'imbocco principale. Non sono riscontrabili infatti elementi lapidei di dimensioni rilevanti, svincolati da sistemi di fratture, in condizioni di stabilità precaria lungo la parete rocciosa sovrastante l'imbocco, fatta eccezione per alcune "lame" di piccole dimensioni poste sulla volta, sulle quali risulta essere relativamente semplice operare interventi di disaggio.



Figura 3.17. Visione panoramica della volta dell'imbocco secondario a N del pilastro n. 73.

CAVA BELTRAMI

Imbocco principale e parete adiacente la via di accesso

Si evidenzia l'esistenza di una parete verticale caratterizzata dalla presenza di un bancone metrico alla base, al di sopra del quale l'ammasso roccioso presenta stratificazione media (spessore variabile fra 10 e 110 cm) piano parallela; in corrispondenza della scarpata si ha il passaggio litologico dal Calcere di Saltrio al Calcere di Moltrasio (linea tratteggiata nella foto 10).

Le principali famiglie di discontinuità individuabili sono: Ks con giacitura media di 165° di direzione di immersione e 24° di inclinazione, K1, a direzione di immersione media N-S, spaziatura variabile fra 20 e 110 cm e apertura da 2 a 40 mm con riempimento prevalentemente granulare (sabbia), K2 (limitatamente alla porzione inferiore dell'ammasso roccioso) con direzione media SSW-NNE e spaziatura variabile fra 10 e 25 cm e K3 avente direzione di immersione 170° e inclinazione di 10° con spaziatura variabile fra 20 e 160 cm.

Data la verticalità della parete e la presenza di svariate famiglie di discontinuità, gli elementi di maggior rischio (16) sono costituiti dal potenziale crollo di blocchi prismatici e/o tabulari di volume massimo di più dm³ diffusi lungo tutta la parete.

La scarpata non si presenta regolare ma ha un profilo a sbalzo con la metà superiore più sporgente rispetto a quella inferiore.

Per quanto riguarda la scarpata che costeggia il lato destro della pista di accesso all'imbocco (foto 11), questa presenta stratificazione da media a grossolana, con interventi di sottomurazione: si individuano sistemi di discontinuità a direzione media N-S ed E-W, caratterizzati da apertura generalmente centimetrica o pluricentimetrica, che, unitamente alla stratificazione, svincolano elementi tabulari e più raramente prismatici in precarie condizioni di equilibrio potenzialmente esposti a ribaltamenti e di crolli.

Quanto detto è comprovato dalla presenza alla base della parete (lungo la via di accesso) di blocchi caduti di volume massimo fino a 0.3 m³. (foto 11).



Figura 3.18. Vista panoramica frontale della parete sopra l'imbocco principale.

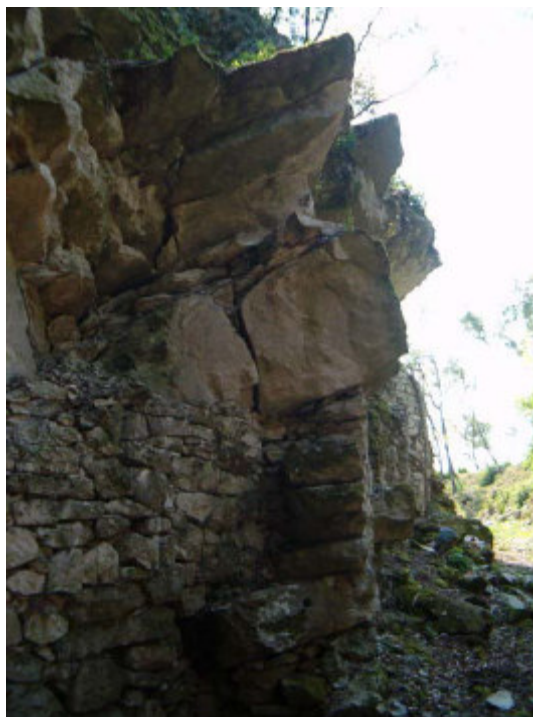


Figura 3.19. Vista panoramica della parete a sud della via di accesso dell'imbocco principale.

3.2. Analisi e prove di laboratorio

Le prove di laboratorio sono state eseguite presso il Laboratorio di Meccanica delle Rocce dell'Unità Operativa di Ingegneria Mineraria (U.O.I.M.) dell'Azienda USL1 di Massa e Carrara. La scelta di tale laboratorio è stata formulata sulla base della completezza delle attrezzature presenti nel Laboratorio stesso e nell'ottica di una collaborazione ormai quinquennale, nell'ambito della ricerca e della formazione, tra il DICATeA dell'Università di Parma e l'UOIM.

Alle prove originariamente previste, sono state successivamente aggiunte quelle per la determinazione della velocità di propagazione delle onde elastiche (P ed S) nei provini cilindrici per il calcolo delle costanti pseudo elastiche dinamiche.

Inoltre, per una migliore conoscenza del comportamento meccanico del materiale roccioso in esame si sono tre prove di compressione monoassiale per ciascuna direzione di anisotropia identificata (per un totale di 9 prove) e 5 prove triassiali per ciascuna direzione di anisotropia (per un totale di 15 prove) e nove prove brasiliane (3 per direzione) allo scopo di arrivare alla determinazione delle caratteristiche meccaniche del materiale nelle 3 direzioni ortogonali tra loro considerate. L'orientamento dei sondaggi, dalle cui carote sono stati preparati i provini, è stato scelto in modo da essere perpendicolare e parallelo alla giacitura dei piani di stratificazione presenti.

Nel seguito del testo si citeranno dette orientazioni riferendoci a piani di stratificazione o di anisotropia indifferentemente e si raggiungerà una completa caratterizzazione del materiale roccioso.

Tutte i rapporti completi sulle prove eseguite sono raccolti in Allegato 1, mentre a seguire si raccolgono sinteticamente i risultati delle stesse ai fini della successiva caratterizzazione geomeccanica dell'ammasso roccioso.

Determinazione della Massa Volumica Reale

La determinazione della massa volumica reale è stata eseguita su tutti i campioni preparati in laboratorio mediante carotaggio dei blocchi di roccia raccolti in cava.

Nella tabella a seguire è riportato l'elenco generale dei provini ed i risultati da essi ricavati. La stratificazione è stata considerata come rappresentato nella Figura3.20.



Figura 3.20. Considerazione della stratificazione nei campioni. (vedi **Errore. L'origine riferimento non è stata trovata.**)

Tabella 3.1. Elenco dei campioni e loro caratteristiche fisiche: H=altezza, D=diametro, γ =peso di volume apparente, Sc=scistosità.

N°	H (mm)	D (mm)	H/D (-)	Sezione (mm ²)	Volume (mm ³)	Peso (g)	γ (kg/m ³)	Sc. (-)
C0 X 01	150.30	54.05	2.78	906.89	2294.40	344847.79	2629.83	a
C0 X 02	149.90	54.00	2.78	907.35	2290.15	343294.01	2643.07	a
C0 X 03	150.30	54.00	2.78	905.32	2290.15	344210.07	2630.14	a
C0 Y 01	150.20	54.20	2.77	909.62	2307.15	346533.78	2624.91	a
C0 Y 02	150.20	54.10	2.78	917.27	2298.64	345256.24	2656.78	a
C0 Y 03	150.00	54.00	2.78	913.00	2290.15	343523.03	2657.75	a
C0 Y 04	150.20	54.00	2.78	910.30	2290.15	343981.06	2646.37	a
C0 Z 01	150.20	54.10	2.78	911.65	2298.64	345256.24	2640.50	b
C0 Z 02	150.50	54.00	2.79	905.92	2290.15	344668.10	2628.38	b
C0 Z 03	150.30	54.00	2.78	910.39	2290.15	344210.07	2644.87	b
TX X 01	110.00	54.00	2.04	660.90	2290.15	251916.89	2623.48	a
TX X 02	110.10	54.00	2.04	663.80	2290.15	252145.90	2632.60	a
TX X 03	110.20	54.25	2.03	641.95	2311.41	254717.13	2520.25	a
TX X 04	110.30	54.20	2.04	636.22	2307.15	254478.54	2500.09	a
TX X 05	112.20	54.10	2.07	647.25	2298.64	257907.79	2509.62	a
TX Y 01	108.00	54.00	2.00	653.25	2290.15	247336.58	2641.14	a
TX Y 02	110.50	54.00	2.05	665.63	2290.15	253061.96	2630.30	a
TX Y 03	110.20	54.30	2.03	655.98	2315.67	255186.87	2570.59	a
TX Y 04	110.00	54.10	2.03	638.08	2298.64	252850.77	2523.54	a
TX Y 05	110.20	54.10	2.04	649.01	2298.64	253310.50	2562.11	a
TX Z 01	120.00	54.10	2.22	727.43	2298.64	275837.21	2637.17	b
TX Z 02	109.60	54.10	2.03	665.10	2298.64	251931.32	2640.01	b
TX Z 03	110.20	54.10	2.04	636.40	2298.64	253310.50	2512.33	b

TX Z 04	110.20	54.10	2.04	636.48	2298.64	253310.50	2512.65	b
TX Z 05	110.40	54.20	2.04	634.86	2307.15	254709.25	2492.49	b
Valore Medio							2596.44	
Valore Massimo							59.11	
Valore Minimo							2657.75	
Deviazione Standard							2492.49	
Coeff. di Variazione							0.023	

I risultati ottenuti forniscono un valore medio del peso di volume apparente pari a 2596 kg/m³.

Prove di Compressione Monoassiale

Le prove di compressione monoassiale sono state condotte in controllo di velocità di deformazione per la determinazione della curva sforzo-deformazione completa (oltre il picco di rottura) (n. 3 prove);

Le prove di compressione monoassiale sono state condotte considerando la presenza di piani di anisotropia e quindi carotando i blocchi raccolti in direzione parallela e perpendicolare ai piani di debolezza così come illustrato nella figura seguente. Nella tabella seguente viene distinto con la lettera a e b rispettivamente nella seconda colonna i diversi orientamenti considerati ed indicando con X, Y e Z le diverse direzione di carotaggio considerate per la realizzazione dei campioni.

Tabella 3.2. Elenco dei campioni e loro caratteristiche meccaniche determinate tramite la prova di compressione monoassiale: σ_c = resistenza a compressione monoassiale, E_s = modulo di Young secante, ν_s = rapporto di Poisson secante, E_t = modulo di Young tangente, ν_t =rapporto di Poisson tangente, sc =scistosità.

N°	Sc. (-)	σ_c (MPa)	E_s (MPa)	ν_s (-)	E_t (MPa)	ν_t (-)
C0 X 01	a	113.08	60890.1	0.191	60861.7	0.260
C0 X 02	a	116.51	61347.5	0.163	62979.0	0.213
C0 X 03	a	89.95	56344.1	0.158	56794.5	0.249
C0 Y 01	a	107.1	58000.4	0.199	63540.7	0.233
C0 Y 02	a	116.19	62876.6	0.136	63337.3	0.191
C0 Y 03	a	100.86	63545.4	0.182	60976.8	0.262
C0 Z 01	a	121.25	59060.1	0.188	59014.1	0.246
C0 Z 02	b	118.51	54569.9	0.177	55940.0	0.236
C0 Z 03	b	105.36	56222.8	0.151	56229.6	0.230
Valore Medio		109.87	59579.26	0.17	60430.51	0.24
Dev. Standard		10.03	3157.07	0.02	2939.71	0.02
Valore Massimo		121.25	63545.41	0.20	63540.65	0.26
Valore Minimo		89.95	54569.93	0.14	55939.96	0.19
Coeff. di Variazione		0.091	0.053	0.119	0.049	0.102

Tabella 3.3. Elenco delle caratteristiche meccaniche medie determinate nelle tre direzioni investigate determinate tramite la prova di compressione monoassiale: σ_c = resistenza a compressione monoassiale, E_s = modulo di Young secante, E_t = modulo di Young tangente.

Direzione	σ_c (MPa)	E_s (MPa)	E_t (MPa)
X	106,51	56344	60211
Y	108,02	61473	62617
Z	115,04	56617	57061

Prove di Trazione Indiretta (Brasiliane)

Anche le prove di trazione indiretta (Brasiliane) sono state condotte considerando la presenza di piani di anisotropia secondo lo schema riportato nello schema seguente.

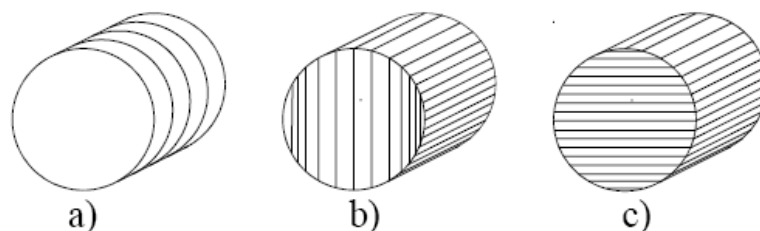


Figura 3.21. orientamento dei campioni rispetto ai piani di anisotropia (vedi **Errore. L'origine riferimento non è stata trovata.**).

Tabella 3.1. Elenco delle caratteristiche meccaniche determinate tramite la prova di trazione indiretta: D = diametro, S = spessore, σ_t = resistenza a trazione, E_s = modulo di Young secante, E_t = modulo di Young tangente, Sc = scistosità (vedi Figura 3.21.).

N°	H (mm)	D (mm)	H/D (-)	Sezione (mm ²)	Volume (mm ³)	Peso (g)	γ (kg/m ³)	Sc. (-)
C0 X 01	150.30	54.05	2.78	906.89	2294.40	344847.79	2629.83	a
C0 X 02	149.90	54.00	2.78	907.35	2290.15	343294.01	2643.07	a
C0 X 03	150.30	54.00	2.78	905.32	2290.15	344210.07	2630.14	a
C0 Y 01	150.20	54.20	2.77	909.62	2307.15	346533.78	2624.91	a
C0 Y 02	150.20	54.10	2.78	917.27	2298.64	345256.24	2656.78	a
C0 Y 03	150.00	54.00	2.78	913.00	2290.15	343523.03	2657.75	a
C0 Y 04	150.20	54.00	2.78	910.30	2290.15	343981.06	2646.37	a
C0 Z 01	150.20	54.10	2.78	911.65	2298.64	345256.24	2640.50	b
C0 Z 02	150.50	54.00	2.79	905.92	2290.15	344668.10	2628.38	b
C0 Z 03	150.30	54.00	2.78	910.39	2290.15	344210.07	2644.87	b
TX X 01	110.00	54.00	2.04	660.90	2290.15	251916.89	2623.48	a
TX X 02	110.10	54.00	2.04	663.80	2290.15	252145.90	2632.60	a
TX X 03	110.20	54.25	2.03	641.95	2311.41	254717.13	2520.25	a
TX X 04	110.30	54.20	2.04	636.22	2307.15	254478.54	2500.09	a
TX X 05	112.20	54.10	2.07	647.25	2298.64	257907.79	2509.62	a
TX Y 01	108.00	54.00	2.00	653.25	2290.15	247336.58	2641.14	a
TX Y 02	110.50	54.00	2.05	665.63	2290.15	253061.96	2630.30	a
TX Y 03	110.20	54.30	2.03	655.98	2315.67	255186.87	2570.59	a
TX Y 04	110.00	54.10	2.03	638.08	2298.64	252850.77	2523.54	a
TX Y 05	110.20	54.10	2.04	649.01	2298.64	253310.50	2562.11	a
TX Z 01	120.00	54.10	2.22	727.43	2298.64	275837.21	2637.17	b
TX Z 02	109.60	54.10	2.03	665.10	2298.64	251931.32	2640.01	b
TX Z 03	110.20	54.10	2.04	636.40	2298.64	253310.50	2512.33	b

Provino	D (mm)	S (mm)	P (kN)	σ_t (MPa)	Sc. (-)
BR X 01	54.00	31.40	20.65	7.75	c
BR X 02	54.10	30.90	24.28	9.24	c
BR X 03	54.20	30.85	18.34	6.98	b
BR Y 01	54.20	31.10	23.56	8.89	c
BR Y 02	54.00	31.00	21.00	7.98	c
BR Y 03	54.10	32.00	16.15	5.93	b
BR Z 01	54.10	31.30	20.53	7.71	a
BR Z 02	54.00	30.20	25.48	9.94	a
BR Z 03	54.00	32.00	25.59	9.42	a
Valore Medio				8.20	
Dev. Standard				1.28	
Valore Massimo				9.94	
Valore Minimo				5.93	
Coeff. di Variazione				0.157	

Tabella 3.2. Elenco delle caratteristiche meccaniche medie determinate nelle tre direzioni investigate determinate tramite la prova di trazione indiretta: σ_t = resistenza a trazione indiretta.

Direzione	σ_t
X	7,99
Y	7,60
Z	9,02

Prove di Compressione Triassiale

Le prove triassiali sono state condotte considerando la presenza di piani di anisotropia preesistenti. Sono stati applicati carichi di confinamento di 2, 4 e 6 MPa per poter determinare il relativo involuppo di rottura. Per ogni direzione considerata sono state condotte 5 prove come prescritto dalle norme ISRM.

Tabella 3.3. Elenco dei campioni e loro caratteristiche meccaniche determinate tramite la prova di compressione triassiale: H = altezza campione, D = diametro campione σ_3 = tensione di confinamento, σ_1 = tensione principale massima a rottura, Sc = stratificazione (vedi Figura)

N°	H (mm)	D (mm)	H/D (-)	σ_3 (MPa)	σ_1 (MPa)	Sc. (-)
TX X 01	110.00	54.00	2.04	2.00	74.84	a
TX X 02	110.10	54.00	2.04	4.00	101.96	a
TX X 03	110.20	54.25	2.03	6.00	116.34	a
TX X 04	110.30	54.20	2.04	4.00	98.52	a
TX X 05	112.20	54.10	2.07	2.00	87.31	a
TX Y 01	108.00	54.00	2.00	2.00	120.78	a
TX Y 02	110.50	54.00	2.05	4.00	144.23	a
TX Y 03	110.20	54.30	2.03	6.00	132.92	a
TX Y 04	110.00	54.10	2.03	4.00	111.41	a
TX Y 05	110.20	54.10	2.04	2.00	106.41	a
TX Z 01	120.00	54.10	2.22	2.00	113.24	b
TX Z 02	109.60	54.10	2.03	4.00	136.56	b
TX Z 03	110.20	54.10	2.04	6.00	109.41	b
TX Z 04	110.20	54.10	2.04	4.00	84.92	b
TX Z 05	110.40	54.20	2.04	2.00	79.80	b

Di seguito si riportano i dati ottenuti analizzando gli involucri di rottura ottenuti considerando le tre diverse direzioni e la globalità dei dati raccolti.

Tabella 3.4. Elenco delle caratteristiche meccaniche medie determinate nelle tre direzioni investigate determinate con l'uso del criterio di resistenza di Hoek e Brown, c e ϕ ottenuti tramite linearizzazione con il criterio di Mohr Coulomb.

	M_i (-)	C (MPa)	ϕ (°)	σ_r (MPa)	σ_c (MPa)
Globale	9.03	17.63	47.92	10.44	94.31
X	10.24	15.29	49.27	8.38	85.84
Y	8.21	17.06	46.42	10.68	87.69
Z	15.47	14.89	54.73	6.40	99.08

I risultati ottenuti evidenziano come il diverso comportamento meccanico si manifesti nella direzione perpendicolare alla stratificazione (Z) rispetto a quelle ad essa parallela (X e Y). Nella direzione Z infatti si determina una resistenza a compressione monoassiale ed un angolo di attrito più elevati.

Bisogna però evidenziare come i parametri ottenuti dal processo di linearizzazione siano però dipendenti dall'intervallo di tensione considerata. Nel caso in esame si dovrà quindi procedere alla linearizzazione coerente con i carichi agenti nelle diverse zone delle coltivazioni variando i valori di angolo di attrito e coesione determinati.

Prove di Taglio su Discontinuità

Sono state eseguite prove di taglio diretto su discontinuità preesistente applicando 3 carichi normali differenti per ciascuna discontinuità investigata allo scopo di determinare i relativi involuipi di rottura. Nella sottostante Tabella 3.8 si riportano i valori dei carichi applicati nelle diverse prove.

Tabella 3.5. Elenco delle prove di taglio dirette su discontinuità.

Provino	Area (mm ²)	Soll. Vert. (MPa)	Soll. Taglio (MPa)	Carico Taglio (kN)
TG1	2298.643	0.87	1.30	2.98
TG1 R1	2298.643	2.18	2.64	6.07
TG1 R2	2298.643	2.18	2.45	5.64
TG1 R	2298.643	0.87	1.11	2.56
TG2	2298.643	1.31	1.55	3.56
TG2 R1	2298.643	3.05	3.11	7.15
TG2 R	2298.643	1.31	1.26	2.89
TG3	2298.643	1.74	2.37	5.45
TG3 R1	2298.643	3.92	3.70	8.50
TG3 R	2298.643	1.74	1.91	4.40

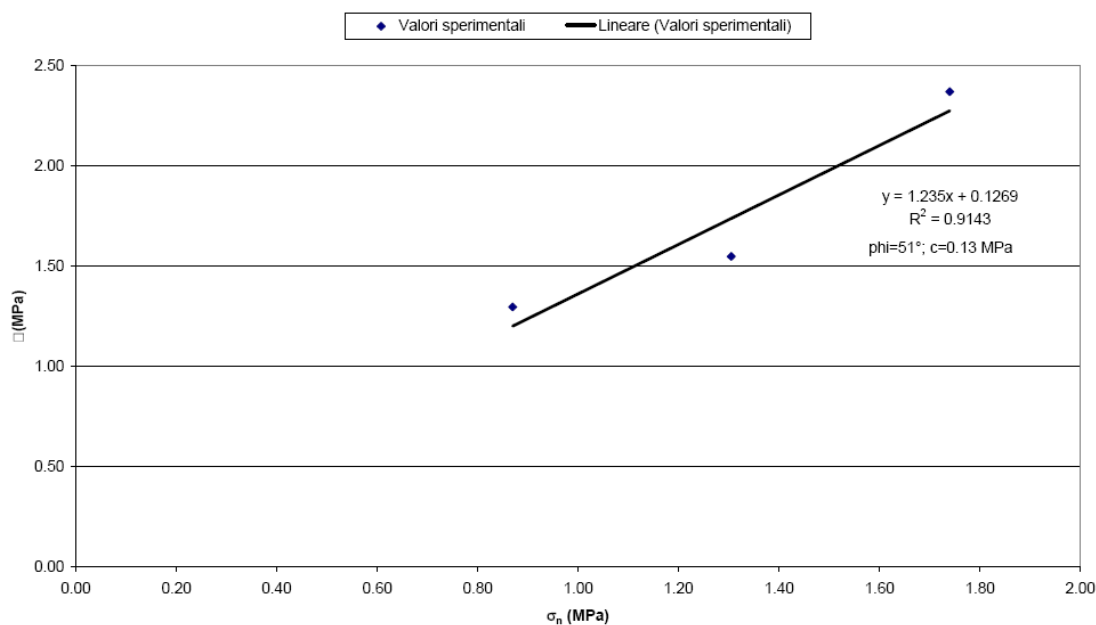


Figura 3.22. Involuppo di rottura di picco.

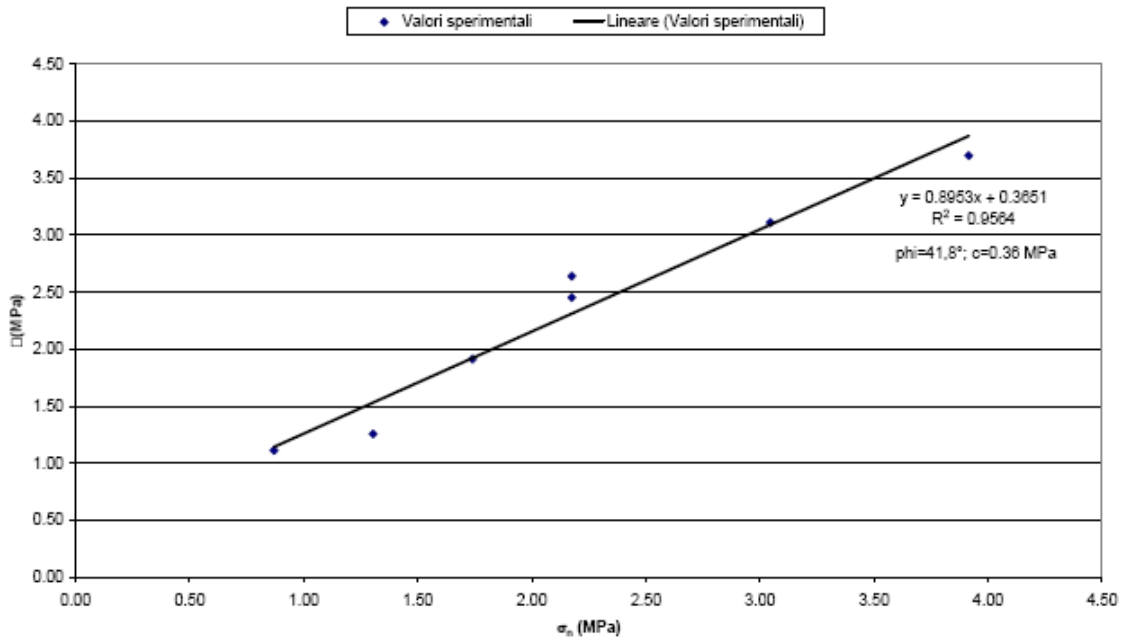


Figura 3.23. Involuppo di rottura residuo.

Nella Figura.22 e nella Figura 3.23 si riportano i valori sperimentali determinati in condizioni di picco e residue. I valori di resistenza a taglio stimati sono rispettivamente di 51° e 41° , per l'angolo d'attrito di picco, mentre la coesione stimata in condizione di picco è pari a 0,36 MPa.

3.3. Prove in sito per la determinazione dello stato tensionale

Metodo del ripristino delle sollecitazioni

Una delle tecniche di misura più diffuse per la stima dello stato di tensione presente in un ammasso roccioso è quella del "ripristino delle sollecitazioni". Liberando un volume di roccia dall'azione del campo di sollecitazione agente si determina, un rilassamento della roccia al contorno del volume asportato; la misura delle deformazioni indotte dal rilascio tensionale costituisce l'oggetto delle tecniche di misura. In accordo con la teoria elastica, è possibile determinare la sollecitazione agente sul volume di roccia asportato agendo meccanicamente sulla roccia per mezzo di un martinetto idraulico fino ad "azzerare" le deformazioni indotte dalla perforazione o dall'intaglio e misurando lo sforzo necessario in termini di sollecitazione applicata. Le misure sono in genere eseguite sulle pareti rocciose mediante martinetti idraulici di tipo piatto o curvilineo secondo lo schema operativo generale descritto in Figura 3.24.

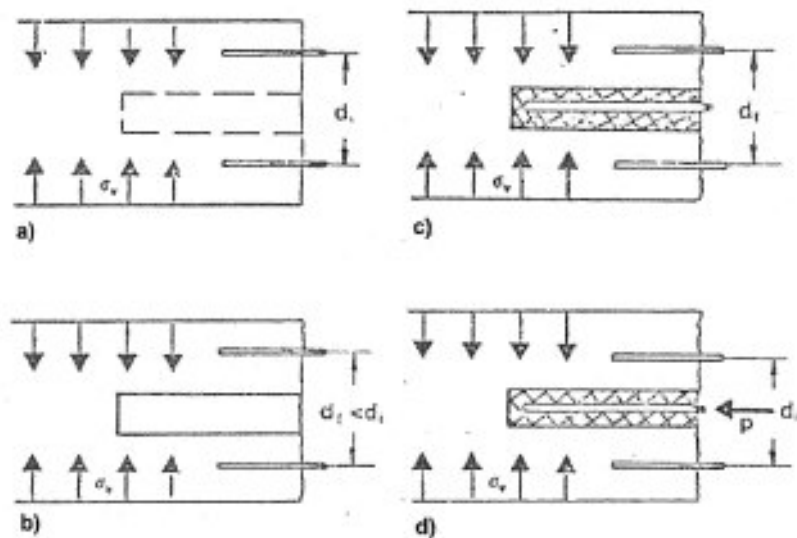


Figura 3.24. Schema di esecuzione della misura dello stato tensionale mediante le tecniche di ripristino delle sollecitazioni.

Due o più capisaldi di misura sono cementati in prossimità della porzione di ammasso roccioso che verrà asportata; la misura della distanza fra i capisaldi prima che l'intaglio o la perforazione vengano effettuati costituisce lo "zero" rispetto al quale il rilascio tensionale determinerà una deformazione (a); una volta effettuato l'intaglio (martinetto piatto) o la perforazione (martinetto curvo) la roccia subisce un rilascio tensionale, che provoca un rilassamento della roccia e dunque un avvicinamento dei capisaldi (b); al termine di questa prima fase di rilascio il martinetto idraulico di dimensioni e capacità variabili viene cementato all'interno della cavità (c); dopo aver atteso la presa del cementante si ristabilisce la distanza iniziale fra i capisaldi applicando una pressione p , detta di ripristino sulle superfici interne dell'intaglio per mezzo del martinetto idraulico (d). L'ipotesi fondamentale del metodo è quella che la pressione di ripristino sia uguale alla sollecitazione normale

agente sulle superfici libere prima della realizzazione dell'intaglio o della perforazione.

I primi esperimenti volti alla valutazione dello stato tensionale in sito mediante ripristino delle sollecitazioni risalgono ai primissimi anni '50 (Mayer e al., 1951; Tincelin, 1951) e sono stati eseguiti in miniere sotterranee utilizzando martinetti piatti in grado di applicare una pressione di ripristino su di una superficie piana più o meno estesa. Nel corso degli anni molti ricercatori hanno studiato il metodo al fine di valutare, attraverso sperimentazioni in sito e in laboratorio, le più corrette geometrie di misura nonché le più idonee procedure da seguire in fase di realizzazione e di interpretazione della misura. In particolare, notevole attenzione è stata rivolta alla valutazione dei fenomeni di creep (inteso come rilascio progressivo delle deformazioni a carico costante) che possono occorrere durante le fasi di deformazione della roccia, a seguito del rilascio tensionale ed alla loro influenza sulla corretta determinazione delle componenti della sollecitazione oggetto della misura. Nella Figura 3.25 è riportato l'andamento tipico degli spostamenti indotti durante le diverse fasi di realizzazione di una misura ed è indicata l'entità del contributo deformativo dei fenomeni di creep in prove di ripristino delle sollecitazioni.

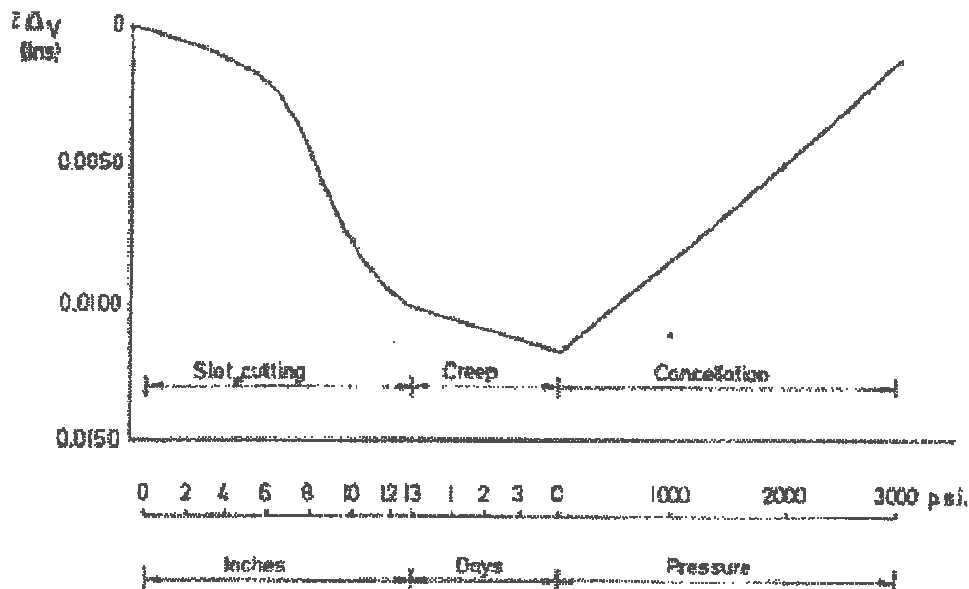


Figura 3.25. Variazione della distanza relativa fra i capisaldi di misura (Δv) durante le operazioni di intaglio (slot cutting), cementazione e ripressurizzazione (cancellation) (Alexander, 1960).

Data la complessità della modellazione di un fenomeno di questo tipo il problema è stato affrontato sostanzialmente per via sperimentale, osservando l'andamento delle deformazioni indotte durante la realizzazione di misure di ripristino tensionale in laboratorio su grossi campioni di roccia o calcestruzzo (Alexander, 1960; Hoskins, 1966) sottoposti, mediante presse biassiali, ad un campo di sollecitazione noto. Tutti gli studi condotti hanno evidenziato la difficoltà di previsione dei fenomeni di creep il cui contributo può essere

tuttavia valutato in fase di realizzazione della misura e tenuto in conto nella definizione della pressione di ripristino. In particolare Panek e Stock (1964) hanno suggerito due diverse procedure di misura in grado di mitigare l'influenza del creep sulle misure di ripristino delle tensioni: esse sono definite rispettivamente come "slow test" e "rapid test". Nel primo caso la misura della pressione di ripristino avviene mantenendo in pressione il martinetto idraulico per diversi giorni fino a minimizzare l'effetto creep che si manifesta con un rilascio progressivo delle deformazioni. Nel secondo caso si sottrae il contributo deformativo a lungo termine (deformazioni dovute al creep) dal valore di spostamento totale dei capisaldi di misura e si considera un valore di pressione di ripristino in grado di azzerare solo le deformazioni istantanee indotte.

Analisi della misura dello stato tensionale mediante la tecnica del ripristino delle sollecitazioni: martinetto piatto (flat jack)

L'uso di martinetti piatti, consentendo il ripristino delle sollecitazioni esclusivamente lungo la direzione ortogonale all'incisione con cui si determina il detensionamento dell'ammasso roccioso, comporta, per ogni prova, la determinazione di un'unica componente del tensore delle sollecitazioni. Come detto, si tratta in genere di misure di superficie (distanza < 1m dalla superficie libera) che coinvolgono volumi di roccia variabili fra 0,5 - 2 m³

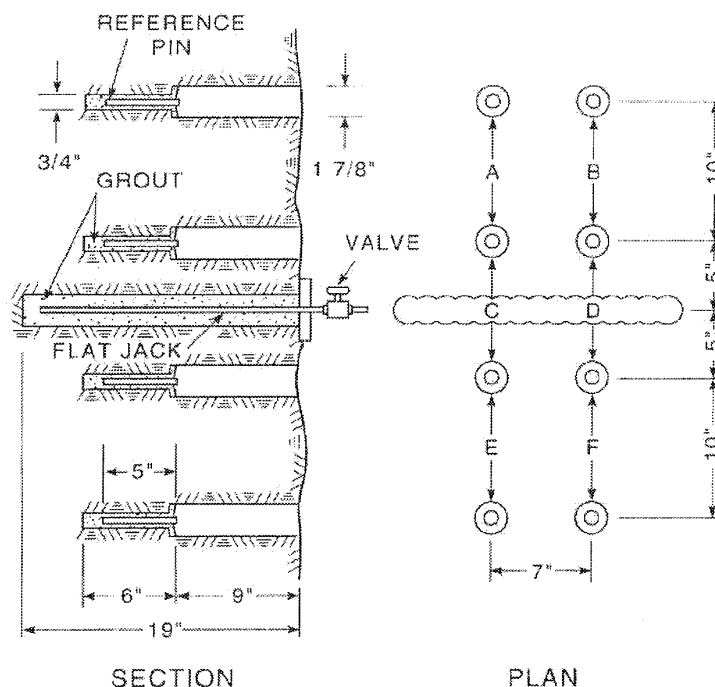


Figura 3.27. Schema di esecuzione della misura proposto da Merrill e al (1964) in cui sono evidenti l'incisione effettuato per il posizionamento del martinetto e gli interessi fra i capisaldi di misura.

In linea teorica (Figura 3.27), considerando uno stato di tensione piana, detta σ , la tensione verticale agente prima della realizzazione dell'intaglio e p_c la pressione di ripristino esercitata dal martinetto per riportare i capisaldi di misura alla distanza iniziale, si ha $\sigma_v = p_c$. Sebbene spesso la pressione di ripristino sia utilizzata come stima di massima della tensione naturale agente in direzione normale all'intaglio, in realtà il rilascio tensionale determina una deformazione di tipo plastico non recuperabile (Figura 3.27 - segmento OB) che comporta, a seguito del ripristino della distanza fra i capisaldi, un errore nella determinazione della sollecitazione verticale agente

$$(p_c = \sigma - \Delta\sigma).$$

Il ripristino delle sollecitazioni avviene inoltre per mezzo dell'azione meccanica di un martinetto che non agisce effettivamente su tutta l'area dell'intaglio ed in particolare, in prossimità dei bordi, la sua azione può essere considerata nulla. Jaeger e Cook (1976) hanno fornito un'espressione sperimentale che lega p_c con σ e che tiene conto dell'effettiva area di contatto fra il martinetto e le pareti dell'intaglio:

$$\sigma = p_c \frac{c_j - e}{c}$$

Dove $2c_j$ e $2c$ sono rispettivamente lo spessore effettivo del martinetto (jack) e dell'intaglio mentre e indica la distanza dal bordo dell'intaglio alla quale si suppone che il martinetto sia effettivamente a contatto con le superfici rocciose.

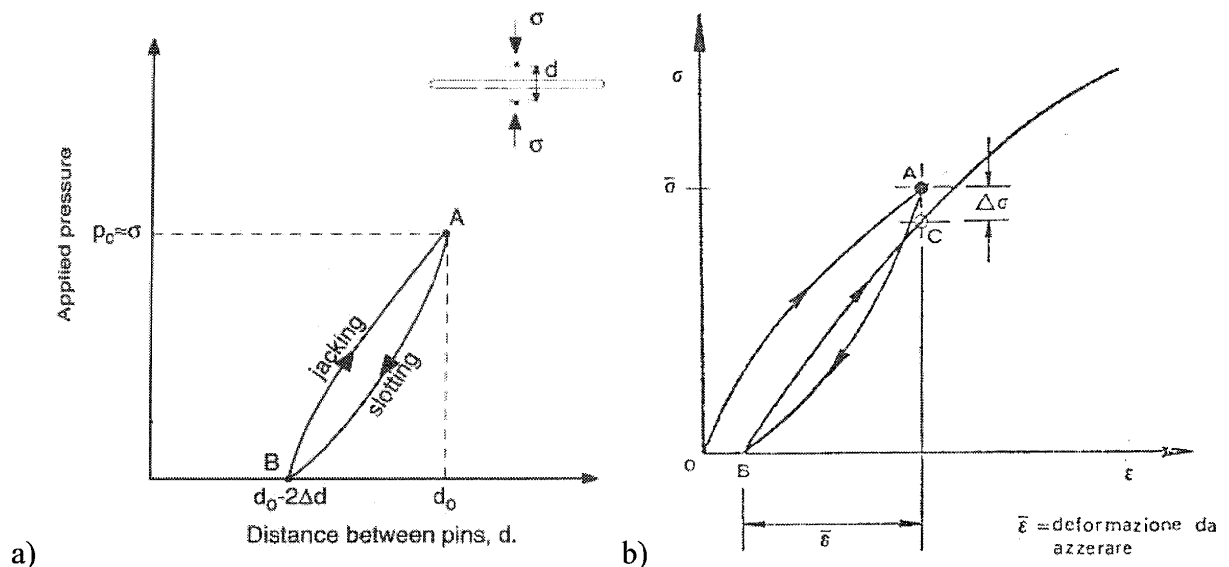


Figura 3.28. Diagramma teorico (a) e reale (b) che riporta la variazione della pressione applicata (p , = w) rispetto alla posizione dei capisaldi di misura.

La stima dello stato di tensione piana in parete per mezzo della tecnica del ripristino delle tensioni (martinetto piatto) può essere condotta in modo più opportuno attraverso la schematizzazione del problema riportata in Figura 3.28. L'intaglio all'interno del quale viene inserito il martinetto idraulico viene assimilato ad una ellisse della quale sia nota la geometria.

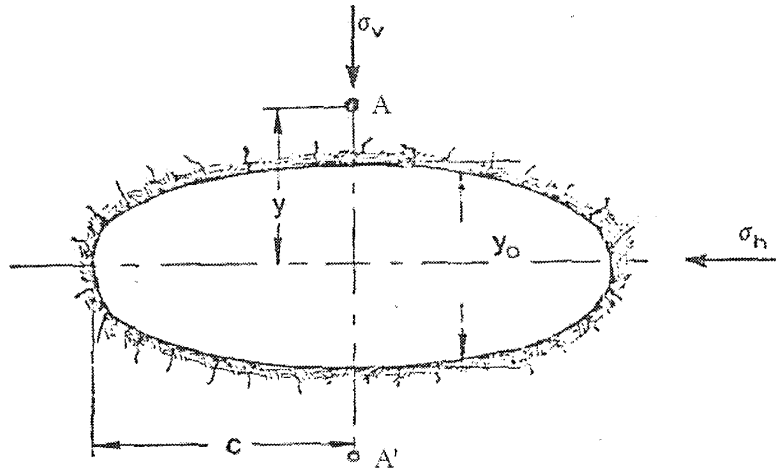


Figura 3.29. Schematizzazione della geometria del problema.

A seguito della realizzazione dell'intaglio è possibile registrare una variazione della distanza $2w$ fra i capisaldi di misura (A e A') per l'azione del campo di tensione piana agente.

In particolare si avrà, per la sovrapposizione degli effetti:

$$w = w_0 + w_1 + w_2 \quad (1a)$$

dove $2w_0$ rappresenta il contributo dello spostamento dovuto alla realizzazione di un intaglio infinitamente sottile; $2w_1$ rappresenta il contributo dello spostamento dovuto alla realizzazione di un intaglio di larghezza finita e $2w_2$ rappresenta il contributo dello spostamento dovuto all'azione del campo di tensione piana agente.

Se si indica con $2w_j$ lo spostamento fra i capisaldi di misura dovuto all'azione della pressione applicata per mezzo del martinetto, per una pressione applicata pari a quella di ripristino è possibile scrivere:

$$w = w_j \quad (1b)$$

In particolare si ha:

$$w_0 = \frac{\sigma_v c}{E} \left\{ (1-\nu) \left[\left(\sqrt{1 + \frac{y^2}{c^2}} \right) - \frac{y}{c} \right] + \frac{(1+\nu)}{\sqrt{1 + \frac{y^2}{c^2}}} \right\}$$

$$w_1 = \frac{\sigma_v y_0}{E} \left\{ -2\nu \left[\left(\sqrt{1 + \frac{y^2}{c^2}} \right) - \frac{y}{c} \right] + \frac{(1+\nu)}{\sqrt{1 + \frac{y^2}{c^2}}} \right\}$$

$$w_2 = w_1 \left(\frac{\sigma_h}{\sigma_v} \right)$$

$$w_j = \frac{p_c c_0}{E} \left\{ (1-\nu) \left[\left(\sqrt{1 + \frac{y^2}{c_0^2}} \right) - \frac{y}{c_0} \right] + \frac{(1+\nu)}{\sqrt{1 + \frac{y^2}{c_0^2}}} \right\}$$

dove

σ_v = tensione piana agente in direzione ortogonale all'intaglio;

σ_h = tensione piana agente in direzione parallela all'intaglio;

c = semiasse maggiore dell'ellisse (dunque la semi lunghezza dell'intaglio);

c_0 = semi lunghezza del martinetto;

y = distanza fra i capisaldi di misura delle deformazioni ed il semiasse maggiore dell'ellisse;

y_0 = semiasse minore dell'ellisse (dunque la semi larghezza dell'intaglio);

E = modulo di Young della roccia;

ν = rapporto di Poisson della roccia.

Assegnando alle diverse variabili geometriche e fisico-meccaniche i corretti valori è possibile definire:

$$\sigma_v = a * p_c + b * \sigma_h \quad (3)$$

dove a e b sono due coefficienti determinati analiticamente in funzione della distanza dei capisaldi, delle dimensioni dell'intaglio e delle caratteristiche deformative della roccia (Figura 3.30)

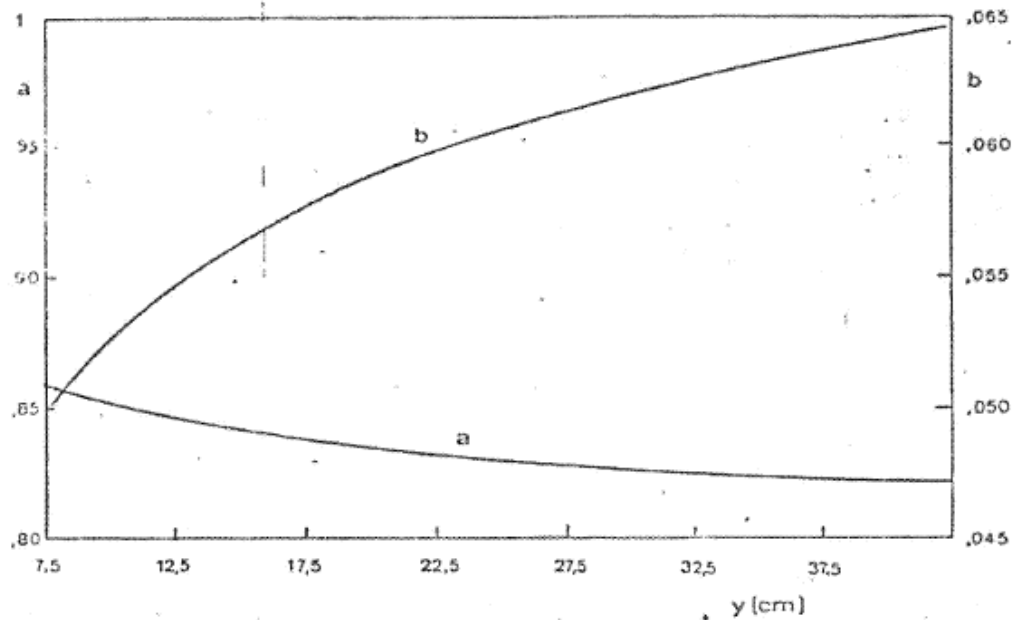


Figura 3.30. Andamento dei coefficienti a e b in funzione della semi-distanza fra i capisaldi di misura A - A' per date caratteristiche deformative della roccia.

In generale, effettuando due misure di ripristino delle tensioni su intagli ortogonali è possibile determinare in modo completo lo stato di tensione piana attraverso la determinazione delle due tensioni principali σ_1 e σ_2 . Naturalmente, per fare questo bisogna conoscere la direzione di almeno una delle due componenti in modo da effettuare gli intagli rispettivamente in direzione ad essa ortogonale e parallela. Nel caso più semplice in cui sia $\sigma_1 = \sigma_v =$ tensione verticale e $\sigma_2 = \sigma_h =$ tensione orizzontale si ha il seguente sistema di 2 equazioni in due incognite:

$$\sigma_v = a \cdot p_{c1} + b \cdot \sigma_h$$

$$\sigma_v = a \cdot p_{c2} + b \cdot \sigma_h$$

dove p_{c1} è la pressione di ripristino per l'intaglio effettuato in direzione orizzontale e p_{c2} è la pressione di ripristino per l'intaglio effettuato in direzione verticale.

Un esempio applicativo generale può essere utile per comprendere la procedura seguita per la determinazione dello stato di tensione bidimensionale su un piano ortogonale a quello dell'intaglio. Si consideri l'esempio di una sezione di scavo in sotterraneo (Figura 3.31) sottoposta ad un campo di tensioni che può essere descritto su un piano (stato di tensione bidimensionale) dalle tre componenti σ_{x0} , σ_{y0} e τ_{xy0} . Naturalmente il piano su cui sono misurate le tensioni è quello ortogonale all'asse dello scavo.

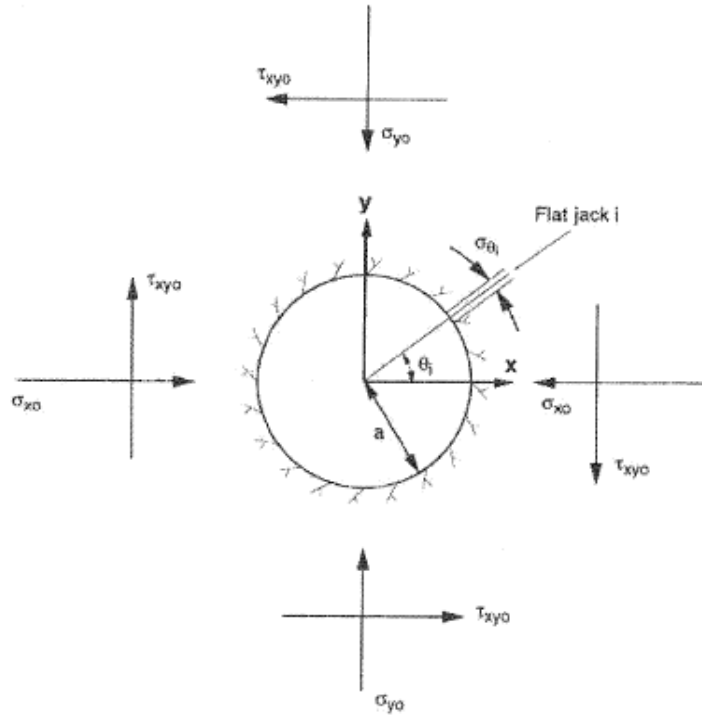


Figura 3.31. Scavo di sezione circolare sul cui contorno vengono effettuate misure ($i = 1,2,3$) di ripristino delle sollecitazioni mediante prova di Flat Jack.

Si supponga di eseguire tre misure di ripristino delle tensioni mediante tre diversi intagli, paralleli all'asse dello scavo e orientati in funzione di un angolo θ_i rispetto all'asse orizzontale.

Otterremo così tre valori di σ_{θ_i} , ovvero di tensione agente ortogonalmente all'intaglio effettuato che, per semplicità di trattazione potranno essere definite come σ_{θ_i} in funzione dell'angolo θ_i , rispetto al quale sono orientati gli intagli. Nel caso di materiale elastico e isotropo, le misure possono essere correlate in maniera lineare alle tre componenti dello stato di sollecitazione naturale piano σ_{x0} , σ_{y0} e τ_{xy0} secondo la seguente formulazione generale:

$$\begin{bmatrix} \sigma_{\theta_1} \\ \sigma_{\theta_2} \\ \sigma_{\theta_3} \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} f_{11} & f_{12} & f_{13} \\ f_{21} & f_{22} & f_{23} \\ f_{31} & f_{32} & f_{33} \end{bmatrix} \cdot \begin{bmatrix} \sigma_{x0} \\ \sigma_{y0} \\ \tau_{xy0} \end{bmatrix} \quad (5)$$

dove $f_{ij}(i,j=1,3)$ dipendono esclusivamente dalla geometria dello scavo. Per uno scavo di sezione circolare come quello rappresentato in Figura 3.31 i coefficienti f_{ij} ($i,j=1,3$) assumono i valori di seguito riportati:

$$\begin{bmatrix} \sigma_{\theta_1} \\ \sigma_{\theta_2} \\ \sigma_{\theta_3} \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 1 - \cos 2\theta_1 & 1 + \cos 2\theta_1 & -4 \sin 2\theta_1 \\ 1 - \cos 2\theta_2 & 1 + \cos 2\theta_2 & -4 \sin 2\theta_2 \\ 1 - \cos 2\theta_3 & 1 + \cos 2\theta_3 & -4 \sin 2\theta_3 \end{bmatrix} \cdot \begin{bmatrix} \sigma_{x0} \\ \sigma_{y0} \\ \tau_{xy0} \end{bmatrix} \quad (6)$$

attraverso cui è possibile definire lo stato di tensione bidimensionale su un piano ortogonale a quello dell'intaglio.

Prove eseguite nelle Cave Danzi e Beltrami

I punti di prova sono stati scelti in posizioni tali da ottenere un quadro il più possibile completo ed esauriente dello stato tensionale presente nelle strutture rocciose della cava.

In totale sono stati eseguite 13 prove con martinetto piatto di cui 10 con martinetto piatto semplice e 3 con martinetto piatto doppio, elencate nella tabella seguente.

Tabella 3.9. Tipologia di prove di martinetto piatto eseguite sui pilastri.

Riferimento prova	Tipo di martinetto piatto eseguito	Posizione nella cava	data
Pilastro 40	martinetto doppio	Cava media	03/04/07
FON	martinetto doppio	Cava alta	03/04/07
FON	martinetto doppio	Cava bassa	03/04/07
Pilastro 13	martinetto semplice	Cava alta	26/03/07
Pilastro 23	martinetto semplice	Cava media	27/03/07
Pilastro 40	martinetto semplice	Cava media	27/03/07
Pilastro 54	martinetto semplice	Cava bassa	03/04/07
Pilastro 63M	martinetto semplice	Cava bassa	02/04/07
Pilastro 63V	martinetto semplice	Cava bassa	02/04/07
Pilastro 65M	martinetto semplice	Cava bassa	02/04/07
FON	martinetto semplice	Cava alta	26/03/07
FON	martinetto semplice	Cava bassa	03/04/07

3.3.1. Sintesi dei risultati

Martinetto piatto semplice

Le prove con martinetto piatto semplice sono basate sulla misura degli spostamenti indotti dal rilascio tensionale nell'intorno di un taglio eseguito perpendicolarmente alla direzione di indagine.

Il rilascio delle tensioni comporta, in caso di stato tensionale di compressione, una richiusura del taglio rilevabile attraverso misure di convergenza tra più coppie di punti posti in posizione simmetrica rispetto ad esso. Mediante l'utilizzo di uno speciale martinetto piatto

inserito all'interno del taglio e pressurizzato in modo da annullare la convergenza (ripristinando così, nell'intorno del taglio lo stato tensionale originario) è possibile la misura delle tensioni agenti nella struttura nell'area di prova.

Le prove con martinetto piatto semplice hanno permesso di misurare le seguenti tensioni:

Tabella 3.10. Pressioni di riferimento per le prove di martinetto piatto.

Riferimento prova	Pressione di ripristino (bar)	Stato tensionale
Pilastro 13	17.4	compressione
Pilastro 23	21.4	compressione
Pilastro 40	0.0	scarica
Pilastro 54	50.0	compressione
Pilastro 63M	21.6	compressione
Pilastro 63V	0.0	scarica
Pilastro 65M	0.0	trazione
FON	20.2	compressione
FON	76.8	compressione

Martinetti piatti doppi

Le prove con martinetto piatto doppio sono basate sulla misura degli spostamenti indotti dalla compressione monoassiale esercitata su un campione di materiale arenaceo di dimensioni apprezzabili, mediante la pressurizzazione di due martinetti piatti.

La pressurizzazione comporta una compressione del materiale rilevabile attraverso misure di convergenza tra più coppie di punti posti simmetricamente in posizione ortogonale e parallela rispetto alle tracce dei due tagli. Sulla superficie libera del campione vengono fissate sei basi di misura verticali (per il calcolo del modulo elastico -modulo di Young-) e tre basi di misura orizzontali (per il calcolo del coefficiente di Poisson). Mediante calibro removibile è possibile effettuare una serie di letture delle basi di misura, avendo un quadro completo delle deformazioni assiali e trasversali del campione.

La procedura standard prevede che il materiale soggetto alla prova venga sottoposto mediante due martinetti piatti a gradini di carico con livelli di sollecitazione gradualmente crescenti; si determinano così le caratteristiche di deformabilità della muratura. Aumentando la pressione dei martinetti fino alla comparsa delle prime microfratture nei mattoni e nei corsi di malta si può arrivare a stimare la resistenza a compressione della muratura.

Con questa tecnica si realizza, in sito, una prova di compressione monoassiale su un campione indisturbato di grandi dimensioni, rappresentativo dell'intera struttura.

Tabella 3.11. Caratteristiche dell'ammasso roccioso.

Riferimento prova	Modulo di elasticità (Mpa)	Coefficiente di Poisson
Pilastro 40	7839	1.48
FON	7234	0.80
FON	4308	0.39

3.4. Prove geofisiche per la determinazione dello spessore di ripiena

Allo scopo di definire lo spessore degli strati di ripiena posizionati nel corso dello sviluppo delle coltivazioni si è deciso di condurre una campagna di prove geofisiche.

L'indagine geofisica ha avuto lo scopo di fornire informazioni indirette sugli spessori del materiale di ripiena, accumulato all'interno delle cavità. L'attività estrattiva ha lasciato in loco sia strutture murarie in pietrame a secco, di altezza variabile, contenenti gli accumuli del materiale di risulta, sia ampie porzioni di cavità riempite da una coltre detritica estesa, la cui volumetria è di difficile valutazione, senza l'ausilio di indagini strumentali.

La definizione della geometria del substrato roccioso, al contatto con il materiale di scarto derivante dalle operazioni di estrazione di pietra ornamentale, costituito in linea di massima da blocchi e ciottoli in matrice ghiaioso-sabbiosa, si è avvalsa dell'esecuzione di alcune sezioni di tomografia elettrica, secondo particolari allineamenti ritenuti più significativi.

Si è scelto di operare mediante indagini di tipo elettrico, in quanto capaci di riconoscere il contrasto di resistività tra cumulo detritico e substrato compatto, a causa della presenza di vuoti nel materiale sciolto e della probabile circolazione idrica all'interfaccia.

Le prove in sito e le relative interpretazioni sono state condotte dalla GeoP s.n.c. di Bena Emanuele & C. - Via Sant'Ambrogio 28 10139 Torino Italy <http://www.geop.it> - info@geop.it - tel e fax: +39 011796266 - IVA IT 08943040017 - REA 1012209. In allegato si riporta la relazione della GeoP nella sua completezza mentre nel seguito si riportano i risultati più interessanti per lo sviluppo dello studio.

Cava Danzi Alta

Le tomografie E1, E2, E3 hanno permesso di individuare con buona approssimazione il contatto tra detrito superficiale e substrato roccioso: il primo si presenta generalmente con valori di resistività compresi tra 2000 e 5000 Ω m, mentre il secondo oscilla su valori molto più bassi, inferiori a 800 Ω m, probabilmente a causa di circolazione di acqua sull'interfaccia o nelle fratture.

Il detrito non ha spessori uniformi lungo i profili indagati, ma sono generalmente compresi tra 1 e 2 m.

L'unica difficoltà interpretativa è emersa al termine di E1, ad ingresso cava, dove due differenti ipotesi non permettono la sicura ubicazione del substrato.

Cava Danzi Bassa

Le due tomografie acquisite sul pendio di Cava Danzi bassa, linee E8 ed E9, presentano alcune difficoltà interpretative a causa della risposta disomogenea, e talvolta ambigua, del substrato roccioso e del detrito sovrastante; per quanto riguarda quest'ultimo, la presenza di materiale molto eterogeneo (le linee attraversano sia ciottoli senza matrice fine che cumuli di sabbia limosa) può essere la causa di una risposta così variabile.

La tomografia E7, acquisita lungo la via di carreggio ha offerto una risposta ottimale, mentre per la E8 ed E9 non è stato possibile fornire una interpretazione inequivocabile sull'intera lunghezza delle sezioni. Situazioni di questo tipo richiederebbero una o più indagini dirette, in modo da tarare l'informazione geofisica su una colonna stratigrafica certa.

Cava Beltrami

La situazione indagata dalle tomografie E4, E5 ed E6 è quella di una copertura detritica continua e omogenea in tutta la sala, che presenta valori di resistività minori del fondo in roccia: lo strato superficiale dello spessore di 1 - 2 m offre resistività inferiori ai 2000 Ωm , mentre il substrato è marcatamente più resistivo (2000 - 7000 Ωm). Sebbene siano state individuate alcune lacune nella continuità resistiva del substrato, di difficile interpretazione, lo studio di Cava Beltrami è risultato particolarmente chiaro a causa dei forti gradienti di resistività tra i due materiali indagati.

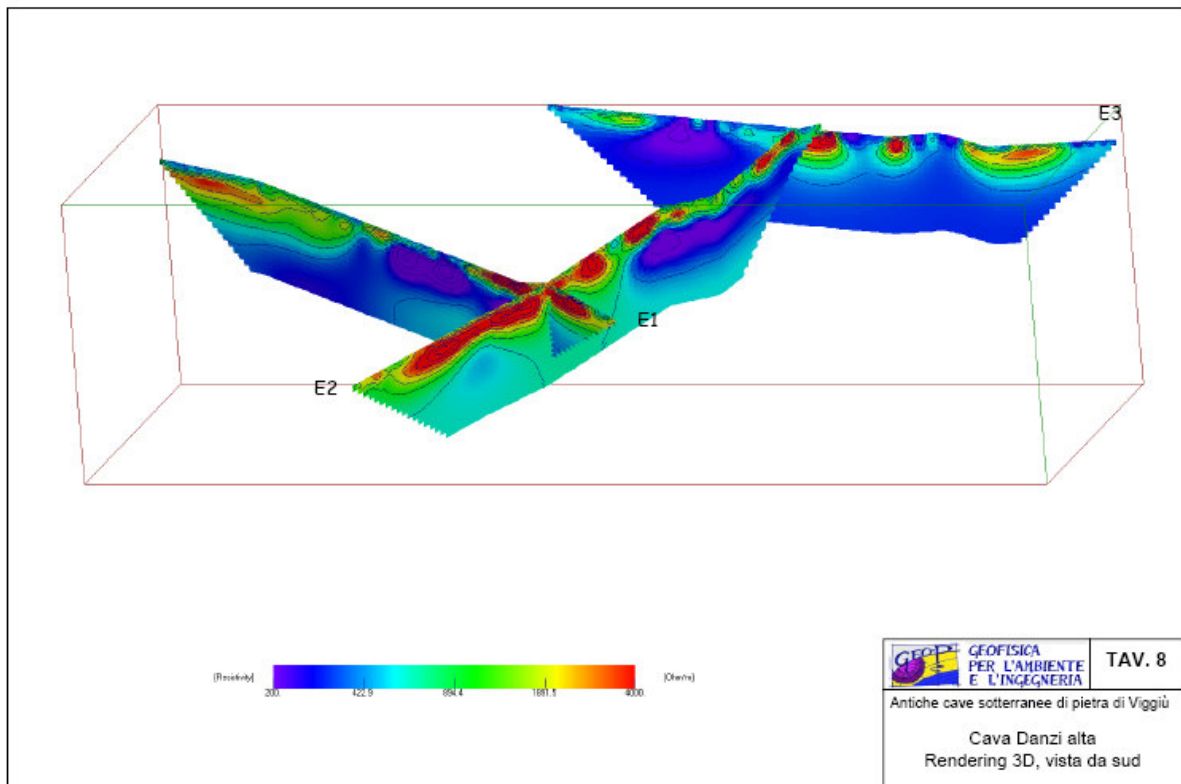


Figura 3.32. Tomografie sismiche E1, E2, E3 acquisite sul pendio di Cava Danzi alta.

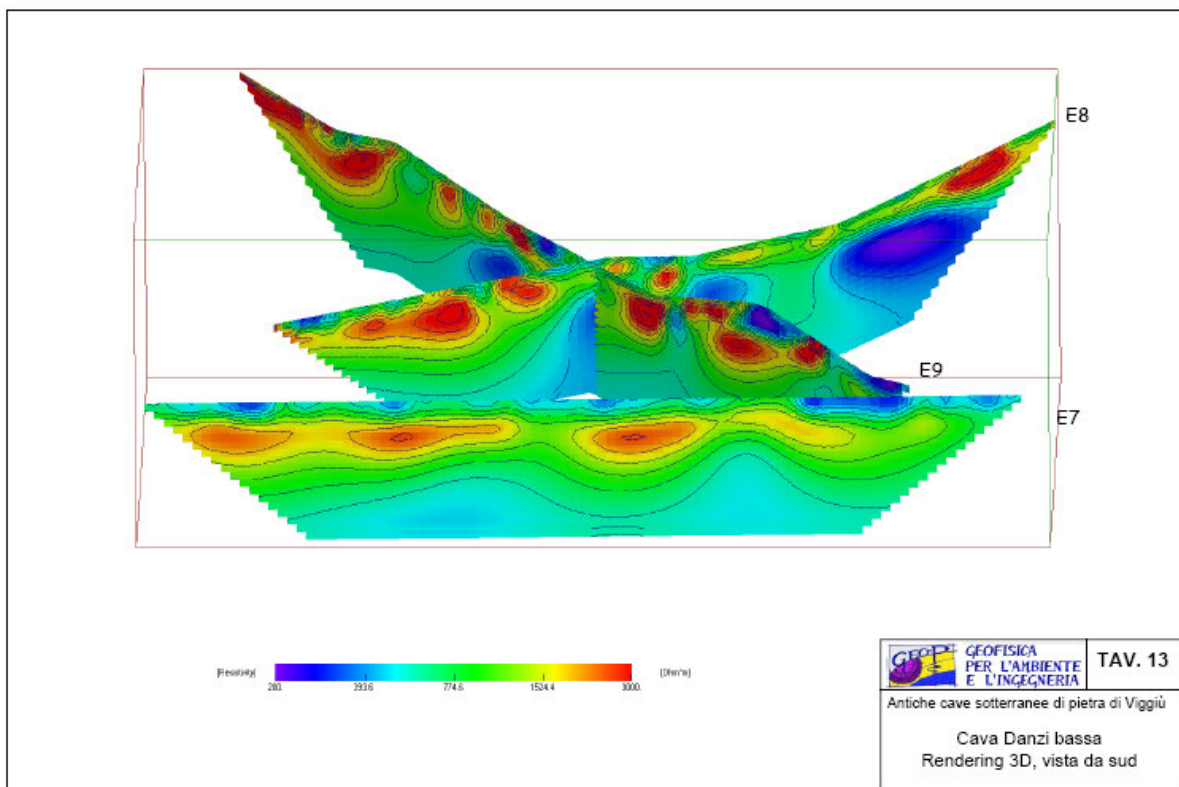


Figura 3.33. Tomografie sismiche E7, E8, E9 acquisite sul pendio di Cava Danzi bassa.

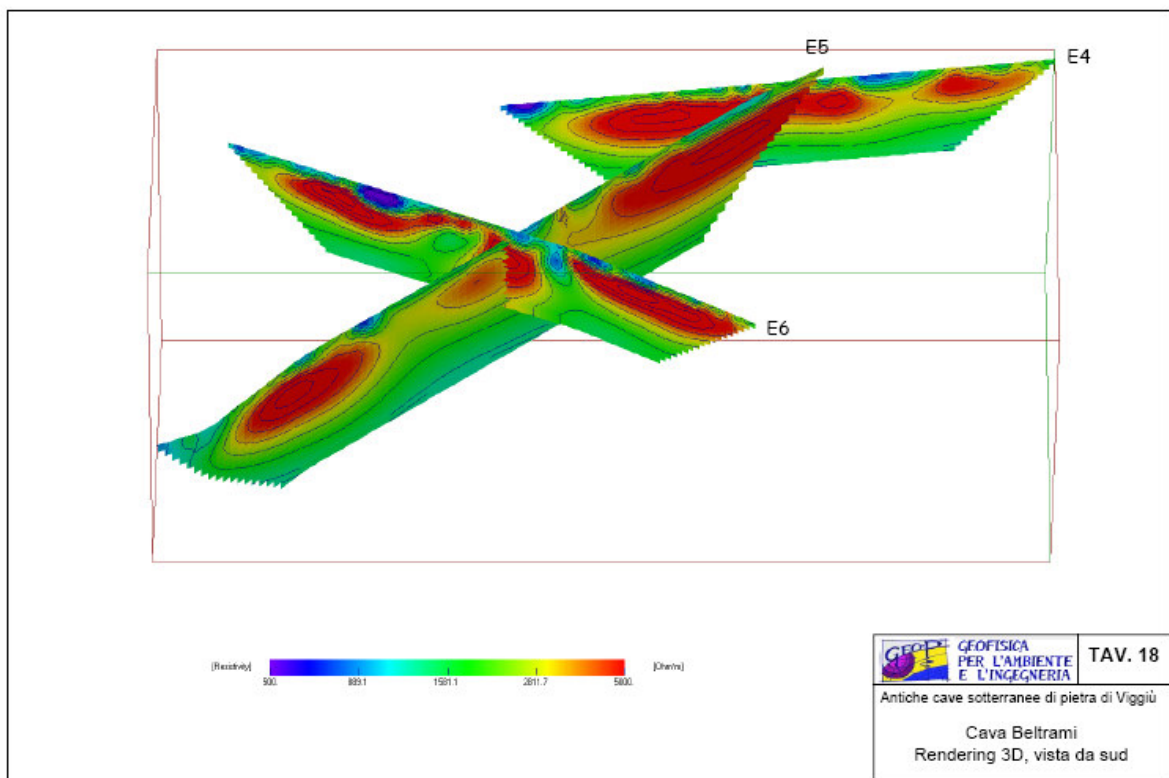


Figura 3.34. Tomografie sismiche E4, E5, E6 acquisite sul pendio di Cava Beltrami.

3.5. Caratterizzazione geomeccanica

I metodi di classificazione permettono di suddividere l'ammasso roccioso in classi di diversa qualità dal punto di vista delle loro proprietà meccaniche globali. Questi metodi esaminano alcune fondamentali caratteristiche della roccia intatta e delle discontinuità dando, a seconda delle diverse situazioni, dei valori quantitativi, per ognuna di esse.

La valutazione dei parametri geotecnici, da utilizzare per il calcolo delle strutture in roccia costituisce uno dei più importanti aspetti dello studio della stabilità di vuoti sotterranei. I "dati di ingresso", da utilizzare per il calcolo della stabilità, riguardano la caratterizzazione geologico-geotecnica dell'ammasso roccioso che, in generale, comprende la valutazione di (Bieniawski, 1984; Barla, 1986):

- caratteristiche di deformabilità di breve e lungo termine, possibilmente riferite ad una legge sforzi-deformazioni nota;
- caratteristiche di resistenza, volutamente riferite ad una legge di resistenza di tipo teorico o empirico;
- caratteristiche di permeabilità;
- stato di tensione naturale, carichi di tipo idraulico e/o di altra natura.

3.5.1. Parametri di progetto

La classificazione dell'ammasso roccioso delle cave Danzi e Beltramo rispettivamente è stata condotta secondo le metodologie precedentemente descritte e sulla base dei rilievi condotti nell'ambito dello "Studio geologico, idrogeologico e geologico tecnico delle antiche cave sotterranee di pietra di Viggiù, Saltrio e Bremmo" redatta dal Politecnico di Milano e dallo Studio ABM. In tale relazione Fase 3 sono stati condotti 16 rilievi geostrutturali rispettivamente 8 nella cava Danzi e 8 nella Cava Beltrami. Tali rilievi hanno permesso di conoscere le discontinuità presenti, raggruppate in famiglie, le relative spaziature, le persistenze, le aperture e l'eventuale presenza d'acqua. Sulla base dei rilievi citati gli scriventi hanno proceduto alla elaborazione dei dati per poter ottenere i valori richiesti per la classificazione dell'ammasso.

Sono state determinate le spaziature medie per ciascun sito sulla base delle distribuzioni riportate in Tabella 3.12. Per ogni sistema di discontinuità si sono determinate le frequenze medie dell'ammasso e dalla loro somma si è ottenuta la frequenza media globale. In Tabella 3.12 si riportano i risultati ottenuti nei due siti.

Tabella 3.12. Valori di frequenza e spaziatura ottenuti dall'elaborazione dei rilievi geostrukturali nei due siti in esame.

Frequenza	S	K1	K2	K3	K4	K5	globale	Spaziatura [m]
Cava Beltrami	3,255	3,571	2,645	1,913	3,690	1,546	16,620	0,06
Cava Danzi	2,477	2,787	2,566	2,573	1,429		11,832	0,085

Sulla base dei valori di frequenza media ottenuti applicando la relazione di **Palstrom (1975)** riportata in Tabella 3.12, si ottengo per le due cave rispettivamente: **RQD = 75%** per la cava Danzi e **RQD = 60 %** per la cava Beltrami.

Si può quindi procedere alla classificazione dell'ammasso per la determinazione dell'RMR. Di seguito si riportano le tabelle dei coefficienti numerici utilizzati a tale scopo.

Tabella 3.13. Coefficienti numerici relativi alla resistenza della roccia intatta per la determinazione dell'RMR.

PARAMETRI		INTERVALLI DI VALORI						
Resistenza della roccia sana	Resistenza al "point load test" [MPa]	> 10	4÷10	2÷4	1÷2	Per questi bassi valori, è preferibile la prova di compressione monoassiale		
	Resistenza a compressione monoassiale [MPa]	> 250	100÷250	50÷100	25÷50	5÷25	1÷5	< 1
Coefficienti numerici		15	12	7	4	2	1	0

Tabella 3.14. Coefficienti numerici relativi al rock quality designation (RQD) per la determinazione dell'RMR.

PARAMETRI	INTERVALLI DI VALORI				
RQD [%]	90÷100	75÷90	50÷75	25÷50	< 25
Coefficienti numerici	20	17	13	8	3

Tabella 3.15. Coefficienti numerici relativi alla spaziatura per la determinazione dell'RMR.

PARAMETRI	INTERVALLI DI VALORI				
Spaziatura delle discontinuità [m] (3 sistemi)	> 2	0,6÷2	0,2÷0,6	0,06÷0,2	< 0,06
Coefficienti numerici	20	15	10	8	5

Tabella 3.16. Coefficienti numerici relativi allo stato delle discontinuità per la determinazione dell'RMR.

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

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

Tabella 3.17. Coefficienti numerici relativi allo stato delle discontinuità per la determinazione dell'RMR.

PARAMETRI		INTERVALLI DI VALORI				
Acqua nella roccia	Venute d'acqua in 10m di galleria [l/min]	0	< 10	10÷25	25÷125	> 125
	Rapporto press. dell'acqua nelle discontinuità/massima sollecitazione principale	0	0,0÷0,1	0,1÷0,2	0,2÷0,5	> 0,5
	Condizioni generali della roccia	asciutta	umida	bagnata	stillicidi	venute d'acqua
Coefficienti numerici		15	10	7	4	0

Nella tabella seguente si riporta la tabella riassuntiva dei dati delle due cave con la determinazione del valore dell'RMR relativo.

Tabella 3.18. Indicazione del valore RMR per l'ammasso roccioso.

	Resistenza Roccia intatta	RQD	Spaziatura	Condizioni discontinuità	Venite d'acqua	RMR
Cava danzi	7	13	8	18	12	58
Cava Beltrami	7	13	8	16	12	56

I valori ottenuti definiscono l'ammasso roccioso come medio – buono in entrambi i casi collocandolo nella parte alta della classe III.

La determinazione del Q di Barton richiede invece l'applicazione della formula seguente già descritta precedentemente:

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

Di seguito si riportano le tabelle utilizzate per la classificazione di Barton:

Tabella 3.19. Coefficienti numerici relativi al RQD per la determinazione del Q.

1. RQD		Note:
Rock Quality Designation	RQD	
molto scadente	0 - 25	1) Se si ha RQD <10 (0 compreso) si usa RQD =10 per valutare Q 2) Intervalli di RQD di 5, cioè 100, 95, 90, 85 ecc. sono sufficienti.
scadente	25 - 50	
discreta	50 - 75	
buona	75 - 90	
eccellente	90 - 100	

Tabella 3.20. Coefficienti numerici relativi al numero di discontinuità per la determinazione del Q.

2. J_n - JOINT SET NUMBER	
AMMASSO ROCCIOSO	J_n
massivo-pochi giunti	0.5 -2.0
una famiglia K₁	2
una famiglia K₁+ random	3
due famiglie K₁e K₂	4
due famiglie K₁e K₂+ random	6
tre famiglie K₁, K₂e K₃	9
tre famiglie K₁, K₂e K₃+ random	12
tre o più famiglie di giunti +random	15
roccia molto frantumata	20

Tabella 3.21. Coefficienti numerici relativi al numero di sistemi di discontinuità per la determinazione del Q.

3. J_r - JOINT ROUGHNESS NUMBER	
	J_r
a) lembi a contatto	
b) lembi a contatto dopo uno scorrimento di 10 cm	
giunti discontinui	4
scabri o irregolari,ondulati	3
lisci, ondulati	2
levigati (SLK), ondulati	1.5
scabri o irregolari, piani	1.5
lisci, piani	1
levigati (SLK), piani	0.5

Tabella 3.22. Coefficienti numerici relativi alla condizione delle discontinuità per la determinazione del Q.

4. J_a – Joint Alteration Number	
(a) Contatto ai lembi	J_a
A. Riempimento impermeabile, non rammollente, cementante, resistente (es. quarzo)	0.75
B. Pareti non alterate, presente alterazione in tracce	1.00
C. Lembi debolmente alterati. Patine sui lembi stessi con minerali non rammollenti, particelle di sabbia, roccia fratturata, ma priva di argilla	2.00
D. Patina siltosa – sabbioso siltosa, poca argilla (non rammollente)	3.00
E. Patine con poca argilla e/o simili (caolinite, mica). Clorite, talco, grafite, gesso, ecc. oltre a piccole quantità di argilla debolmente espansive (1-2 mm o meno come spessore)	4.00

Tabella 2.23. Coefficienti numerici relativi alla condizione delle discontinuità per la determinazione del Q.

4. J_a – Joint Alteration Number	
(b) Contatto ai lembi prima di 10 cm di scorrimento	J_a
F. Particelle di sabbia, roccia frantumata ma in assenza di argilla	4.0
G. Riempimenti argillosi, fortemente sovraconsolidati (continui, < 5 mm in spessore)	6.0
H. Riempimenti argillosi, mediamente o debolmente sovraconsolidati (continui, < 5 mm in spessore)	8.0
J. Riempimenti con argilla rigonfiante, es. montmorillonite (continui, < 5 mm in spessore)	8.0-12.00
Il valore da dare a J_a dipende dalla percentuale in particelle di argilla rigonfiante, nonché dalla possibilità di accesso di acqua, ecc....	

Tabella 3.24. Coefficienti numerici relativi allo stato tensionale agente per la determinazione del Q.

5. SRF – Stress Reduction Factor			
(a) <u>Zone di debolezza che intersecano lo scavo possono causare distensioni e rilasci nella massa rocciosa durante lo scavo della galleria</u>			
			SRF
A. Molte zone di debolezza con argilla o roccia fratturata e degradata chimicamente, roccia molto distesa, indipendentemente dalla profondità			10.0
B. Zone singolari, Discontinuità maggiori con argilla, o roccia chimicamente degradata (profondità dello scavo ≤ 50 m)			5.0
C. Zone singolari, Discontinuità maggiori con argilla, o roccia chimicamente degradata (profondità dello scavo > 50 m)			2.5
D. Molte zone con discontinuità interessate da scorrimento precedente (nessuna traccia di argilla), roccia distesa e rilasciata (indipendentemente dalla profondità), matrice competente			7.5
E. Discontinuità maggiori (Faglie e Superfici di scorrimento) in roccia competente, in assenza di argilla (profondità dello scavo ≤ 50 m)			5.0
F. Discontinuità maggiori (Faglie e Superfici di scorrimento) in roccia competente, in assenza di argilla (profondità dello scavo > 50 m)			2.5
G. Discontinuità aperte e rilasciate, Massa rocciosa molto fratturata, a blocchi (indipendentemente dalla profondità)			5.0
(b) <u>Massa rocciosa competente. Problemi affrontati dal punto di vista tensionale</u>			
	C_0/s_1	T_0/s_1	SRF
H. Sforzi naturali deboli, vicino alla superficie	>200	>13	2.5
J. Sforzi naturali medi	200-10	13-0.66	1.0
K. Sforzi naturali elevati, strutture chiuse (usualmente favorevoli alla stabilità globale; può tuttavia esserci qualche elemento non favorevole alla stabilità in parete)	10-5	0.66-0.33	0.5-2.0
L. Massa rocciosa di tipo massivo (possibili colpi di tensione di debole intensità)	5-2.5	0.33-0.16	5-10
M. Massa rocciosa di tipo massivo (colpi di tensione di notevole intensità)	<2.5	<0.16	10-20
(c) <u>Roccia spingente; comportamento plastico della massa rocciosa in presenza di elevati sforzi naturali</u>			
N. Pressioni deboli			5-10
O. Pressioni elevate			10-20
(d) <u>Roccia rigonfiante; rigonfiamento in presenza di acqua</u>			
P. Pressioni deboli			5-10
Q. Pressioni elevate			10-15

Tabella 3.25. Coefficienti numerici relativi alla presenza d'acqua per la determinazione del Q.

6. J_w – Joint Water Reduction Factor		
	J_w	p_w
A. Scavo in assenza d'acqua o venute ridotte, 5 l/min localizzate	1.0	< 0.1
B. Venute d'acqua medie o pressione occasionale nei giunti con dilavamento del materiale di riempimento	0.66	1.0-2.5
C. Venute d'acqua notevoli o pressione elevata in giunti senza riempimenti	0.50	2.5-10.0
D. Venute d'acqua notevoli o pressione elevata, dilavamento del materiale di riempimento	0.33	2.5-10.0
E. Venute d'acqua eccezionali o pressione d'acqua che decresce col tempo	0.2-0.1	>10.0
F. Venute d'acqua eccezionali o pressione d'acqua che non tende a decrescere nel tempo	0.1-0.05	>10.0

Nella tabella seguente si riportano i dati delle due cave con la determinazione del valore dell'indice Q relativo.

Tabella 3.26. Indicazione del valore Q per l'ammasso roccioso.

	RQD	J_n	J_r	J_a	SRF	J_w	Q
Cava danzi	75	15	3	1	2,5	1	6
Cava Beltrami	60	15	3	1	2,5	1	4,8

I valori ottenuti definiscono l'ammasso roccioso come medio.

Per quel riguarda la determinazione dell'RMi si è ricorsi all'utilizzo di un foglio elettronico messo a disposizione dall'Autore e disponibile su internet.

Nel seguito si riporta la tabella riassuntiva ottenuta per la cava Danzi.

Tabella 3.27. Schema di calcolo dell'RMi di Palmstrom.

Project:		Location:	
Tunnel:		Type of rock:	
Estimate made by:			
Uniaxial compressive strength of intact rock (MPa)		$\sigma_c =$	90,00
Hoek-Brown rock material constant		$m_i =$	8,40
Joint roughness		smooth & planar = 1; smooth & undulating = 2; rough & planar = 2 factor jR =	2,00
Joint alteration		fresh = 1; coating of calcite = 3; coating of clay = 3; filling of clay = 6 - 10 factor jA =	2,00
Joint size		partings = 6; short joints = 2 - 4; medium joints = 1 - 2 factor jL =	3,00
Joint termination		continuous = 1; discontinuous = 2	1,00
Block size, joint density, or degree of jointing	Block volume (m ³) (note the input in m3)	Vb =	
	Rock quality designation	RQD =	75,00
	Volumetric joint count	Jv =	
	Average joint spacing *) (m)	Sa =	
Block shape	cubical = 27; slightly long or flat = 40; long or flat = 75; very long or flat = 250	$\beta =$	75,00
For information only	Number of joint sets in the actual location	nj =	5,00
	Occurrence of seam(s) (= clay-filled joint with thickness < 1m)		
	Weakness zone or fault (= zone with thickness > 1m)		
*) Average spacing is $Sa = (S1 + S2 + S3 + \dots)/n$ (S1, S2, S3 .. are spacings of each joint set; n = number of joint sets)			
CALCULATIONS			
Rock mass index		RMi =	8,05
		<i>classification of RMi =</i>	<i>high</i>
Factors in the Hoek-Brown failure criterion for rock masses		$s =$	0,01
		m_b undisturbed =	1,79
		m_b disturbed =	1,06

Il valore dell'RMi ottenuto è pari a 8,05 per cava Danzi e pari a 6,67 per cava Beltrami.

Il valore di GSI stimato è di 65 con riferimento alla figura seguente.







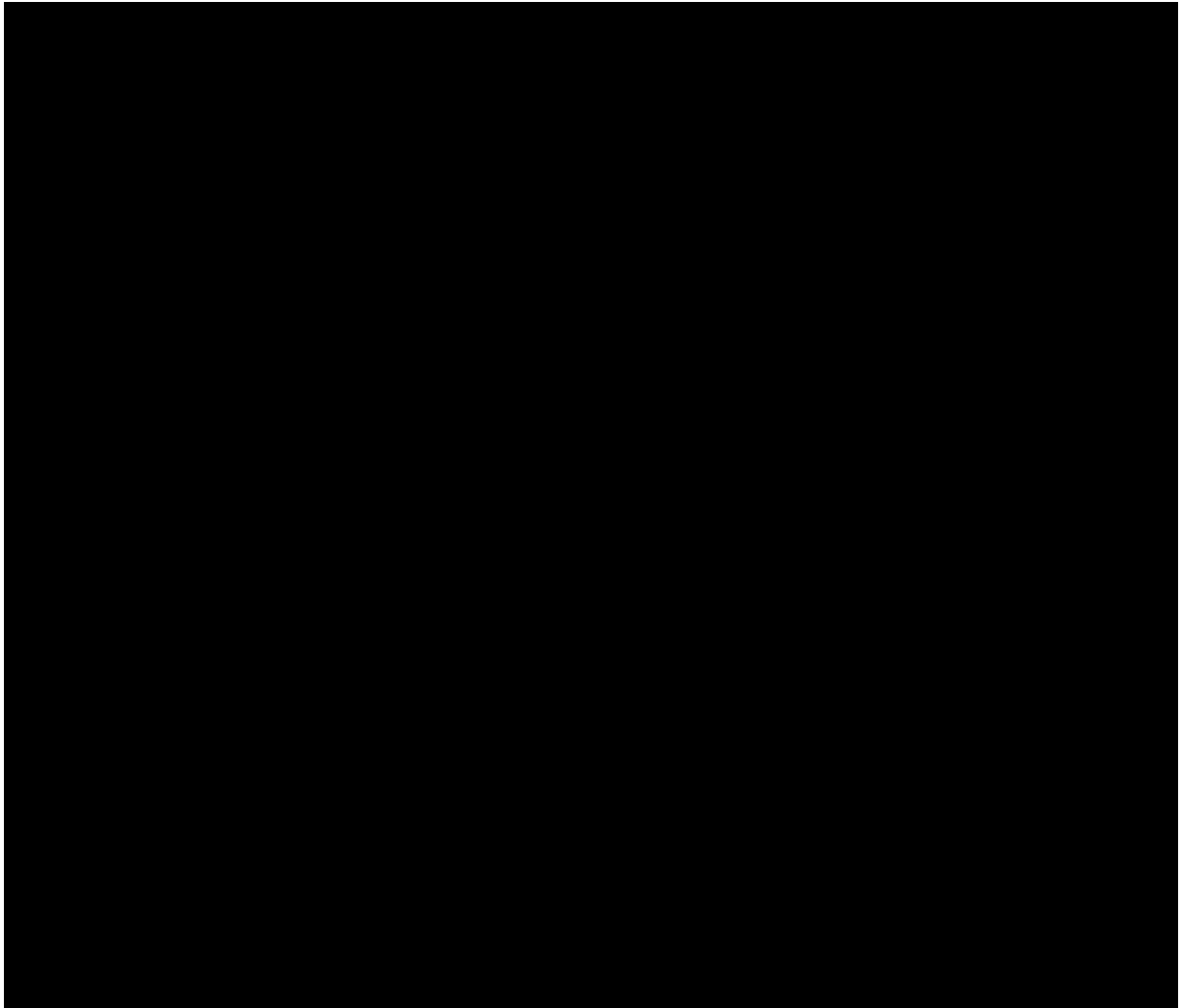
Pick GSI Value		SURFACE CONDITIONS				
Rock Type:	General	VERY GOOD	GOOD	FAIR	POOR	VERY POOR
GSI Selection:	45	OK				
STRUCTURE	DECREASING SURFACE QUALITY →					
 INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90			N/A	N/A	
 BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	80	70				
 VERY BLOCKY- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets		60	50		29	
 BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity			40	30		
 DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces				20		
 LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes	N/A	N/A			10	

Figura 3.35. Riferimento per il calcolo del GSI.

Sulla base delle determinazioni precedenti si sono applicate le formule riportate in Tabella 3.28 per la valutazione del modulo elastico dell'ammasso roccioso.

Tabella 3.28. Riferimento per la valutazione del modulo elastico dell'ammasso roccioso.



Per quel che riguarda le caratteristiche di resistenza dell'ammasso roccioso il valore di RMR calcolato colloca l'ammasso in classe III per la quale Bieniawski, 1974 suggerisce valori di coesione pari a 0.2-0.3 MPa e attrito pari a 25°-35°.

4. MONITORAGGIO DELLE CONDIZIONI DI STABILITA'

Il monitoraggio effettuato è consistito essenzialmente nel controllo dell'apertura – chiusura delle discontinuità più evidentemente aperte all'interno della struttura rocciosa. Questo tipo di controllo può assumere un'importanza significativa quando si protrae per più di un anno in modo che si possano isolare i fenomeni dovuti alla temperatura da quelli dovuti ad un eventuale evoluzione di fenomeni franosi. E' chiaro che anche all'interno di un periodo di tempo più breve è possibile rendersi conto di un eventuale pericolo dovuto a possibili crolli isolati.

Il monitoraggio svolto nell'ambito di questo lavoro non è da collegarsi alle verifiche di stabilità globali che riguardano una scala più grande del problema.

E' infine importante che anche una volta verificata la stabilità globale questo monitoraggio rimanga attivo per alcuni anni in modo da garantire un eventuale futuro esercizio di questi vuoti sotterranei.

L'effettuazione di studi e controlli dei movimenti di strutture rocciose abbandonate necessita di campagne di misura con ripetute acquisizioni di dati dalle strumentazioni installate. Per consentire l'effettuazione di misure, anche in continuo, si può ricorrere all'installazione di un sistema automatico di monitoraggio, alimentato dalla rete elettrica, da batterie interne o addirittura con pannelli solari.

Con il termine monitoraggio si intende un'attività di controllo effettuata con diverse tecnologie, eseguita su una porzione di territorio e finalizzata allo studio dell'evoluzione di un determinato fenomeno naturale; ciò permette una migliore conoscenza del territorio atta a minimizzare l'impatto di eventi calamitosi e la riduzione così del danno atteso.

Nel caso di studi effettuati per approfondire le conoscenze su una particolare situazione in sito, in relazione agli interventi di sistemazione e consolidamento, il sistema di monitoraggio può essere costituito da una centralina di acquisizione dati, a cui vengono collegati, via cavo, i vari sensori installati. Questi sensori, nel caso dei movimenti in ammassi rocciosi potenzialmente instabili, sono rappresentati generalmente da trasduttori, fessurimetri, distometri, estensimetri o altra strumentazione. La centralina remota può essere dotata di memoria fissa, che consente lo scarico periodico dei dati; questo tipo di operazione viene effettuata soprattutto nel caso di studio del fenomeno, non come sistema di controllo con eventuali soglie di allarme.

La stessa centralina può anche essere collegata, via cavo, via radio o tramite modulo GSM ad una sede di riferimento, come uno studio tecnico o un qualsiasi edificio in grado di ricevere il segnale; qui i dati vengono ricevuti e anche visualizzati su schermo, e da questa sede possono essere anche trasmessi, via modem e telefono, a tutte le altre sedi interessate.

I risultati di questi studi permettono di conoscere lo stato e le modalità di attività del dissesto e di ricavare delle indicazioni utili per gli interventi.

L'acquisizione in continuo di dati, applicata allo studio e controllo dei movimenti in ammassi rocciosi instabili, permette quindi di dare importanti cenni verso cui indirizzare gli interventi di consolidamento. Tuttavia, per una buona qualità dei dati misurati, sono necessari studi e indagini preliminari per poter ubicare e installare i sensori.

Nel controllo degli ammassi rocciosi potenzialmente instabili, infatti, si deve accuratamente definire la scelta del tipo e il punto di installazione dei sensori. E' importante inoltre effettuare, soprattutto nella messa a punto del sistema, degli assidui e ripetuti controlli

durante il monitoraggio iniziale; questo permette di impostare la cadenza oraria di interrogazione per la misura dei sensori e anche di verificare la corrispondenza del dato reale con quello misurato dal sensore stesso.

Nel corso del seguente capitolo vengono illustrati gli studi svolti per la progettazione del sistema automatico di monitoraggio delle cave Danzi e Beltrami descrivendo le caratteristiche tecniche degli strumenti utilizzati e la loro funzionalità.

Il sistema di monitoraggio progettato deve essere in grado di definire nel tempo:

- lo stato e le modalità di attività dei movimenti, ricavando indicazioni utili per gli interventi;
- i movimenti in atto e la loro variazione spazio-temporale;
- l'influenza di fattori esterni;
- la dipendenza dei movimenti al mutare delle condizioni meteorologiche e idrauliche;
- le variazioni di apertura delle fessure presenti sulle pareti rocciose per stabilire poi l'efficienza di eventuali opere di stabilizzazione e/o consolidamento;
- il controllo strumentale di eventuali opere di stabilizzazione e/o consolidamento nel tempo.

Come affermato precedentemente, per una buona qualità e affidabilità dei dati misurati, è indispensabile eseguire a monte della progettazione studi e indagini preliminari per stabilire correttamente il luogo e il tipo di sensore da installare. Nel caso in esame, pertanto, è stata analizzata la documentazione esistente sull'area oggetto di indagine e fornita dalla Provincia di Varese, focalizzando l'attenzione sui rilievi geologici e geologico-tecnici effettuati, nel periodo compreso tra Settembre 2003 e Aprile 2004, dal Politecnico di Milano – Dipartimento di Ingegneria Idraulica, Ambientale, Infrastrutture Viarie, Rilevamento – in collaborazione con lo Studio Geologico Associato ABM.

In seguito a questo studio preliminare, è stato previsto un sistema automatico di controllo a lungo termine di spostamenti, costituito da 3 centraline a cui sono collegati i 15 trasduttori posizionati a cavallo delle fratture opportunamente selezionate.

4.1. Individuazione e selezione delle fratture

Al fine di definire il corretto posizionamento della strumentazione di indagine, sono state condotte delle analisi qualitative su ogni singola discontinuità rilevata.

La scelta delle fratture più significative è avvenuta seguendo alcuni criteri:

- sono state prese in considerazione le discontinuità appartenenti sia al sistema principale a direzione media variante da NNW-SSE a NNE-SSW sia a quello a direzione media E-W;
- si è posta maggiore attenzione alle zone situate in prossimità degli imbocchi, andando ad individuare le fratture “fresche”, quelle caratterizzate da una buona apertura e capaci di svincolare dalle solette rocciose diedri di dimensioni non del tutto esigue;
- per avere una visione globale del problema sono state scelte fratture distanti anche circa 50 m dall’imbocco, carsificate, non carsificate, parzialmente carsificate, ramificate e terminanti su pilastri. Per ognuna delle discontinuità significative selezionate è stata compilata una apposita scheda descrittiva che ne riassume tutte le caratteristiche principali
- **tipo** di discontinuità;
- **apertura** della discontinuità di cui viene fornito anche un valore numerico, misurato o stimato nel caso in cui la discontinuità non è risultata accessibile per una misurazione diretta;
- **rugosità** basata su osservazioni a scala dell’”affioramento” e di dettaglio;
- **materiale di riempimento e condizioni di umidità** della discontinuità in funzione della presenza o meno di materiale di riempimento;
- **grado di alterazione** della superficie di discontinuità;
- considerazioni sulla **presenza di acqua** lungo la discontinuità;
- **descrizione qualitativa** della discontinuità;
- **documentazione fotografica.**

4.2 Strumentazione installata

Per il monitoraggio è stato previsto nel complesso l’utilizzo di 15 trasduttori (modello SIs 190 della Penny & Giles Controls), montati in situ in direzione ortogonale alla frattura e capaci di misurare spostamenti rettilinei, collegati via cavo a tre centraline (il sistema di acquisizione dati utilizzato è il GeoNet plus) ognuna delle quali a quattro canali, ma potenzialmente espandibili mediante l’aggiunta di moduli (si può giungere fino a 12 moduli aggiuntivi per un totale massimo di 16 uscite per centralina).

Le centraline sono state poste in prossimità degli imbocchi relativi ad ogni cava in posizione possibilmente inaccessibile al fine di evitare manomissioni, danneggiamenti e/o

perdite di strumentazione.

4.2.1. Sistema di acquisizione dati: GeoNet plus

Descrizione funzionale

GeoNet plus è un sistema progettato per l'acquisizione remota di dati, capace di interfacciarsi ai principali trasduttori disponibili sul mercato. Il sistema di base è composto dalla centralina di acquisizione dati GN16+ e da due chiavi per la scrittura dei parametri di configurazione e per la lettura dei dati. Vengono inoltre forniti un software per l'elaborazione dei dati sviluppato in ambiente Windows 95/98/ME/NT/2000/XP ed un cavo di interfaccia chiave-PC che funge anche da chiave hardware. Il funzionamento esclusivamente a batteria interna elimina connessioni esterne alla rete. I parametri attraverso i quali l'acquisitore memorizza i dati, quali tipologia di misura, periodo di campionamento, data di inizio, codice identificativo acquisitore ecc. sono impostati dall'operatore in fase di inizializzazione del sistema per mezzo di un programma semplice ed intuitivo, che non richiede alcuna conoscenza specifica di informatica. Il programma permette all'operatore di memorizzare i parametri di configurazione del sistema di acquisizione all'interno della chiave. Inserendo la chiave, opportunamente programmata, nell'apposito connettore presente sulla centralina GeoNet plus, viene fornita automaticamente tensione al sistema, il quale memorizza i parametri presenti sulla chiave, si auto-configura ed automaticamente inizia un ciclo di misure secondo i parametri voluti. Una segnalazione visiva, per mezzo del led verde lampeggiante, comunica all'operatore che la procedura di configurazione è andata a buon fine.

L'operazione di recupero dei dati è concepita rispecchiando le esigenze degli operatori. La maggior parte degli impianti di monitoraggio viene realizzata in luoghi ove risulta poco agevole effettuare operazioni tecniche con PC. Per questo motivo l'acquisitore GN16+ salva i risultati delle misure sulla chiave che è stata innestata per l'apertura della corrente sessione di misure. L'operatore che deve recuperare i dati si limita a sfilare dal connettore dell'acquisitore la chiave con i dati memorizzati (questa procedura toglie automaticamente l'alimentazione allo strumento, chiudendo così la sessione di misura); se si intende proseguire le misure si apre una nuova sessione inserendo la seconda chiave precedentemente configurata. Il recupero effettivo su PC e la conversione dei dati in formato Excel possono essere così comodamente realizzati in ufficio piuttosto che in situ o in automobile.

Il sistema è inoltre integrato da un modulo GSM che permette il recupero dei dati in remoto, senza doversi recare fisicamente sul luogo dell'installazione. Tale impostazione

abilita il sistema, dotato di apposito modulo GSM, all'invio di un SMS ad un modulo GSM ricevente, opportunamente connesso ad un PC, su cui è installato il software Sms Manager in grado di codificare i dati e di trasferirli su un foglio Excel. L'operazione di invio dell'SMS viene visualizzata dall'acquisitore attraverso l'accensione del led rosso. Il sistema GeoNet mantiene comunque una copia di backup dei dati inviati, memorizzata sulla chiave innestata nell'acquisitore. Ciò permette di fugare eventuali dubbi sulla coerenza dei dati ricevuti, sopperire ad eventuali guasti della rete GSM od errate cancellazioni di mail importanti.

Predisponendo inoltre di un modulo radio aggiuntivo, risulta possibile la connessione di più GN16+ ad un PC creando così una vera e propria rete di strumenti in configurazione a stella fino ad un massimo di 4096 differenti trasduttori. La rete, opportunamente interfacciata ad un PC appositamente progettato e dotato del software per la gestione dati, permette la visualizzazione e la restituzione grafica su foglio Excel, in tempo reale, dei valori acquisiti dai singoli trasduttori.

E' possibile inoltre effettuare acquisizioni forzate in remoto dalla postazione. Installando gli opportuni software è possibile infine il telecontrollo via internet di tutto il sistema, con la possibilità di recuperare i dati, ma anche di forzare singole letture e modificare i parametri di acquisizione.

GEONET PLUS

SISTEMA MODULARE PER L'ACQUISIZIONE DATI GEONET PLUS



Figura 4.1. Centralina acquisizione dati.

Caratteristiche tecniche

N° Canali.....	Fino a 16.
Tipologie di misura.....	4-20mA, V, mV, mV/V, Pt100.
Alimentazione	12V dc a batteria.
Risoluzione della misura	16 Bit.
Temperatura di funzionamento	-20 +70 °C.
Stabilità in temperatura	+15ppm/°C max.
Tolleranza valore assoluto della misura	0,1% min.
Periodo di campionamento impostabile.....	2,10,30Min. 1,2,3,4,6,8,12h 1,2,3,4,5,10gg.
Numero diversi eventi memorizzabili.....	Min. 4080 (16 Canali) Max. 65280 (1 Canale).
Frequenza lettura/scrittura dati	400KHz.
Durata della batteria.....	1 anno Min.
Tensione di alimentazione dei sensori.....	+24, +20V, +12V, -12V, +5V, Iconst.
Protezione.....	IP65.
Dimensioni.....	340X260X105 mm.
Peso.....	1200Gr + Batt.

→ Metodologia di recupero dati remota a chiave

→ Modulo GSM opzionale per il recupero dati automatico a mezzo SMS, via e-mail

→ Modulo radio opzionale per la connessione di più GEONET ad un PC centrale in configurazione a stella, con la possibilità di gestire i dati via Internet.

→ Acquisizione dinamica

GEWISS
elettricità amica

Serie 44 CEP

GW 44808
GW 44809
GW 44810
GW 44811

GW 44818
GW 44819
GW 44820
GW 44821

GW 44852
GW 44853
GW 44854
GW 44855

GEWISS s.p.a. - PRODUZIONE MATERIALE ELETTRICO
I - 24009 Cenate Sotto - Via A. Volta, 1 (Bergamo) - Italia - Telefax +39 035 946222 - Telefono +39 035 946111
E-mail: gewiss@gewiss.com - http://www.gewiss.com

CODE	GW 44 808	GW 44 809	GW 44 810	GW 44 811	GW 44 820	GW 44 821
A	120	120	210	210	-	-
B	44	44	44	44	44	44
C	120	120	210	210	-	-
D	200	200	210	210	210	210
E	30,5	30,5	30,5	30,5	30,5	30,5
F	210	210	210	210	210	210
G	30	30	30	30	30	30
H	120	120	210	210	-	-
I	120	120	210	210	-	-
L	120	120	210	210	-	-
M	120	120	210	210	-	-
N	120	120	210	210	-	-
O	120	120	210	210	-	-
P	120	120	210	210	-	-
Q	-	-	40	40	40	40
R	-	-	40	40	40	40
S	-	-	120	120	120	120
T	-	-	120	120	120	120

	A	B	C	D	E	F	G	H	I
GW 44 808 - GW 44 818	1	-	4	4	4	4	-	1	8
GW 44 819 - GW 44 810 - GW 44 811 GW 44 818 - GW 44 820 - GW 44 821	1	2	4	4	4	4	4	1	8

IP55

Non in espansione
Non Expand
No en expansión
No se expande
Nicht erweiterbar

GW 44830
GW 44837
GW 44838
GW 44839

GW 44840
GW 44847
GW 44848
GW 44849

GW 44846
Non in espansione
Non Expand
No en expansión
No se expande
Nicht erweiterbar

GW 44821
Non in espansione
Non Expand
No en expansión
No se expande
Nicht erweiterbar

GW 44848 PoZn GW 44841 Inox
Non in espansione
Non Expand
No en expansión
No se expande
Nicht erweiterbar

16EA con H > 70 mm

Il modello IP modulare Linea di moduli N. moduli Aut. liberata EN 60022	Configurazione Cableway Cable Cap Gabbia	Intensità di corrente installabile Dati tecnici max. per installazione Intensità max. per linee installabili Intensità max. per linee installabili Intensità max. per linee installabili
GW 44 882	8	125A 3P - 4P
GW 44 883	14	125A 3P - 4P 160A 3P - 4P
GW 44 884	24 (12x2)	125A 3P - 4P
GW 44 885	32 (16x2)	125A 3P - 4P 160A 3P - 4P

SAT

025346111
0.36-12.30
14.05-19.00

039949322
24h

Figure 4.2.a-b-c-d. Schemi delle caratteristiche della centralina di acquisizione dati.

Parametri di configurazione del sistema (System Configuration):

- Sampling Rate: Periodo di campionamento da un minimo di 4 minuti ad un massimo di 10 giorni (nel sistema di monitoraggio oggetto del nostro studio è stato impostato un periodo di campionamento pari a 3 ore);
- Channels Num.: Numero di canali fra 1 e 16 che si intende utilizzare;
- Warming Time: Tempo di preriscaldamento dei trasduttori impostabile fra 0 e 255. 30 unità temporali corrispondono ad 1 sec. permettendo quindi un intervallo di preriscaldamento da 0 a 8,5 sec;
- Logger identity: Codice identificativo associato all'acquisitore, impostabile fra 0 e 255;
- Time of install.: Ora nella quale si intende aprire la nuova sessione di misure inserendo la chiave nell'acquisitore GN16+. -;
- Date of install.: Data nella quale si intende aprire la nuova sessione di misure inserendo la chiave nell'acquisitore GN16+. Data e ora di installazione verranno riportata sul rapporto finale, in formato Excel, a lato del valore relativo alla misura. L'aggiornamento delle date viene realizzato automaticamente sulla base del valore del periodo di campionamento;
- GSM: modulo GSM per il recupero dei dati;
- Radio: configurazione di rete a stella per la gestione dei dati;

Per ogni singolo canale devono essere selezionate le caratteristiche e la tipologia del trasduttore cablato:

+20V: Alimentazione al trasduttore pari a +20V rispetto a massa;

+12V: Alimentazione al trasduttore pari a +12V rispetto a massa;

+12V e -12V: Alimentazione al trasduttore pari a +-12V rispetto a massa;

IC.: Corrente costante per trasduttori passivi di tipo resistivo;

mV/V: Alimentazione al trasduttore pari a +5V rispetto a massa. Il valore di lettura viene fornito normalizzato ad 1 (mV/V);

Vref.: Se selezionato, abilita la lettura di tensioni duali in ingresso;

4-20: Abilita la lettura di trasduttori in corrente secondo lo standard 4-20mA.

Funzionalità del sistema tramite Sms Manager

- La centralina acquisisce i valori dai trasduttori con periodo di campionamento stabilito (3 ore), salva i dati acquisiti sulla memory card e su di un'EEPROM interna.
- Quando il numero di acquisizioni risulta sufficiente a riempire un sms (160 caratteri) il logger alimenta il modulo GSM ed invia un sms nel cui corpo sono contenute, in forma

codificata, le informazioni relative alle acquisizioni effettuate. Il numero di acquisizioni per sms è funzione del numero di canali letti (32 canali/sms). Successivamente il logger toglie tensione al modulo GSM in modo da preservare la durata della batteria, cancella i dati dell'eeprom interna mentre preserva quelli contenuti sulla memory card, garantendo così la possibilità di scaricare manualmente tutti i dati acquisiti dal logger.

- Il modulo GSM ricevente, opportunamente connesso ad un PC, riceve l'sms inviato dal logger.
- Il software Sms Manager (figura in basso), installato sul medesimo PC, controlla ogni minuto se esistono nuovi sms nella sim del modulo GSM ricevente, discrimina ed elimina eventuali messaggi non inviati dal logger, mentre legge il corpo di quelli considerati validi, ne determina la provenienza per mezzo del numero di identificativo di logger (da 0 a 255), codifica i dati, apre un foglio di Excel risiedente nella cartella c:\Documenti\Gei\Radio il cui nome è legato all'identificativo, incolla i nuovi dati ricevuti e chiude il file.
- L'utente si interfaccia al sistema esclusivamente tramite accesso diretto ai file Excel contenuti nella cartella c:\Documenti\Gei\Radio, all'interno dei quali sono contenuti tutti i dati prodotti, fino all'ultimo SMS inviato. Sullo stesso foglio, o su altri fogli dello stesso file, possono essere inserite macro, formule, grafici ecc. al fine di poter visualizzare direttamente le grandezze ingegneristiche desiderate.

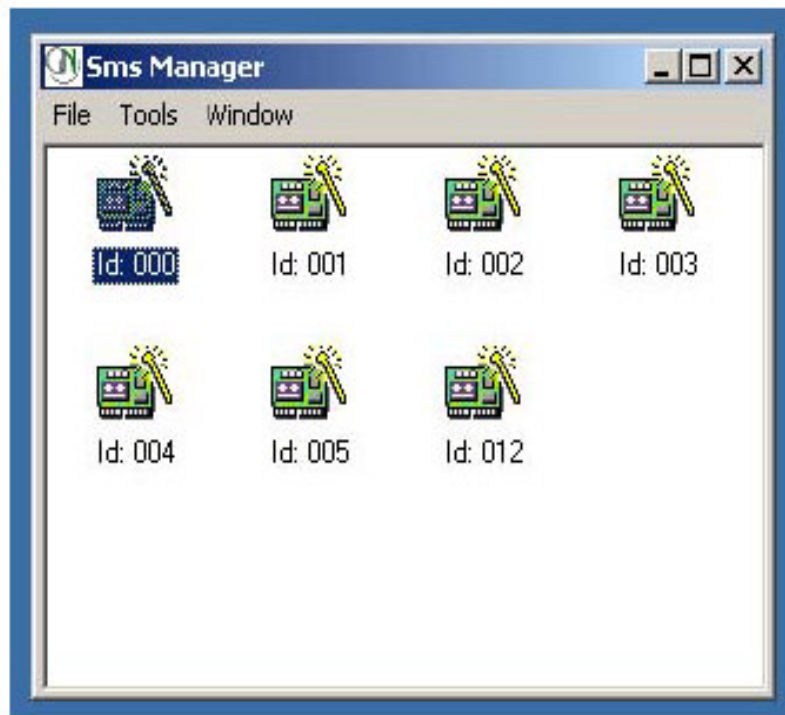


Figura 4.3. Interfaccia grafica del software Sms Manager.



Figura 4.4. Caratteristiche della tecnologia GSM.

4.2.2. Trasduttori

Si tratta di strumenti utilizzati nell'ambito delle indagini sulla stabilità di fenomeni di dissesto, quali il controllo di movimenti di ammassi o pareti rocciose, dove risulta fondamentale rilevare le variazioni di apertura delle fratture più significative.

Tali strumenti si compongono complessivamente di:

- un corpo metallico, contenente un trasduttore elettrico di spostamento e montato su un supporto di ancoraggio;
- un cavo elettrico di opportune caratteristiche che realizza il collegamento dello strumento all'unità di lettura;
- un' astina in acciaio di lunghezza variabile, di congiunzione del trasduttore con un secondo ancoraggio a tassello.

Alle estremità dell' astina, due snodi multidirezionali consentono la compensazione di eventuali movimenti fuori asse.

Principio di funzionamento

Per mezzo degli ancoraggi, lo strumento risente delle stesse variazioni di assetto della fessura a partire dal momento dell'installazione; in conseguenza si modificherà la posizione dell'asta collegata al sensore che segue i movimenti della astina in acciaio, facendo così variare il valore elettrico del trasduttore.

L'impiego della seguente strumentazione va previsto quando lo spostamento relativo tra i due lembi della fessura avviene lungo una direzione prevalente, tale da poter orientare correttamente l'asse strumentale; eventuali movimenti fuori asse sono comunque compensati dai due snodi multidirezionali alle estremità della barretta.

I trasduttori vanno installati a parete, a cavallo della fessura di interesse. Effettuando una lettura di controllo, si può valutare l'opportunità di regolare la posizione iniziale dell'astina del trasduttore in modo da ottenere una misura di riferimento prestabilita.

La prima lettura è la "lettura di zero"; le successive sono "letture di esercizio".



Figura 4.5. Sensore lineare potenziometrico.

Nel sistema di monitoraggio oggetto del nostro studio è stato utilizzato il modello SIs190/25/1K/L/66/01 della Penny & Giles Controls; si tratta di un sensore lineare potenziometrico ad elevate prestazioni di precisione e grande robustezza. L'innovativo design del prodotto offre numerosi benefici, tra cui la possibilità di utilizzare il modello SIs 190 in ambienti ostili, grazie al grado di protezione Ip 66 e agli snodi sferici resistenti alla corrosione e una maggiore facilità di montaggio, grazie all'albero rotabile e ad una sostanziale riduzione del peso.

Tabella 4.1. Caratteristiche tecniche del sensore lineare potenziometrico.

Corsa elettrica	da 25 a 350 mm
Resistenza +/- 10%	1 KOhm
Linearità indipendente	da 0,15 +/- %
Risoluzione	virtualmente infinita
Isteresi (ripetibilità)	minore di 0,01 mm
Temperatura di funzionamento	da -30 a 100 °C
Diametro del corpo	19 mm
Resistenza di isolamento	maggiore di 100M ohm a 500 V d.c.
Vita a 250 mm/sec	100 milioni di operazioni
Tipi di montaggio disponibili	snodi sferici ; flangia o Body clamps
Connessione Elettrica	tramite cavo
Grado di Protezione	IP66

SLS 190



La serie SLS 190 e' stata progettata per fornire le massime prestazioni / benefici in una esecuzione compatta con corse da 25 a 350 mm.

Grazie ad una vasta gamma di opzioni di montaggio ed accessori, questo sensore e' ideale per molte applicazioni in ambito industriale generico per misure di spostamento lineare di media entita'.

CARATTERISTICHE

Corsa elettrica E	mm	25	50	75	100	125	150	175	200	225	250	275	300	325	350
Resistenza $\pm 10\%$	k Ω	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Linearita' indipendente															
garantita	$\pm\%$	0.25	0.25	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15
tipica	$\pm\%$	0.15	0.15	0.15	0.10	0.10	0.07	0.07	0.07	0.07	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05
Potenza dissipata a 20° C	W	0.5	1.0	1.5	2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0	6.5	7.0
Massima tensione applicabile	Vdc	22	44	67	74	74	74	74	74	74	74	74	74	74	74
Uscita		Da un minimo di 0.5% a 99.5% della tensione applicata													
Risoluzione		Virtualmente infinita													
Isteresi (ripetibilita')		Minore di 0.01 mm.													
Temperatura di lavoro	°C	Da - 30° a + 100°													
Qualita' dell'uscita		Norma MIL-R-39023 grado C 0.1%													
Resistenza d'isolamento		Maggiore di 100 MOhm a 500 Vdc.													
Modalita' di funzionamento		ESCLUSIVAMENTE COME PARTITORE DI TENSIONE - (v. Raccomandazioni circuitali a pagina 2)													
Impedenza minima di carico		Minimo 100 volte la resistenza della traccia oppure 0.5 MOhm (o maggiore)													
Massimo livello di attrito sull'albero															
Con O-ring di tenuta IP66	gf	500 in orizzontale													
Standard IP50	gf	250 in orizzontale													
Vita a 250 mm. al secondo		Tipicamente maggiore di 100 milioni di operazioni (50 x 10 ⁶ cicli) su 25 mm. di corsa													
Resistenza alle vibrazioni		200 milioni di operazioni (100 x 10 ⁶ cicli) a ± 0.5 mm. e 60Hz													
Tenuta		Standard IP50 - Opzionale IP66													
Vita dell'O-ring		20 milioni di operazioni (10 x 10 ⁶ cicli) - sostituibile													
Massima Velocita' dell'albero	m/s	10													

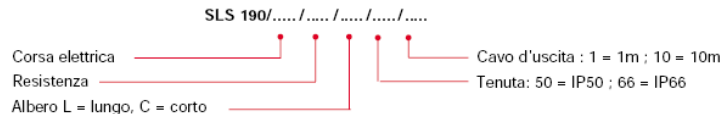
OPZIONI

Albero corto	L'albero corto riduce la dimensione D di 25 mm.
Tenuta IP 66	Grado di protezione IP66. Ottenuto tramite l'integrazione di "O" ring interno.
Lunghezza del cavo maggiorata	Cavo d'uscita di lunghezza 10 m. su richiesta
Tipi di montaggio disponibili	Kit body clamp oppure flangia
Kit canotto metallico protettivo	Per tutte le corse - solo con montaggio a snodi sferici autoallineanti

DISPONIBILITA'

Ogni configurazione puo' essere fornita entro cinque giorni da Penny & Giles

CODICE DI ORDINAZIONE



Accessori (da ordinare separatamente)

Kit di montaggio — Kit body clamp - SA59019
 Kit flange - SA59020

Kit canotto metallico protettivo - SA201148/MK¹

¹ Verificare con il fornitore la codifica corretta per albero e corsa

Figura 4.6. Scheda tecnica del trasduttore Sls190/25/1K/L/66/01 della Penny & Giles Controls.

4.3. Progettazione dell'ubicazione degli strumenti

Dall'esame dell'elaborato cartografico allegato si possono trarre alcune considerazioni di carattere generale.

CAVA DANZI

- è riconoscibile una giacitura principale delle discontinuità con orientamento prevalente NNE-SSW e media N-S ad elevato angolo di inclinazione associato ad un sistema a direzione media ESE-WNW nella porzione settentrionale dell'area coltivata variante a E-W/ENE-WSW nella parte meridionale sempre ad elevata inclinazione;
- le discontinuità a direzione N-S presentano fenomeni di carsificazione o principi di carsificazione limitatamente alle zone prossime agli imbocchi;
- non sono state rilevate situazioni di flusso idrico associato a fratturazione così significative come quelle evidenziate per la Cava Beltrami.

Delle 109 discontinuità rilevate sono state selezionate 11 da monitorare (ben visibili nella tavola Danzi_monitoraggio in allegato), di cui 4 sono situate nella zona meridionale (imbocco basso) e le restanti 7 nella zona centro-settentrionale (imbocco centrale e alto) della cava.

A questo scopo si utilizzano due centraline:

centralina A a 4 canali senza alcun modulo aggiuntivo situata in prossimità dell'imbocco basso a cui sono collegati via cavo i 4 trasduttori relativi alle fratture selezionate della zona meridionale (cfr. Allegato 1 - Danzi_monitoraggio)

centralina B a 4 canali con tre moduli aggiuntivi situata in prossimità dell'imbocco alto a cui sono collegati via cavo i 7 trasduttori relativi alle fratture selezionate della zona centrale e settentrionale della cava (cfr. Allegato 1 - Danzi_monitoraggio).

Tabella 4.2. Caratteristiche della centralina A.

<u>N° trasd.</u>	<u>N° disc.</u>	<u>tipo di discont.</u>	<u>apertura</u>	<u>rugosità</u>	<u>riempimento</u>	<u>grado di alterazione</u>	<u>presenza di acqua</u>
<u>A1</u>	<u>25</u>	non carsificata	beante	ondulata med. Liscia	p FII	non alterata / scolorita	assente / leggermente umida
<u>A2</u>	<u>27</u>	non carsificata	beante	ondulata med. Liscia	p FIII	scolorita	leggermente umida
<u>A3</u>	<u>19</u>	non carsificata	beante	ondulata med. Liscia	p FIII	scolorita	assente / leggermente umida
<u>A4</u>	<u>21</u>	non carsificata	beante / aperta	ondulata / planare	p FIII	non alterata/scolorita/alterata	leggermente umida / circ. acq. Occasionale

→ dalla centralina A a 4 canali si diramano:

- 1 cavo a 3 fili che collega direttamente la centralina A al trasduttore A1;
- 1 cavo multipolare a 12 fili che arriva fino alla scatola di derivazione 1;
- da cui, a sua volta, si diramano 3 cavi a 3 fili che collegano i trasduttori A2, A3, A4 alla scatola di derivazione 1;

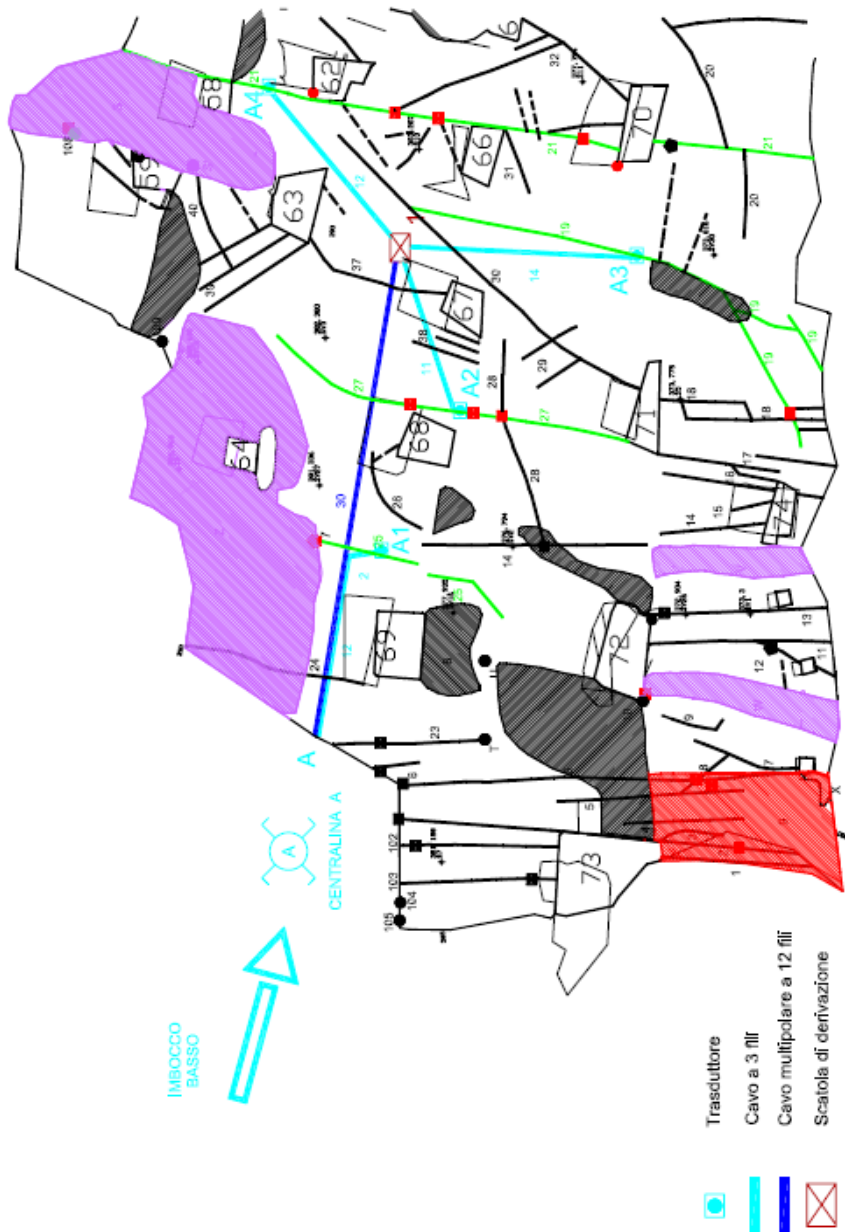


Figura 4.7. Cablaggio della centralina A.

Tabella 4.3. Caratteristiche della centralina B.

<u>N° trasd..</u>	<u>N° disc.</u>	<u>tipo di discont.</u>	<u>apertura</u>	<u>rugosità</u>	<u>riempimento</u>	<u>grado di alterazione</u>	<u>presenza di acqua</u>
<u>B5</u>	<u>53</u>	non carsificata	beante / aperta	ondulata liscia	n.p. UIII	non alterata	Assente
<u>B6</u>	<u>50</u>	parz. Carsificata	aperta	a gradini / ondulata	p FIII	scolorita	circ. acq. Occas.
<u>B7</u>	<u>63</u>	non carsificata	beante	planare	p FII	non alterata / scolorita	leggermente umida
<u>B8</u>	<u>57</u>	non carsificata	beante	ondulata med. Liscia	n.p. UIII	scolorita	Assente
<u>B9</u>	<u>82</u>	parz. Carsificata	beante / aperta	a gradini / ondulata	p FIII	scolorita / alterata	leggermente umida / circ. acq. Occasionale
<u>B10</u>	<u>91</u>	non carsificata	beante	ondulata med. Liscia	p FII	non alterata / scolorita	leggermente umida
<u>B11</u>	<u>87</u>	non carsificata	chiusa / aperta	planare	p FII	non alterata / scolorita	assente / leggermente umida

→ dalla centralina B a 7 canali si diramano:

- 1 cavo multipolare che giunge fino alla scatola di derivazione 2; da qui, a sua volta, si diramano 4 cavi a 3 fili che collegano i trasduttori B5, B6, B7, B8 alla scatola di derivazione 2;
- 1 cavo multipolare che arriva fino alla scatola di derivazione 3; da qui, a sua volta, si diramano 3 cavi a 3 fili che collegano i trasduttori B9, B10, B11 alla scatola di derivazione 3;



Figura 4.8. Cablaggio della centralina B.

CAVA DANZI:

Nel complesso è stato previsto l'utilizzo di:

N° Centraline → 2

N° Trasduttori → 11

N° Scatole di derivazione → 3

Lunghezza Cavo multipolare →
A-1 = 30,00 m
B-2 = 19,00 m
B-3 = 56,00 m

Lunghezza Cavo a 3 fili →
A-A1 = 14,00 m
1-A2 = 11,00 m
1-A3 = 14,00 m
1-A4 = 12,00 m
2-B5 = 20,00 m
2-B6 = 18,00 m
2-B7 = 12,00 m
2-B8 = 20,00 m
3-B9 = 1,00 m
3-10 = 16,00 m
3-B11 = 10,00 m

CAVA BELTRAMI

- è ben riconoscibile un sistema principale di discontinuità aventi direzione di immersione media variante da NNW-SSE a NNE-SSW, generalmente ad inclinazione elevata o prossima alla verticale con spaziatura plurimetrica, a cui si associa una famiglia a direzione di immersione media E-W, anch'essa ad elevata inclinazione;
- per quanto concerne i fenomeni di carsificazione associati alle fratture si nota che le discontinuità del sistema a direzione E-W, pur essendo in numero ridotto, sono in larga parte carsificate, mentre per quanto riguarda le fratture a direzione N-S la carsificazione é concentrata in genere limitatamente alla porzione settentrionale della cava;
- nella porzione NE dell'area coltivata le discontinuità denominate 3 e 4 (direzione N-S) delimitano una porzione di soletta sensibilmente ruotata; le fratture concentrate in tale area sono quelle in cui, in caso di precipitazioni intense e/o prolungate, si ha la circolazione idrica più rilevante con risposte quasi immediate all'evento.

Delle 63 discontinuità presenti sono state selezionate 4 da monitorare (ben visibili nella tavola Beltrami_monitoraggio in allegato).

Per questo monitoraggio si utilizza un'unica centralina:

Centralina C a 4 canali senza alcun modulo aggiuntivo situata in prossimità dell'imbocco principale a cui sono collegati via cavo i 4 trasduttori relativi alle fratture selezionate (cfr. Allegato 2 - Beltrami_monitoraggio)

Tabella 4.4. Caratteristiche della centralina C.

<u>N°</u> <u>trasd.</u>	<u>N°</u> <u>disc.</u>	<u>tipo di</u> <u>discont.</u>	<u>apertura</u>	<u>rugosità</u>	<u>riempimento</u>	<u>grado di</u> <u>alterazione</u>	<u>presenza di</u> <u>acqua</u>
<u>C12</u>	<u>40</u>	parz. Carsificata	chiusa pareti contigue / aperta ampia	planare med. liscia	p FIII	scolorita / alterata	circ. acq. Occasionale
<u>C13</u>	<u>36</u>	parz. Carsificata	beante / aperta	planare rugosa	p FIII	scolorita / alterata	Leggermente umida / circ. acq. Occasionale
<u>C14</u>	<u>30</u>	parz. Carsificata	beante / aperta	planare rugosa	p FIII	scolorita	leggermente umida
<u>C15</u>	<u>18</u>	parz. Carsificata	aperta	ondulata media	p FIII	scolorita	circ. acq. Occasionale

→ dalla centralina C a 4 canali si diramano:

- 1 cavo a 3 fili che collegherà direttamente la centralina C al trasduttore C12;
- 1 cavo multipolare che giunge fino alla scatola di derivazione 4; da qui, a sua volta, si diramano 3 cavi a 3 fili che collegheranno i trasduttori C13, C14, C15 alla scatola di derivazione 4;

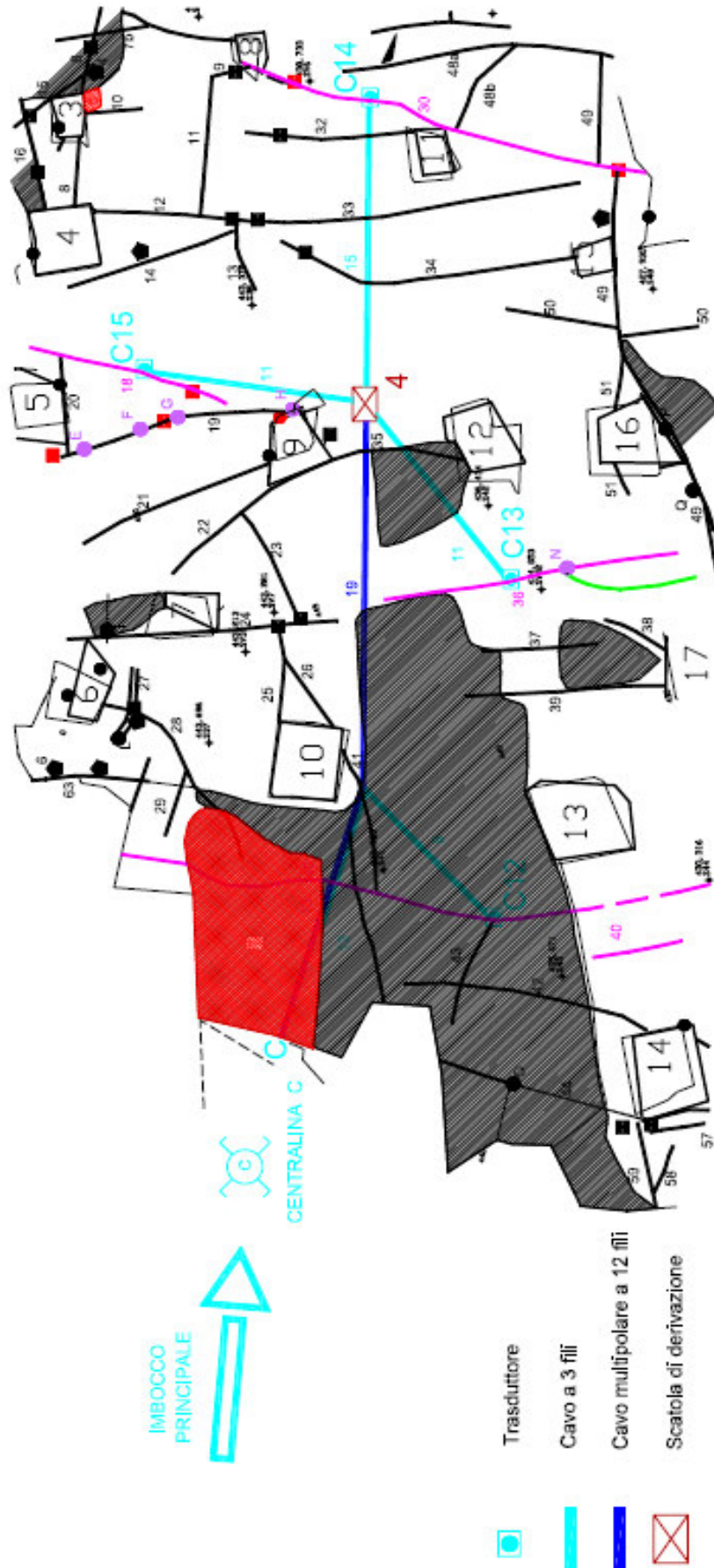


Figura 4.9. Cablaggio della centralina C.

CAVA BELTRAMI:

Nel complesso è previsto l'utilizzo di:

N° Centraline → 1

N° Trasduttori → 4

N° Scatole di derivazione → 1

Lunghezza Cavo multipolare → C-4 = 32,00 m

Lunghezza Cavo a 3 fili → C-C12 = 22,00 m
4-C13 = 11,00 m
4-C14 = 15,00 m
4-C15 = 11,00 m

4.4. Elaborazione dei dati di monitoraggio

I dati rilevati in continuo dagli strumenti vengono acquisiti dalle centraline con un periodo di campionamento pari a 3 ore, vengono registrati su una *memory card* e su un'*eprom* interna; quando il numero di acquisizioni risulta sufficiente a riempire un sms (160 caratteri) il *logger* alimenta il modulo GSM ed invia un sms nel cui corpo sono contenute, in forma codificata, le informazioni relative alle acquisizioni effettuate. Successivamente il *logger* toglie tensione al modulo GSM in modo da preservare la durata della batteria, cancella i dati dell'*eprom* interna mentre preserva quelli contenuti sulla *memory card*, garantendo così la possibilità di scaricare manualmente tutti i dati acquisiti dal logger.

Il modulo GSM ricevente, opportunamente connesso ad un PC ubicato presso il Dipartimento di Ingegneria Civile, dell'Ambiente, del Territorio e Architettura dell'Università degli Studi di Parma (DICATeA), riceve l'sms inviato dal logger. Qui il software Sms Manager, installato sul medesimo PC, discrimina ed elimina eventuali messaggi non inviati dal logger, mentre legge il corpo di quelli considerati validi, ne determina la provenienza per mezzo del numero di identificativo di logger (Id: 001 per la centralina A, Id: 002 per la centralina B, Id: 003 per la centralina C), codifica i dati, apre un foglio di Excel risiedente nella cartella c:\Documenti\Gei\Radio il cui nome è legato all'identificativo (Id001.xls, Id002.xls e Id003.xls), incolla i nuovi dati ricevuti e chiude il file.

L'utente si interfaccia al sistema esclusivamente tramite accesso diretto ai file Excel contenuti nella cartella c:\Documenti\Gei\Radio, all'interno dei quali sono contenuti tutti i dati prodotti, fino all'ultimo sms inviato.

I dati relativi alla centralina A hanno cominciato a confluire al PC elaboratore in data 24/05/2006 alle ore 20.47; la prima lettura ("lettura di zero") è stata utilizzata per regolare la posizione iniziale dell'astina del trasduttore in modo da ottenere una misura di riferimento prestabilita.

I valori dei dati, rilevati dagli strumenti e incollati dal software Sms Manager sul foglio Excel, sono originariamente espressi in mV/V; tali valori attraverso una semplice proporzione vengono poi successivamente convertiti in mm; infatti, durante la fase di installazione, gli strumenti sono stati calibrati in modo tale che a 25 mm di corsa corrispondono 5V di alimentazione.

Le relazioni di seguito riportate ci permettono di determinare gli spostamenti rilevati.
 Infatti si ha che :

$$25 \text{ mm} \rightarrow 5 \text{ V} \rightarrow 5000 \text{ mV} \rightarrow 5000/5 \text{ mV/V} \rightarrow 1000 \text{ mV/V}$$

può dunque essere impostata la seguente proporzione:

$$25 \text{ mm} : 1000 \text{ mV/V} = X \text{ (spost. in mm da determinare)} : \text{spost. in mV/V letto}$$

Il valore X corrisponde al valore assoluto dello spostamento letto dallo strumento, che confrontato con il valore della lettura di zero, ci fornisce il valore in mm dello spostamento relativo.

Di seguito si presentano le elaborazioni relative ai dati raccolti durante il primo mese di monitoraggio relative ai trasduttori :

- A1, A2, A3, A4 connessi alla centralina A.
- B5, B6, B7, B8, B9, B10, B11 connessi alla Centralina B;
- C12, C13, C14, C15 connessi alla Centralina C.

Tabella 4.5. Dati raccolti durante il primo mese di monitoraggio.

LETTURA DI ZERO

TRASDUTTORE	A1	A2	A3	A4
	Channel 1	Channel 2	Channel 3	Channel 4
mV/V	156,517	184,982	173,82	142,395
mm	3,912925	4,62455	4,3455	3,559875

TRASDUTTORE	B5	B6	B7	B8	B9	B10	B11
	Channel 1	Channel 2	Channel 3	Channel 4	Channel 5	Channel 6	Channel 7
mV/V	152,351	157,227	158,836	128,761	143,448	142,952	109,2
mm	3,808775	3,930675	3,9709	3,219025	3,5862	3,5738	2,73

TRASDUTTORE	C12	C13	C14	C15
	Channel 1	Channel 2	Channel 3	Channel 4
mV/V	95,428	178,223	93,323	161,774
mm	2,3857	4,455575	2,333075	4,04435

4.5. Analisi dei dati e andamento degli spostamenti

TRASDUTTORE A1

Durante il primo mese di monitoraggio la tendenza dello spostamento è risultata contenuta al di sotto di 0.3 mm; tra il 30 Maggio e il 3 Giugno si è registrata una apertura della frattura di 0.06 mm, per poi assistere ad una graduale e lenta chiusura della stessa, dovuta probabilmente all'aumento di temperatura esterna e alla conseguente dilatazione termica dell'ammasso roccioso.

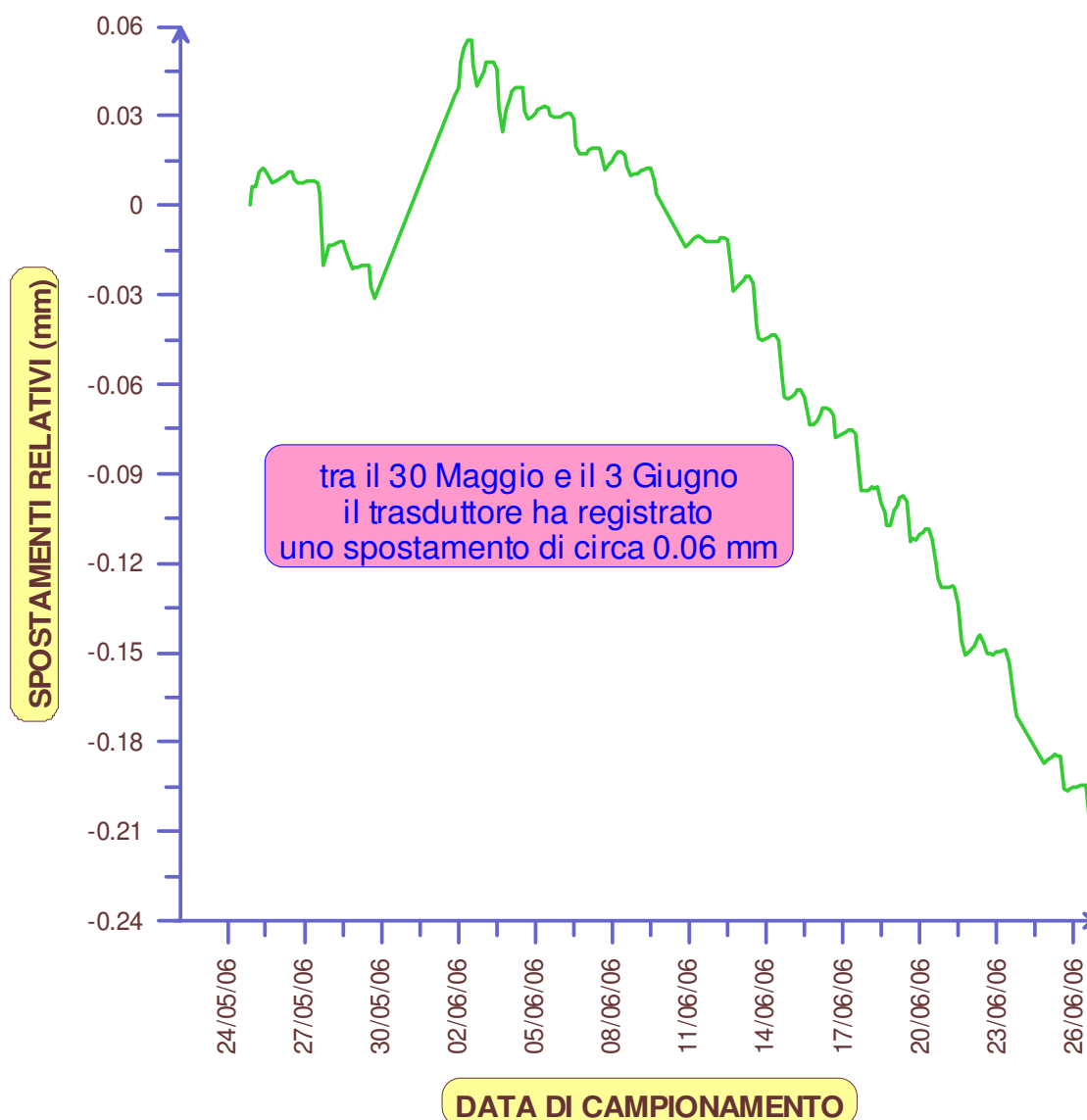


Figura 4.10. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore A1 durante il primo mese di monitoraggio.

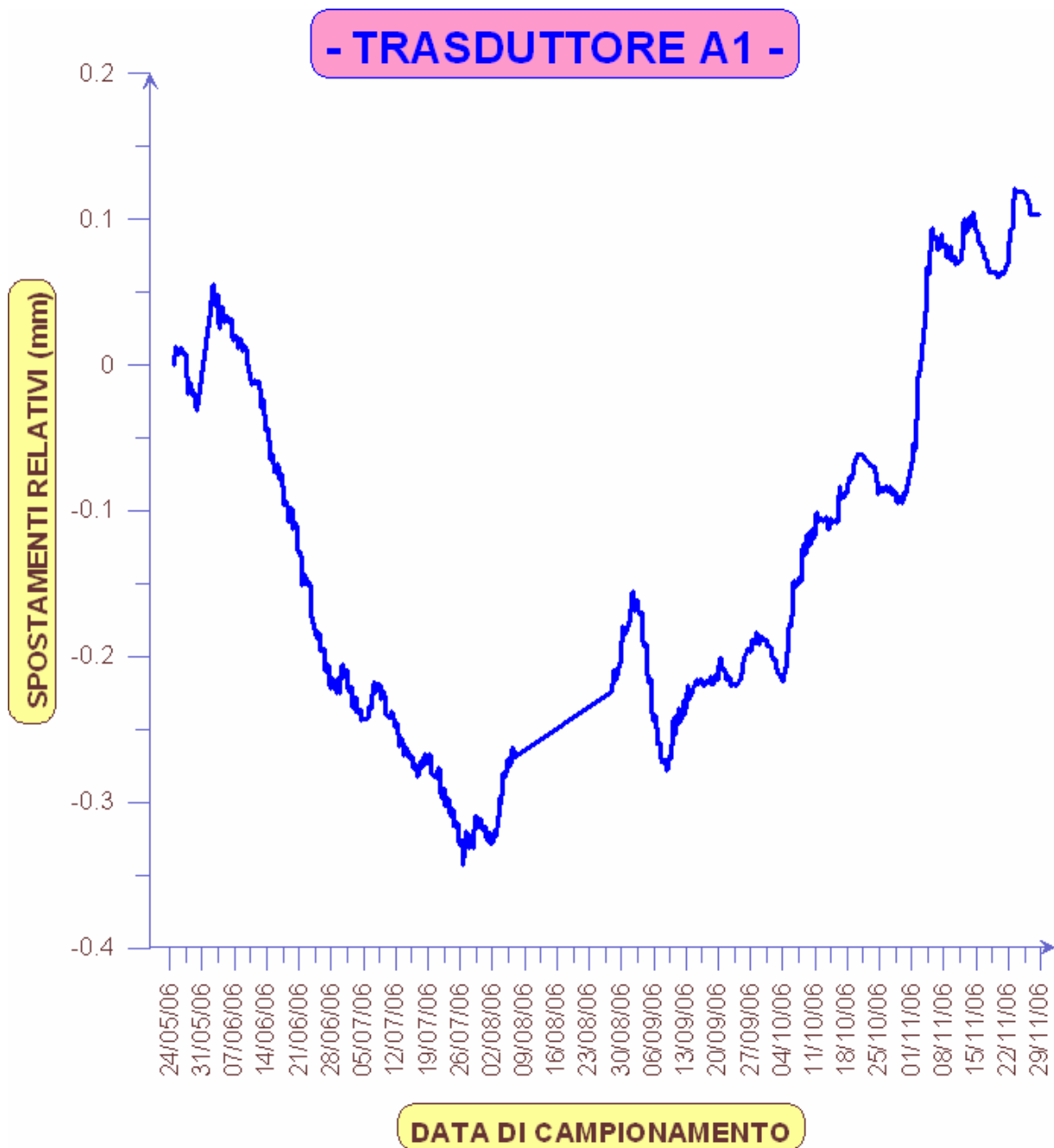


Figura 4.11. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore A1 durante tutto il periodo di osservazione.

Per tutto il periodo di osservazione la tendenza dello spostamento è risultata compresa tra 0.35 mm in chiusura e 0.15 mm in apertura; a seguito della chiusura avvenuta fino al Luglio 2006 con velocità media pari a 0.1mm/mese, si è registrata una apertura della frattura di 0.6 mm con velocità media pari a 0.15mm/mese, per poi assistere ad una graduale convergenza della progressione, dovuta probabilmente alla diminuzione di temperatura esterna e alla conseguente variazione termica dell'ammasso roccioso.

TRASDUTTORE A2

Durante il primo mese di monitoraggio la tendenza dello spostamento è risultata contenuta al di sotto di 0.07 mm; tra il 30 Maggio e il 3 Giugno si è registrata una apertura della frattura di 0.03 mm, per poi assistere ad una graduale e lenta chiusura della stessa, dovuta probabilmente all'aumento di temperatura esterna e alla conseguente dilatazione termica dell'ammasso roccioso.

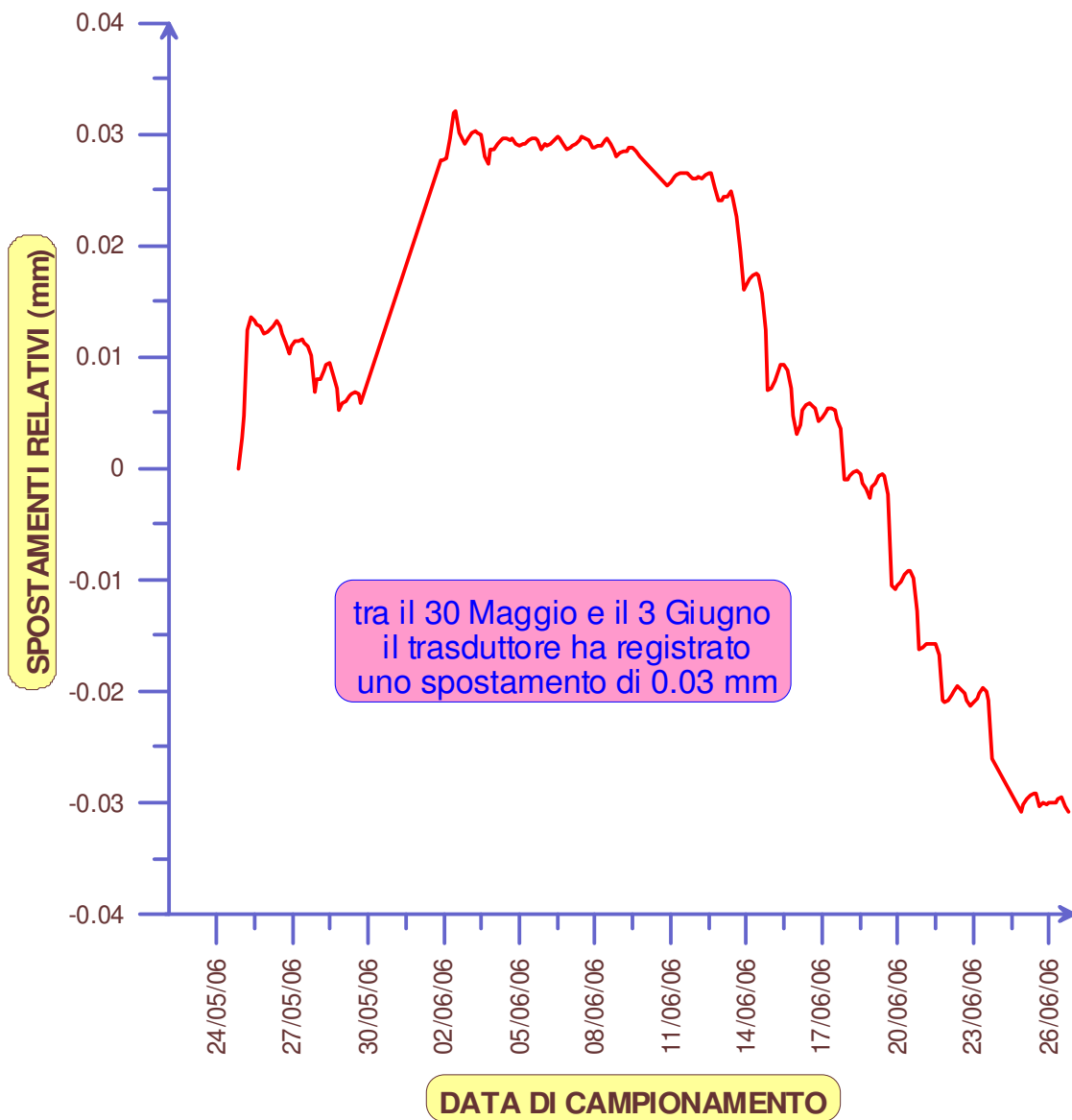


Figura 4.12. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore A2 durante il primo mese di monitoraggio.

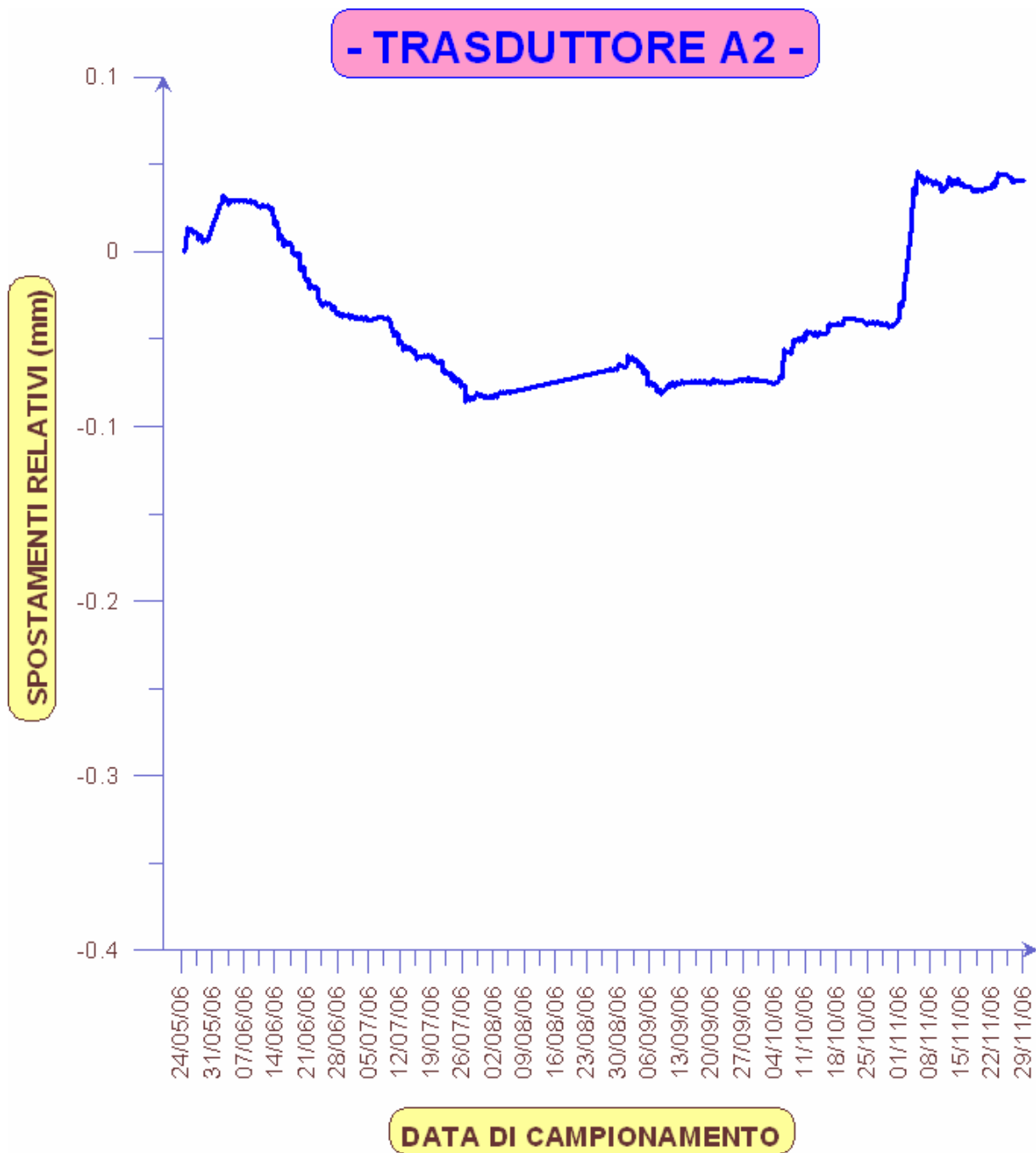


Figura 4.13. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore A2 durante tutto il periodo di osservazione.

Per tutto il periodo di osservazione la tendenza dello spostamento è risultata compresa tra 0.10 mm in chiusura e 0.05 mm in apertura; a seguito della chiusura avvenuta fino ad Ottobre 2006 con velocità media pari a 0.02 mm/mese, si è registrata una apertura della frattura di 0.1 mm con velocità media pari a 0.1 mm/mese, per poi assistere ad una graduale convergenza della progressione, dovuta probabilmente alla diminuzione di temperatura esterna e alla conseguente variazione termica dell'ammasso roccioso.

TRASDUTTORE A3

Durante il primo mese di monitoraggio la tendenza dello spostamento è risultata contenuta al di sotto di 0.14 mm; tra il 30 Maggio e il 3 Giugno si è registrata una apertura della frattura di 0.06 mm, per poi assistere ad una graduale e lenta chiusura della stessa, dovuta probabilmente all'aumento di temperatura esterna e alla conseguente dilatazione termica dell'ammasso roccioso.

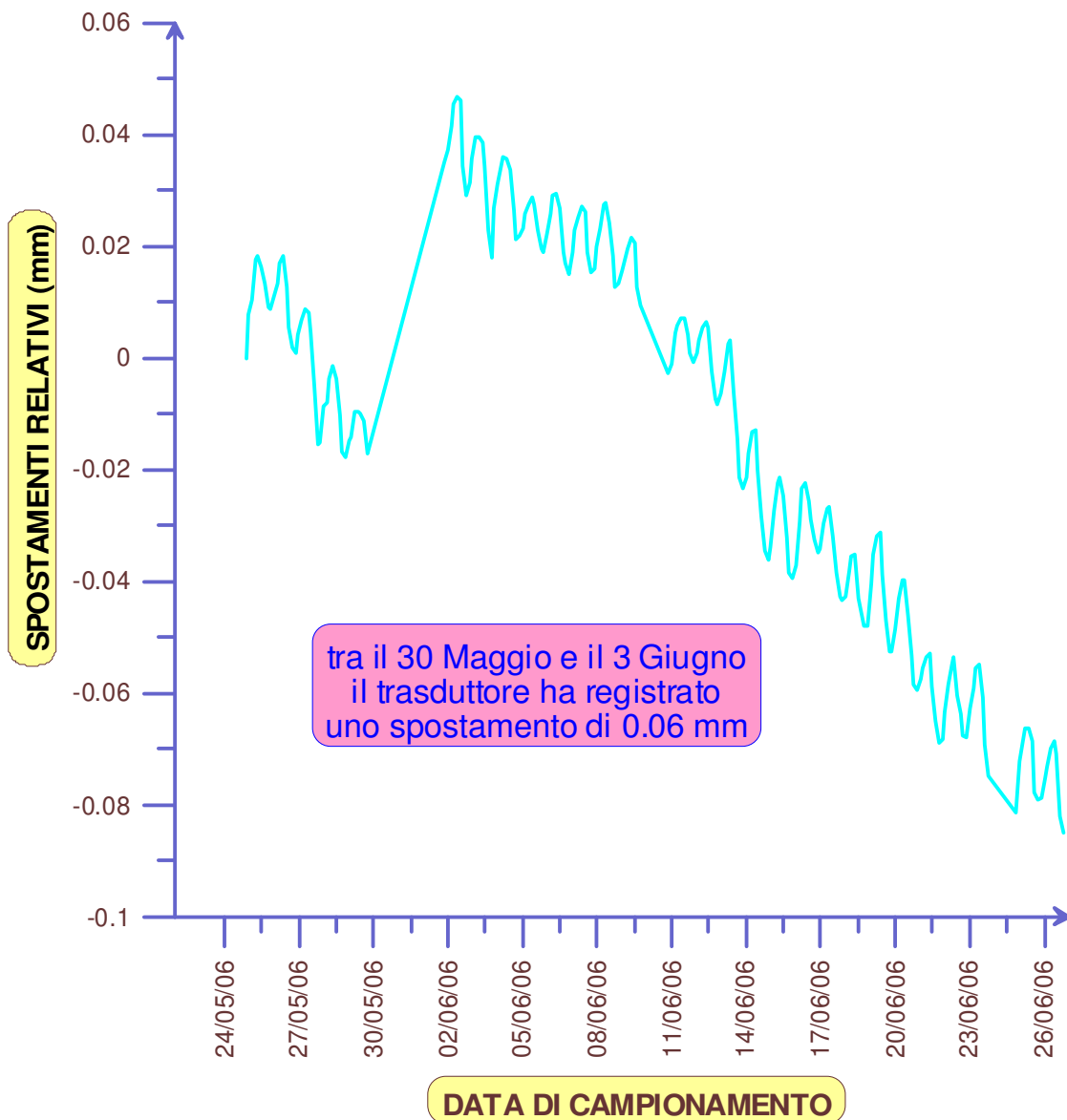


Figura 4.14. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore A3 durante il primo mese di monitoraggio.

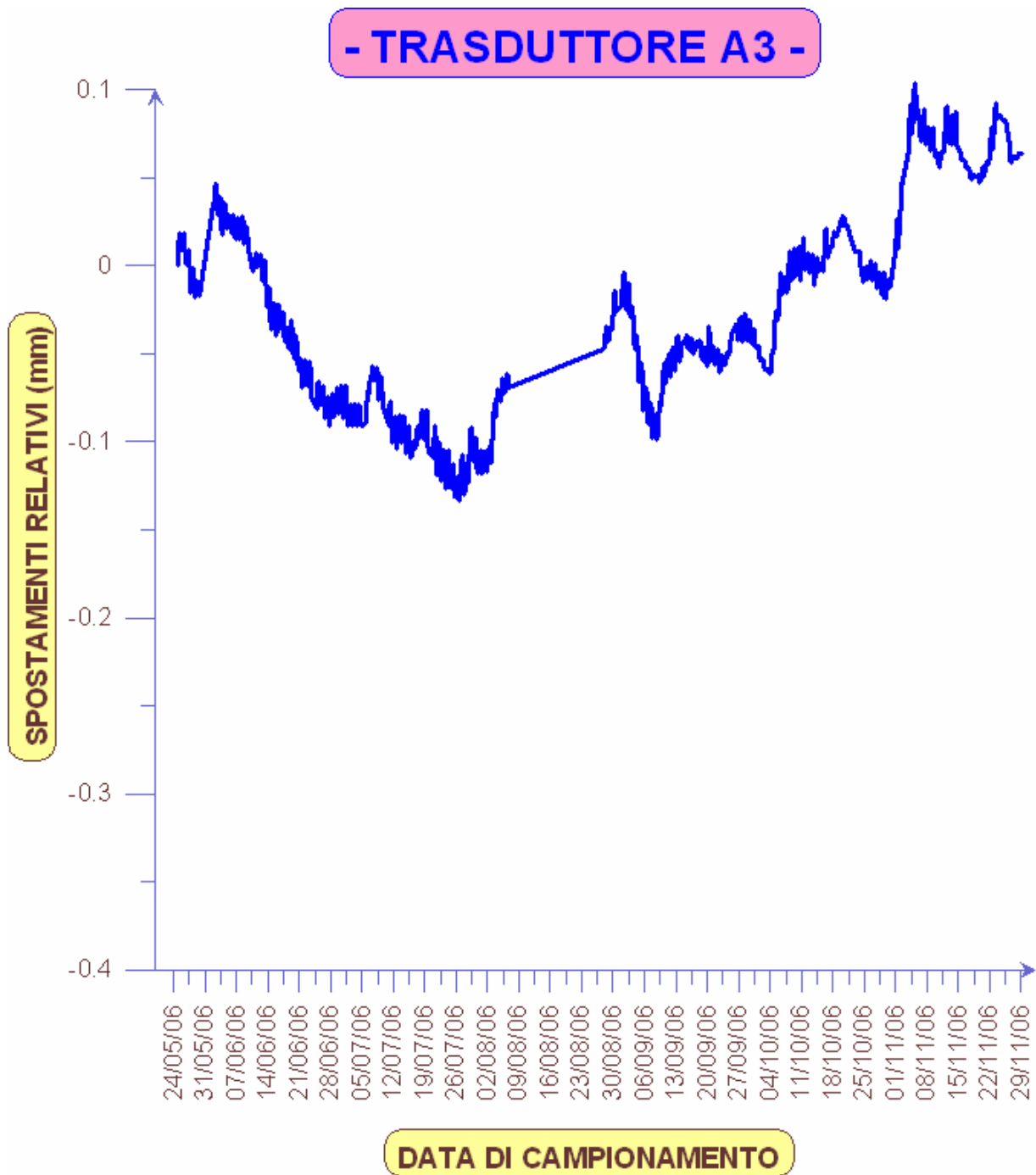


Figura 4.15. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore A3 durante tutto il periodo di osservazione.

Per tutto il periodo di osservazione la tendenza dello spostamento è risultata compresa tra 0.15 mm in chiusura e 0.10 mm in apertura; a seguito della chiusura avvenuta fino a Luglio 2006 con velocità media pari a 0.075 mm/mese, si è registrata una apertura della frattura di 0.2 mm con velocità media pari a 0.067 mm/mese, per poi assistere ad una graduale convergenza della progressione, dovuta probabilmente alla diminuzione di temperatura esterna e alla conseguente variazione termica dell'ammasso roccioso.

TRASDUTTORE A4

Durante il primo mese di monitoraggio la tendenza dello spostamento è risultata contenuta al di sotto di 0.09 mm; dopo una piccola oscillazione iniziale, si è assistiti ad una graduale e lenta chiusura della frattura in esame, dovuta probabilmente all'aumento di temperatura esterna e alla conseguente dilatazione termica dell'ammasso roccioso.

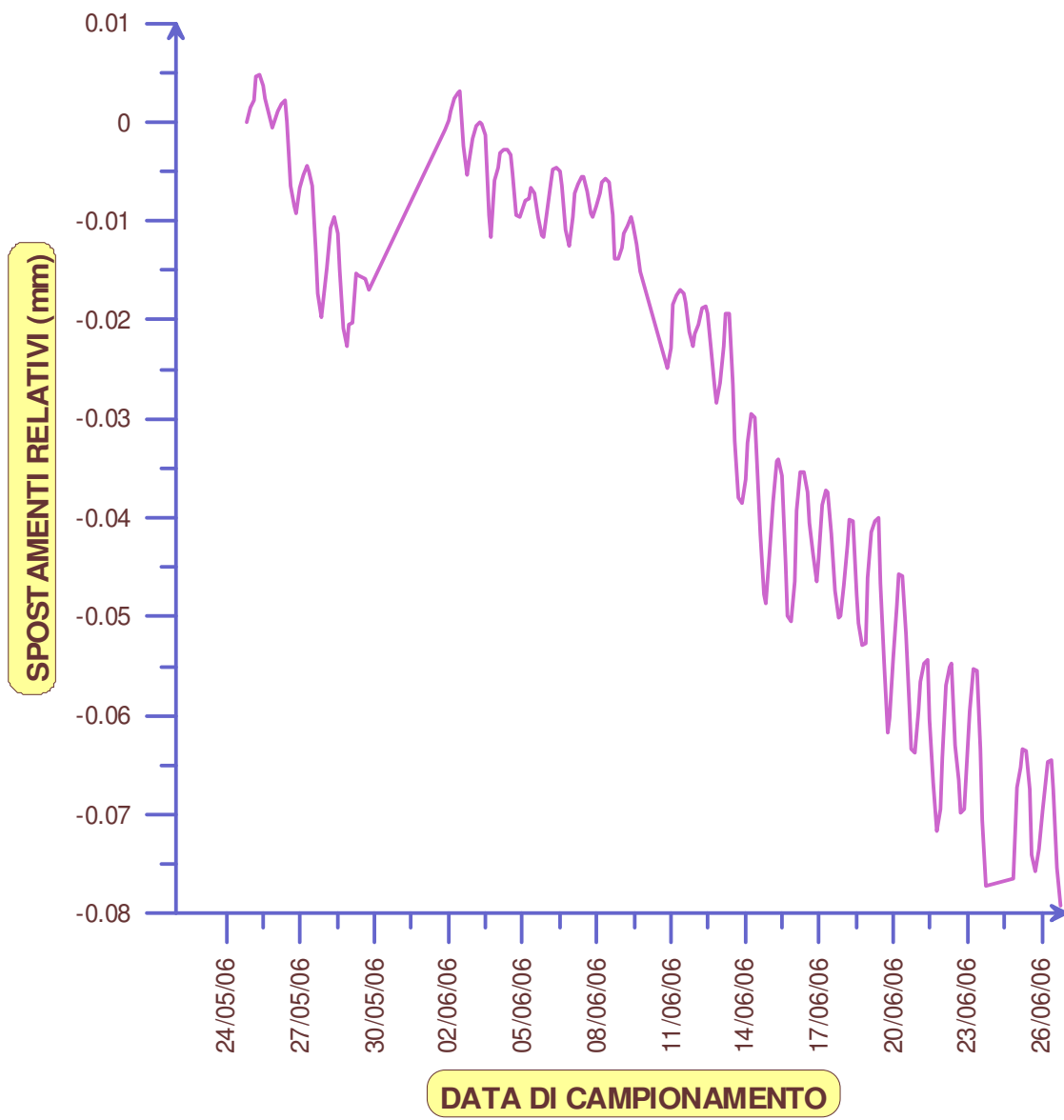


Figura 4.16. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore A4 durante il primo mese di monitoraggio.

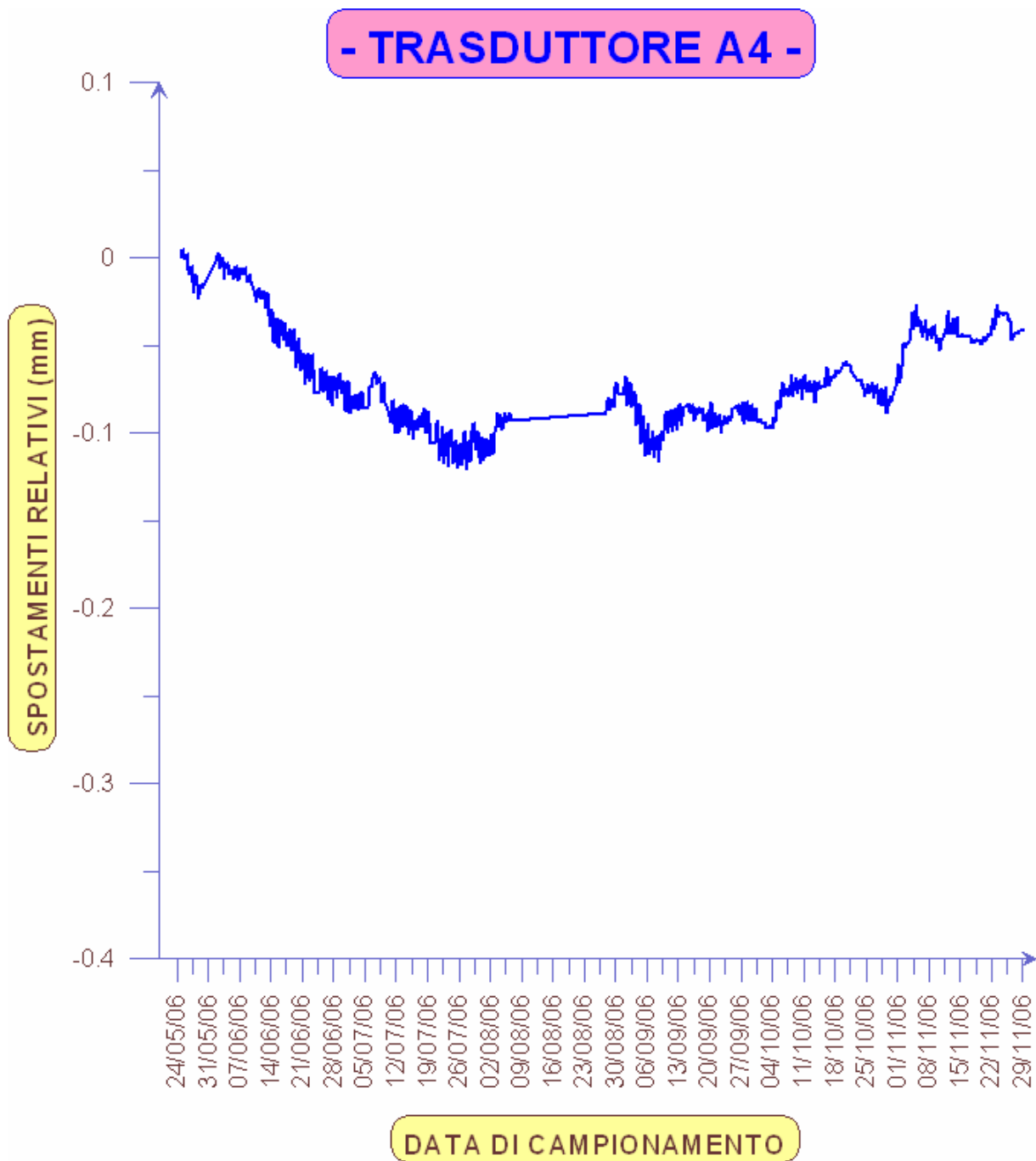


Figura 4.17. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore A4 durante tutto il periodo di osservazione.

Per tutto il periodo di osservazione la tendenza dello spostamento è risultata compresa tra 0.10 mm e 0.05 mm in chiusura; a seguito della chiusura avvenuta fino ad Agosto 2006 con velocità media pari a 0.033 mm/mese, si è registrata una apertura relativa della frattura pari a 0.05 mm con velocità media pari a 0.017 mm/mese, per poi assistere ad una graduale convergenza della progressione a -0.05mm, dovuta probabilmente alla diminuzione di temperatura esterna e alla conseguente variazione termica dell'ammasso roccioso.

TRASDUTTORE B5

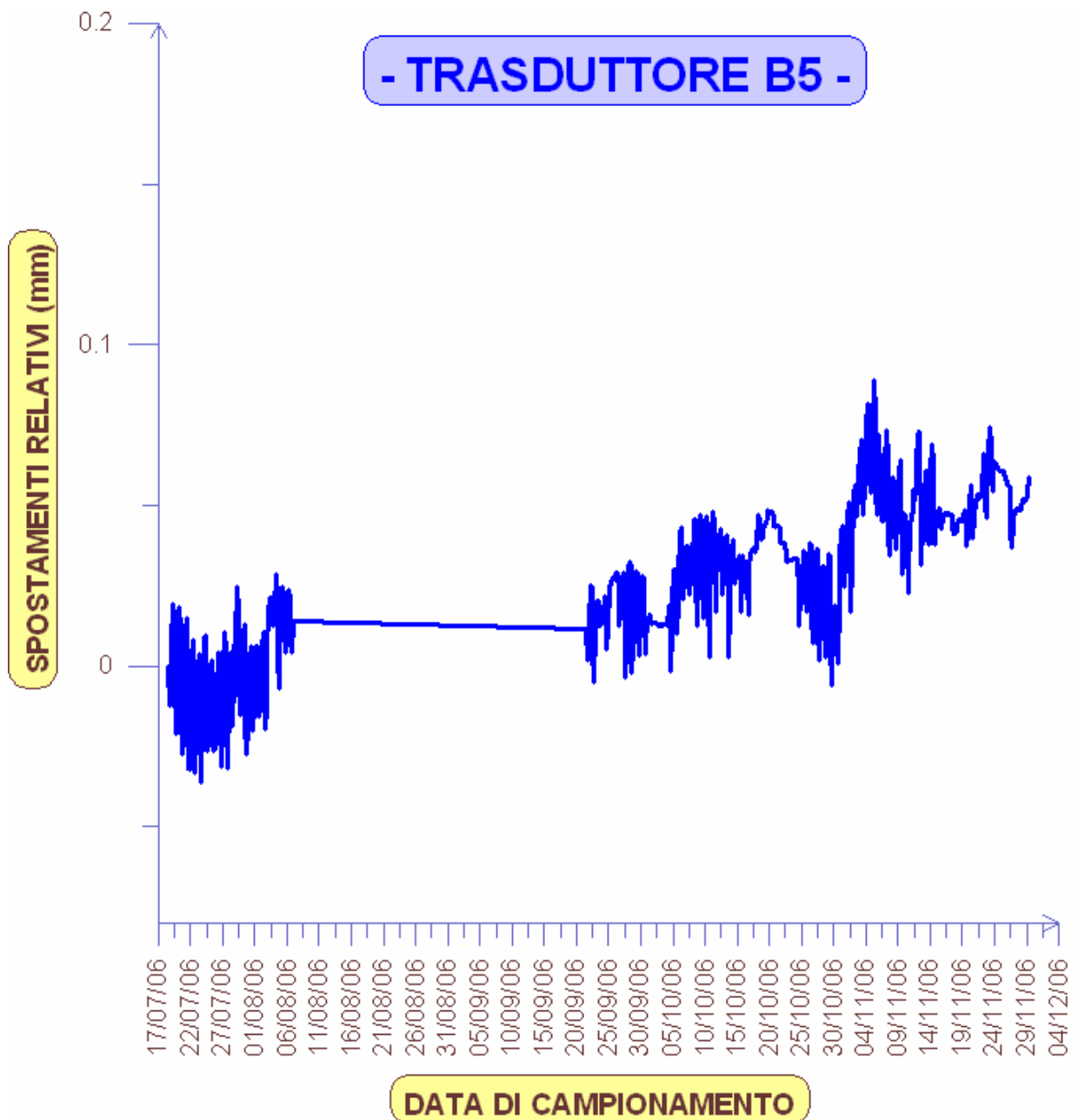


Figura 4.18. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore B5 durante tutto il periodo di osservazione.

Per tutto il periodo di osservazione la tendenza dello spostamento è risultata compresa tra 0.03 mm in chiusura e 0.09 mm in apertura; a seguito della chiusura avvenuta nei primi 10 giorni con velocità media pari a 0.075 mm/mese, si è registrata una apertura progressiva della frattura di 0.12 mm con velocità media pari a 0.03 mm/mese, per poi assistere ad una graduale convergenza della progressione a + 0.05 mm, dovuta probabilmente alla diminuzione di temperatura esterna e alla conseguente variazione termica dell'ammasso roccioso.

TRASDUTTORE B6

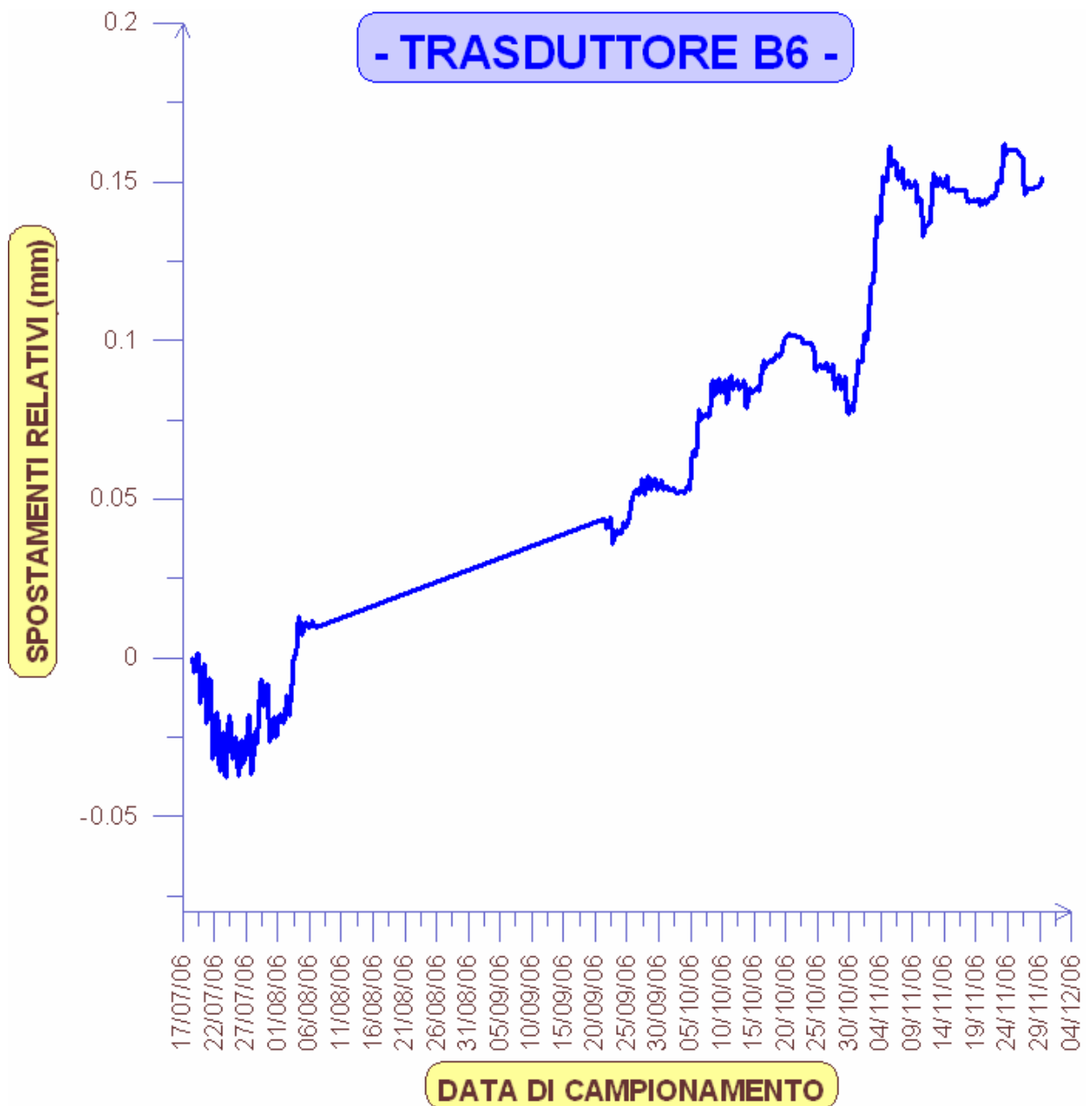


Figura 4.19. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore B6 durante tutto il periodo di osservazione.

Per tutto il periodo di osservazione la tendenza dello spostamento è risultata compresa tra 0.025 mm in chiusura e 0.175 mm in apertura; a seguito della chiusura avvenuta nei primi 10 giorni con velocità media pari a 0.075 mm/mese, si è registrata una apertura progressiva della frattura di 0.175 mm con velocità media pari a 0.044 mm/mese, per poi assistere ad una graduale convergenza della progressione a + 0.15 mm, dovuta probabilmente alla diminuzione di temperatura esterna e alla conseguente variazione termica dell'ammasso roccioso.

TRASDUTTORE B7

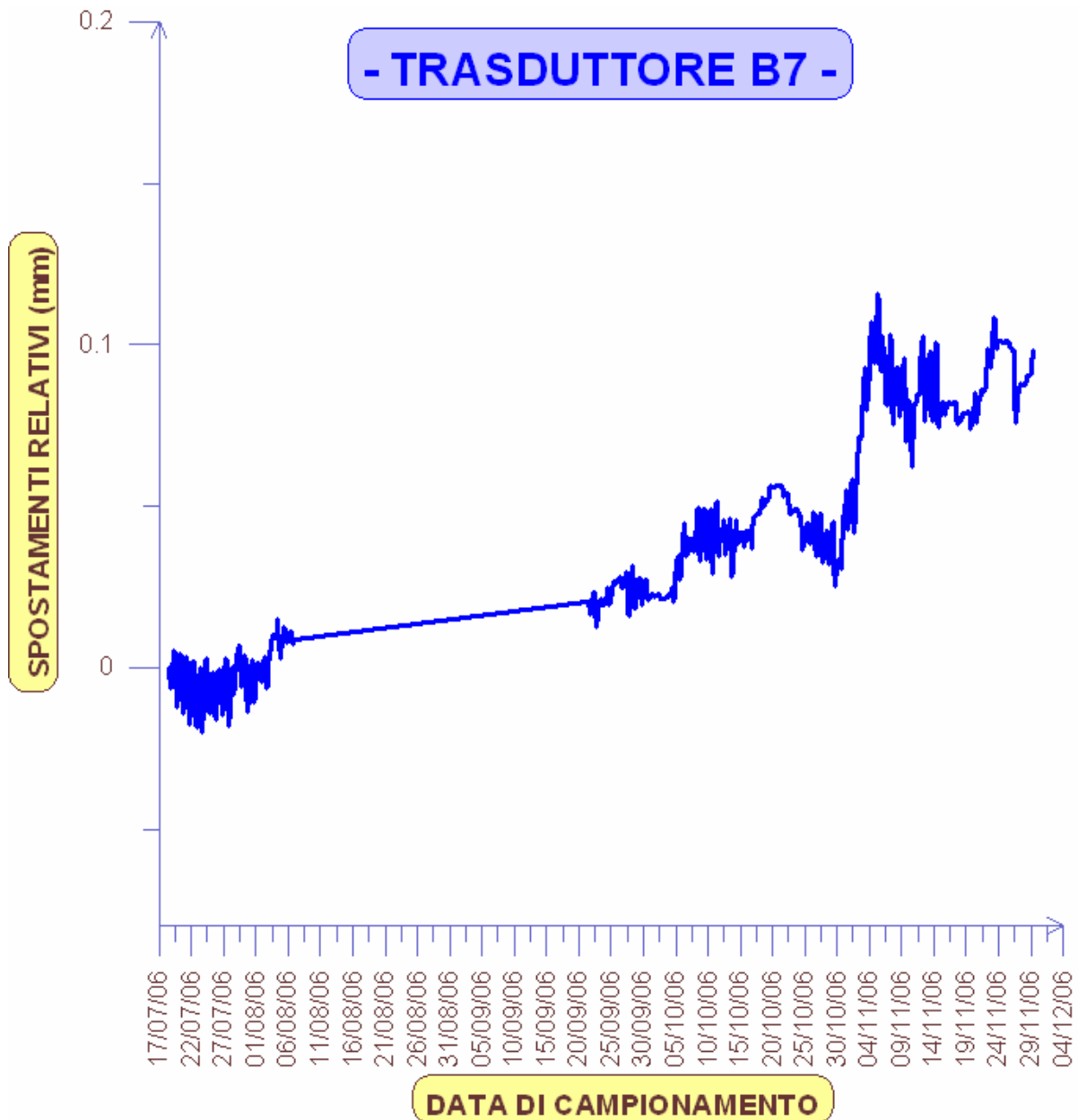


Figura 4.20. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore B7 durante tutto il periodo di osservazione.

Per tutto il periodo di osservazione la tendenza dello spostamento è risultata compresa tra 0.018 mm in chiusura e 0.12 mm in apertura; a seguito della chiusura avvenuta nei primi 10 giorni con velocità media pari a 0.054 mm/mese, si è registrata una apertura progressiva della frattura di 0.12 mm con velocità media pari a 0.035 mm/mese, per poi assistere ad una graduale convergenza della progressione a + 0.10 mm, dovuta probabilmente alla diminuzione e assestamento di temperatura esterna con conseguente variazione termica dell'ammasso roccioso.

TRASDUTTORE B8

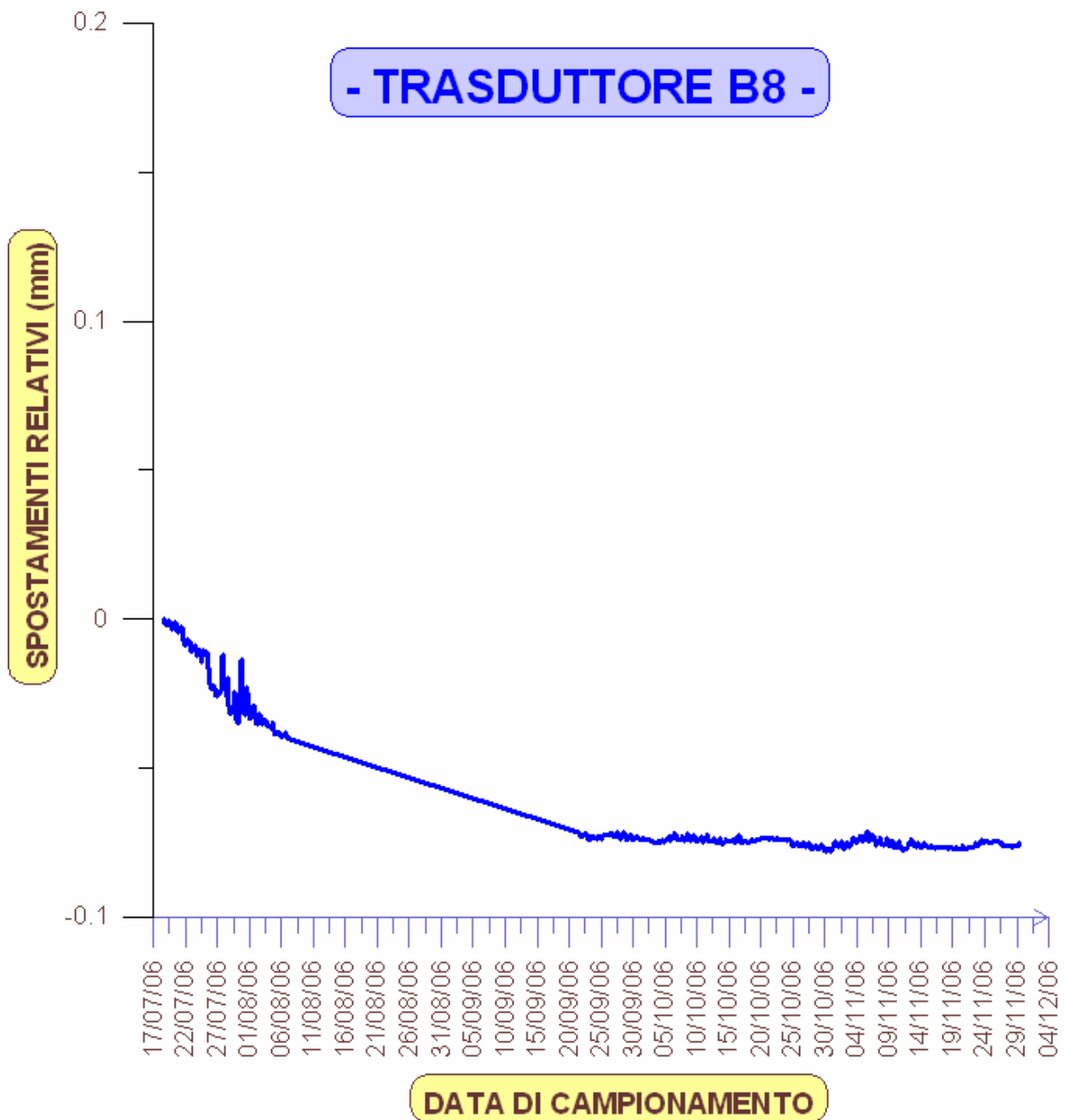


Figura 4.21. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore B8 durante tutto il periodo di osservazione.

Per tutto il periodo di osservazione la tendenza dello spostamento è risultata compresa tra la lettura 'zero' e 0.075 mm in chiusura; si è registrata una chiusura della frattura pari a 0.075 mm con velocità media pari a 0.015 mm/mese, con una graduale convergenza della progressione a -0.075 mm, dovuta probabilmente alla diminuzione e assestamento di temperatura esterna con conseguente variazione termica dell'ammasso roccioso.

TRASDUTTORE B9

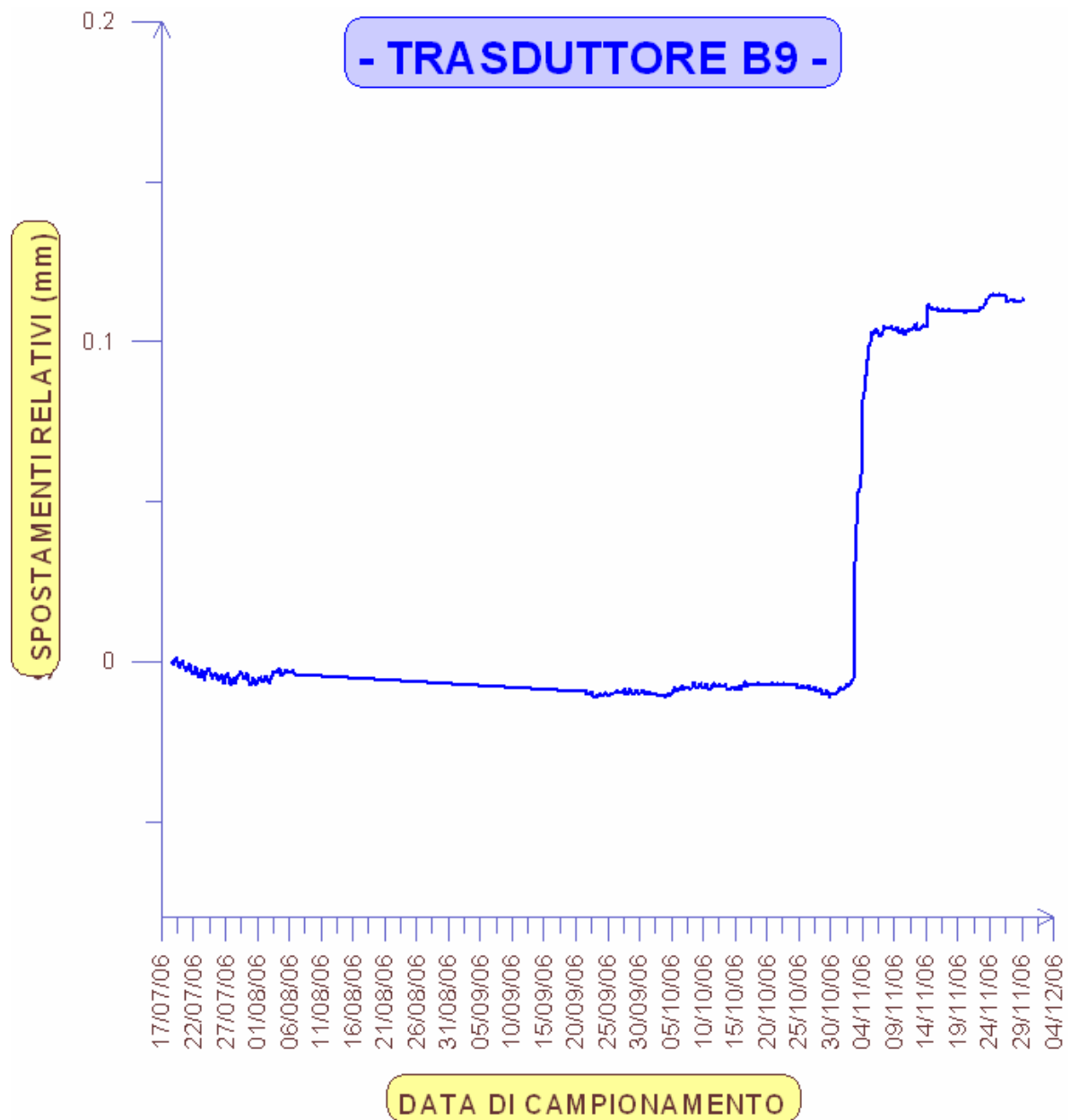


Figura 4.22. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore B9 durante tutto il periodo di osservazione.

Per tutto il periodo di osservazione la tendenza dello spostamento è risultata compresa tra la lettura 'zero' e 0.12 mm in chiusura; a seguito della chiusura avvenuta nei primi 4 mesi con velocità media pari a 0.0025 mm/mese, si è registrata una apertura improvvisa della frattura di 0.12 mm con velocità media pari a 1.8 mm/mese (tale valore probabilmente è da imputarsi ad un'anomalia della strumentazione), per poi assistere ad una graduale convergenza della progressione a + 0.10 mm, dovuta probabilmente alla diminuzione e assestamento di temperatura esterna con conseguente variazione termica dell'ammasso roccioso.

TRASDUTTORE B10

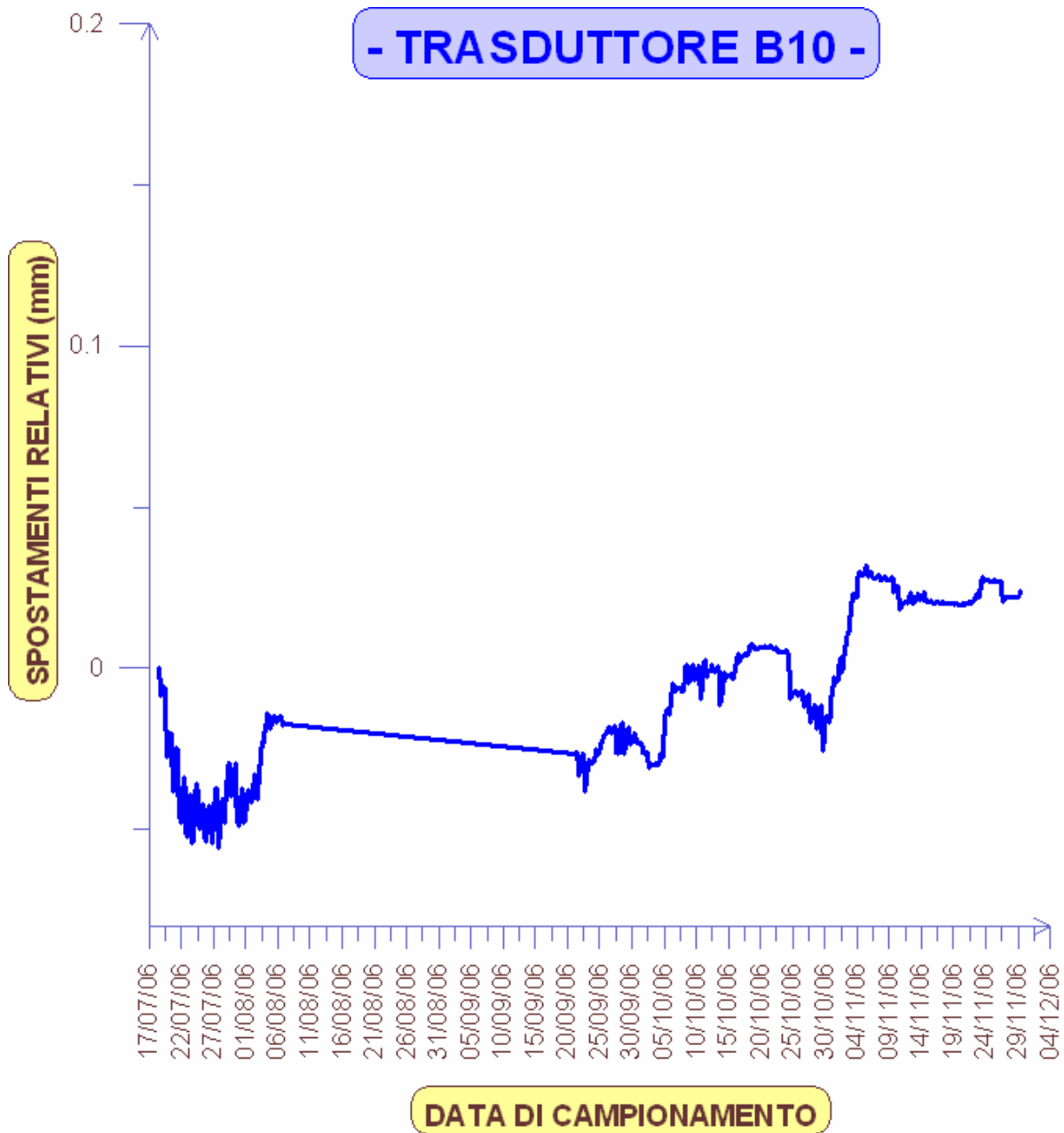


Figura 4.23. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore B10 durante tutto il periodo di osservazione.

Per tutto il periodo di osservazione la tendenza dello spostamento è risultata compresa tra 0.025 mm in chiusura e 0.04 mm in apertura; a seguito della chiusura avvenuta nei primi 10 giorni con velocità media pari a 0.075 mm/mese, si è registrata una apertura progressiva della frattura di 0.065 mm con velocità media pari a 0.016 mm/mese, per poi assistere ad una graduale convergenza della progressione a + 0.025 mm, dovuta probabilmente alla diminuzione di temperatura esterna e alla conseguente variazione termica dell'ammasso roccioso.

TRASDUTTORE B11

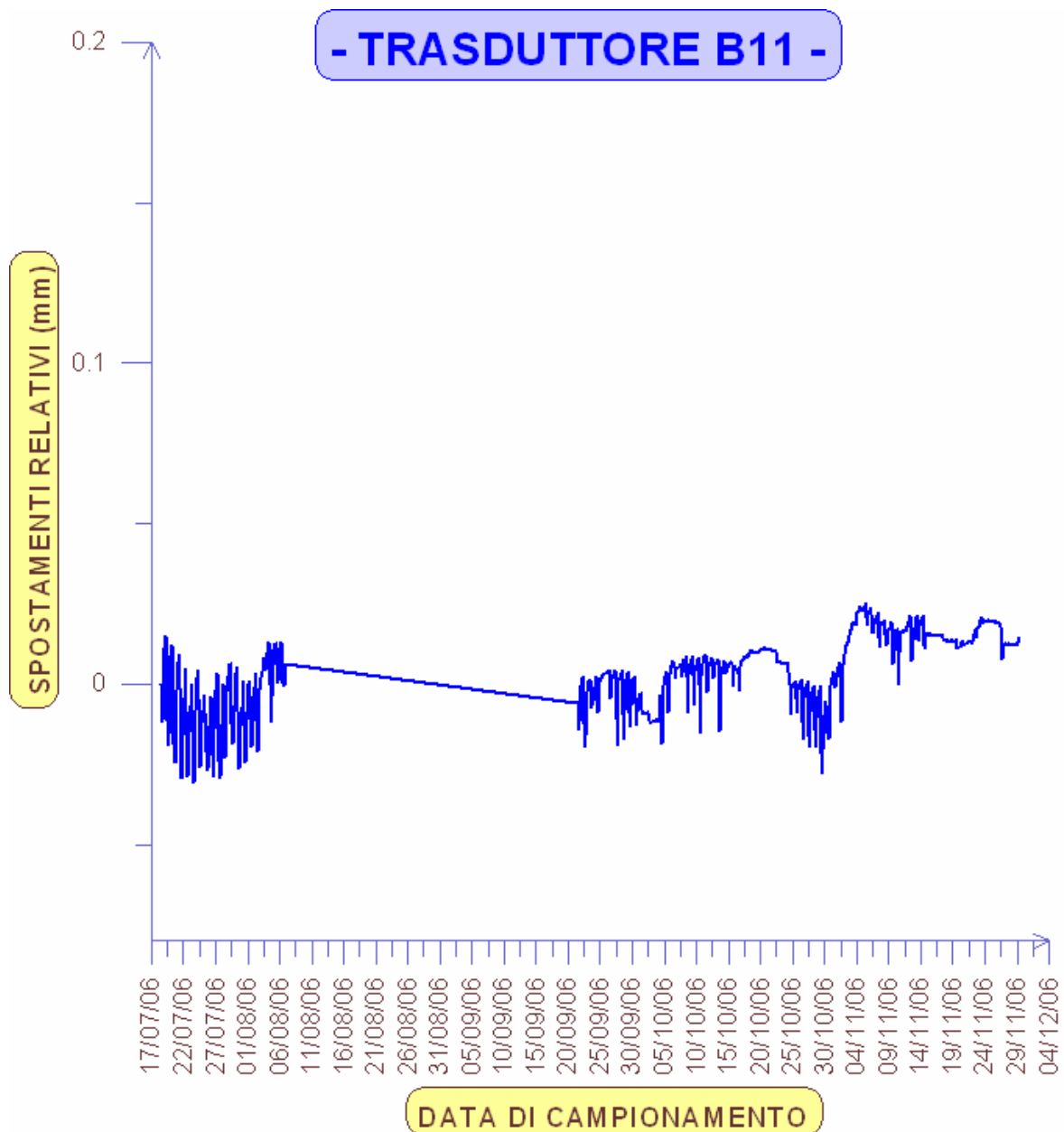


Figura 4.24. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore B11 durante tutto il periodo di osservazione.

Per tutto il periodo di osservazione la tendenza dello spostamento è risultata compresa tra 0.025 mm in chiusura e 0.025 mm in apertura; a seguito della chiusura avvenuta nei primi 10 giorni con velocità media pari a 0.075 mm/mese, si è registrata una apertura progressiva della frattura di 0.05 mm con velocità media pari a 0.0125 mm/mese, per poi assistere ad una graduale convergenza della progressione a + 0.020 mm, dovuta probabilmente alla diminuzione di temperatura esterna e alla conseguente variazione termica dell'ammasso roccioso.

TRASDUTTORE C12

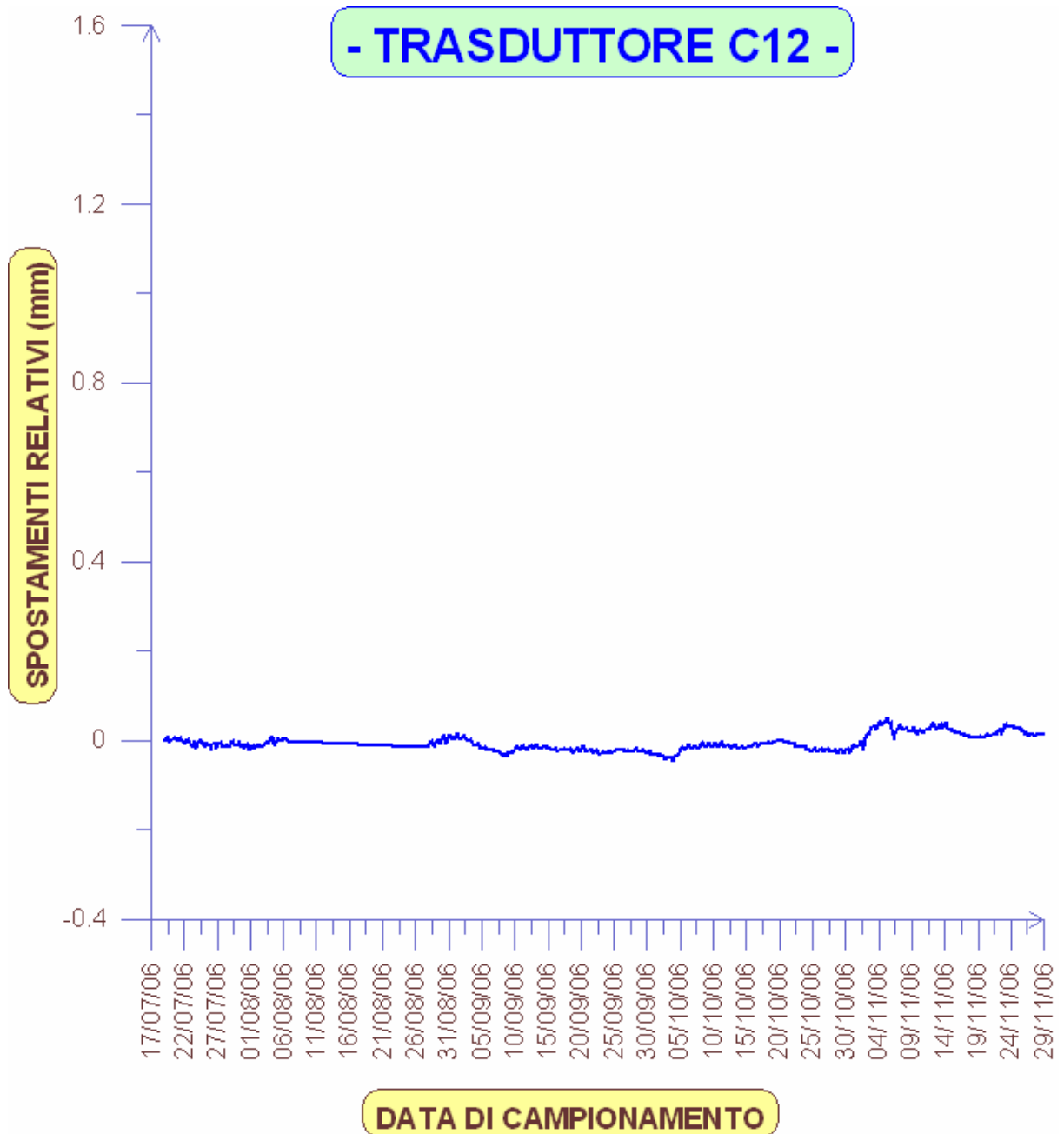


Figura 4.25. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore C12 durante tutto il periodo di osservazione.

Per tutto il periodo di osservazione la tendenza dello spostamento è risultata compresa tra la lettura 'zero' e 0.05 mm in apertura; si è registrata una apertura progressiva della frattura di 0.05 mm con velocità media pari a 0.0125 mm/mese, per poi assistere ad una graduale convergenza della progressione a + 0.04 mm, dovuta probabilmente alla diminuzione e assestamento di temperatura esterna con conseguente variazione termica dell'ammasso roccioso.

TRASDUTTORE C13

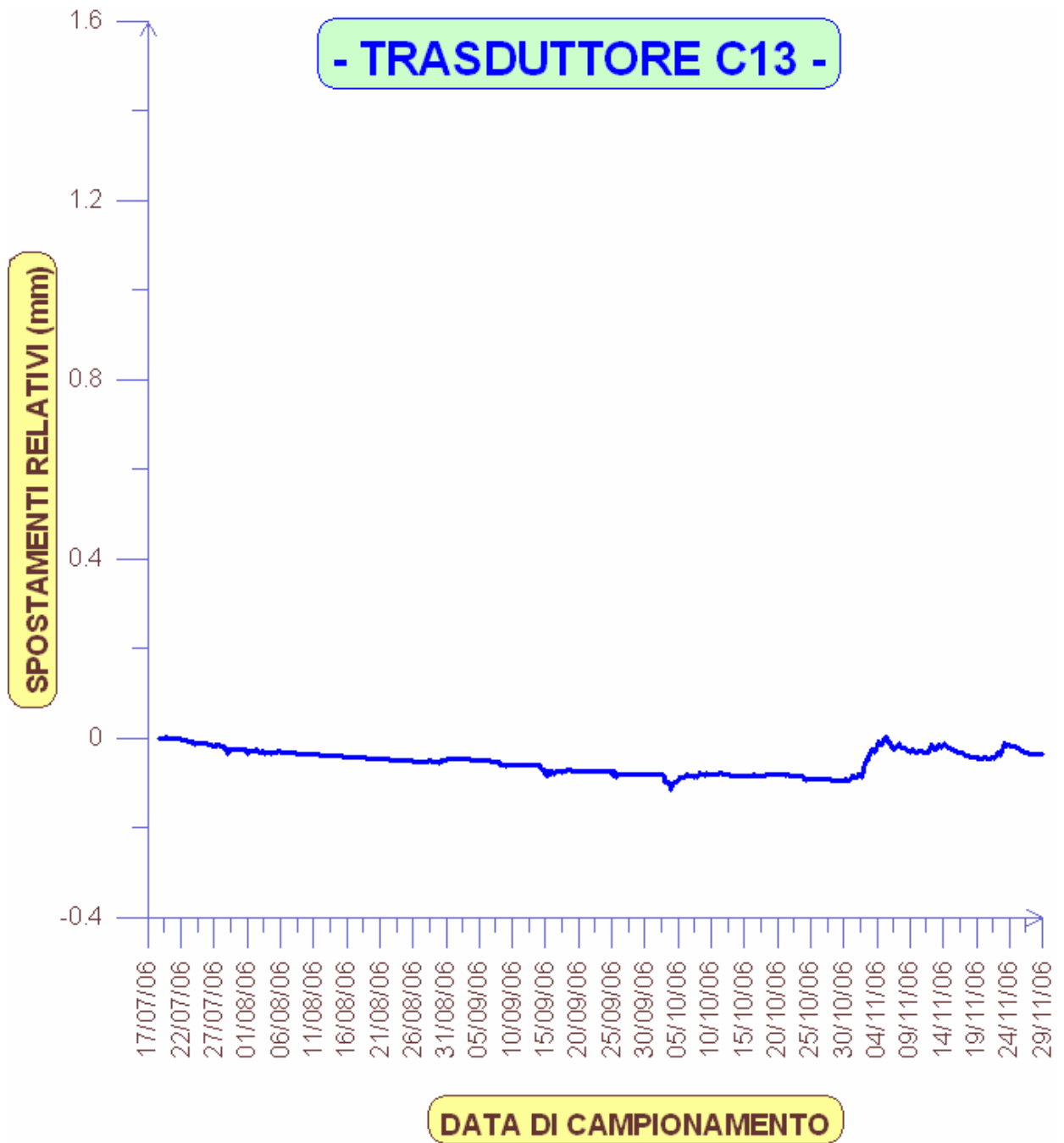


Figura 4.26. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore C13 durante tutto il periodo di osservazione.

Per tutto il periodo di osservazione la tendenza dello spostamento è risultata compresa tra la lettura 'zero' e 0.04 mm in apertura; si è registrata una lieve chiusura della frattura pari a 0.02 mm con velocità media pari a 0.007 mm/mese, per poi assistere ad una graduale convergenza della progressione a + 0.04 mm, dovuta probabilmente alla diminuzione e assestamento di temperatura esterna con conseguente variazione termica dell'ammasso roccioso.

TRASDUTTORE C14

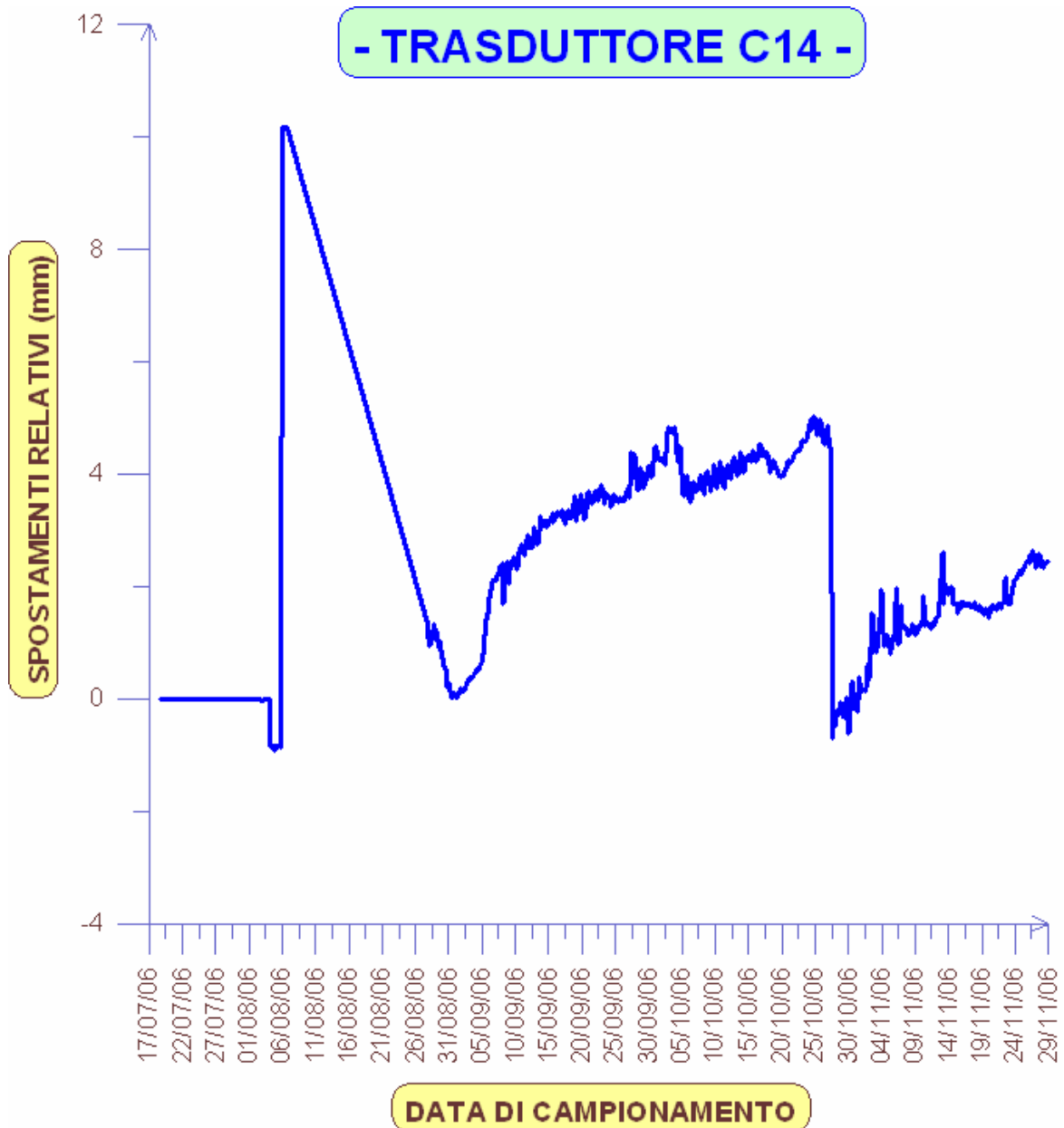


Figura 4.27. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore C14 durante tutto il periodo di osservazione.

Per tutto il periodo di osservazione la tendenza dello spostamento è risultata compresa tra la lettura 'zero' e 2 mm in apertura; a seguito della apertura avvenuta nei mesi di Settembre ed Ottobre con velocità media pari a 2 mm/mese, si è registrata una chiusura improvvisa della frattura pari a 4 mm (tale valore probabilmente è da imputarsi ad un'anomalia della strumentazione-cfr. andamento Agosto 2006), per poi assistere ad una graduale ripresa della convergenza della progressione a + 2 mm, dovuta probabilmente alla diminuzione e assestamento di temperatura esterna con conseguente variazione termica dell'ammasso roccioso.

TRASDUTTORE C15

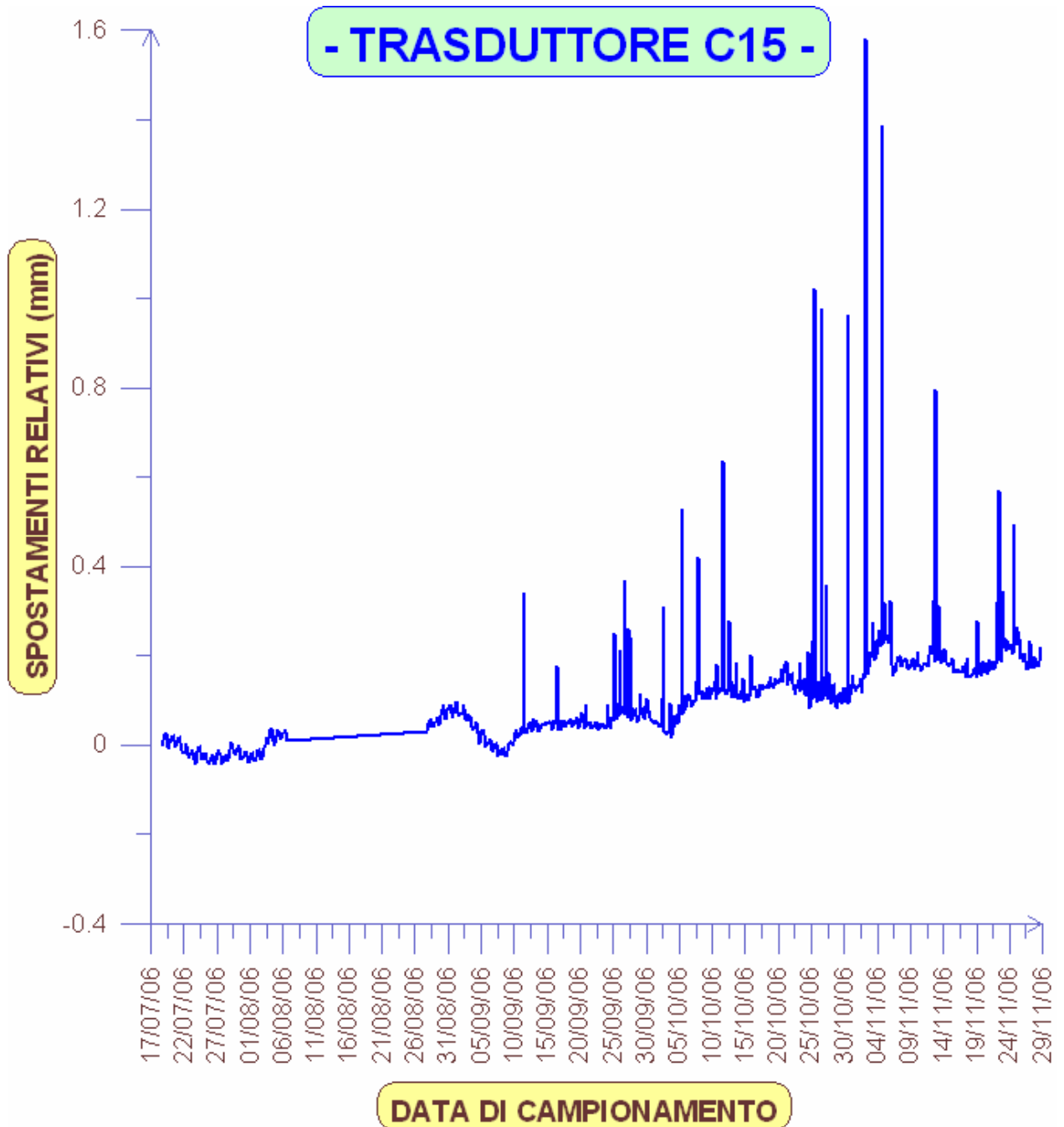


Figura 4.28. Grafico dello spostamento misurato dal trasduttore C15 durante tutto il periodo di osservazione.

Il sensore C15 ha registrato valori prossimi alla lettura dello 'zero' fino al Settembre 2006. A seguito di sopralluogo si è riscontrata l'anomalia di funzionamento del trasduttore conseguente probabilmente al cedimento del perno di tenuta. Tale strumentazione sarà oggetto di intervento di ripristino in fase di verifica e manutenzione a tutta la strumentazione installata.

4.6. Conclusioni

Il sistema di monitoraggio progettato interessando le sole fratture selezionate consente il controllo di una porzione di ammasso roccioso finalizzata allo studio del quadro deformativo e fessurativo dell'ammasso roccioso e della eventuale evoluzione dello stesso nel corso del tempo.

La funzione di tale sistema di monitoraggio è l'acquisizione preliminare dei dati al fine di tarare tramite back-analysis la modellazione numerica dell'ammasso roccioso, permettendo così una migliore conoscenza del territorio atta a minimizzare l'impatto di eventi di instabilità

Le osservazioni rilevate nel periodo d'esame (6 mesi) hanno carattere puramente qualitativo in quanto la validità della valutazione globale quantitativa e lo studio definitivo della progressione degli spostamenti risultano essere caratteristici quando si riferiscono ad un periodo di osservazione equivalente ad almeno un anno solare in funzione dell'andamento ciclico stagionale delle temperature e della piovosità.

5. ANALISI DI STABILITÀ

5.1. Introduzione

Le analisi di stabilità sono state condotte con metodologie differenti riconducibili al tipo di schematizzazione assunta per l'ammasso roccioso quali i metodi del continuo equivalente o del discontinuo scelta a seconda della scala del problema esaminato e della qualità dell'ammasso roccioso stesso.

Tale scelta è stata dettata dalla necessità di valutare sia le condizioni di stabilità locali, sia quelle globali: per le prime è più utile un approccio del discontinuo che verifica localmente la possibilità che si formino cinematismi su discontinuità preesistenti; nel secondo

caso si deve analizzare globalmente lo stato tensionale indotto dall'interazione tra gli scavi delle cave e lo stato tensionale naturale.

In particolare sono stati analizzati gli imbocchi, le pareti e i pilastri con il metodo del blocco chiave per verificare il possibile distacco di blocchi lungo discontinuità preesistenti ed è stato impiegato il metodo degli elementi finiti per l'analisi dei singoli pilastri e dell'intera coltivazione.

Le analisi condotte con il metodo del blocco chiave portano all'individuazione dei volumi potenzialmente instabili e delle forze necessarie per la loro stabilizzazione. Di tali blocchi è stato poi analizzato il percorsi di caduta per verificare le zone di accumulo degli stessi.

Le analisi di stabilità dei cumuli di discarica posto al piede dei pilastri sono state svolte separatamente utilizzando il metodo dell'equilibrio limite globale.

I risultati delle analisi globali dell'insieme dei pilastri e delle solette condotte con il metodo degli elementi finiti sono state poi confrontate con le misure di stato tensionale effettuate in sito tramite i martinetti piatti per stimare le condizioni di stabilità globale delle coltivazioni.

5.2. Verifica col metodo del blocco chiave (Key-block theory)

5.2.1 Teoria dei blocchi

Parte essenziale della teoria dei blocchi (Shi & Goodman, 1981) è l'analisi dei sistemi di discontinuità esposte sulle superfici di scavo. Queste ultime, intersecando le discontinuità, originano solidi di varia configurazione che, in rapporto sia alle forze esterne applicate, sia alle resistenze mobilitabili, possono distaccarsi dalla parete di scavo ed essere quindi in condizioni critiche per la stabilità. Scopo della teoria è quindi l'identificazione di quei blocchi critici che, in mancanza di un adeguato contrasto, liberano altri blocchi presenti in prossimità dello scavo ed innescano il collasso della struttura rocciosa. Il blocco posto nella posizione più pericolosa, quindi il primo blocco che si staccherà, è definito «blocco chiave». Se il blocco potenzialmente pericoloso (blocco chiave) viene individuato prima che il movimento inizi, e se viene assicurata la sua stabilità, non vi saranno movimenti di altri blocchi. La teoria del blocco chiave trova quindi applicazione nell'analisi preventiva della stabilità di pareti rocciose. Utilizzando questa teoria è possibile pianificare schemi di rinforzo e scegliere opportune orientazioni per scavi che minimizzano o eliminano completamente la necessità di sostegni artificiali.

L'applicazione del metodo può essere eseguita sia con un procedimento di calcolo vettoriale, sia con un procedimento grafico. Per quanto riguarda il procedimento grafico, il metodo utilizza per la rappresentazione di linee e piani la proiezione stereografica equiangola. Tale tipo di proiezione rappresenta una particolare forma di prospettiva in cui esiste un unico fuoco di proiezione che si fa coincidere con uno dei due poli della sfera di proiezione, in questo caso il polo inferiore. Caratteristiche principali di questo metodo sono: i piani che proiettano come cerchi e le linee che si hanno come intersezioni di questi ultimi che proiettano come punti; la proiezione conserva inoltre gli angoli tra i piani.

La figura 5.1 riporta il meccanismo di proiezione stereografica di un piano e della sua normale (a-b), di un vettore e del suo opposto (c-e).

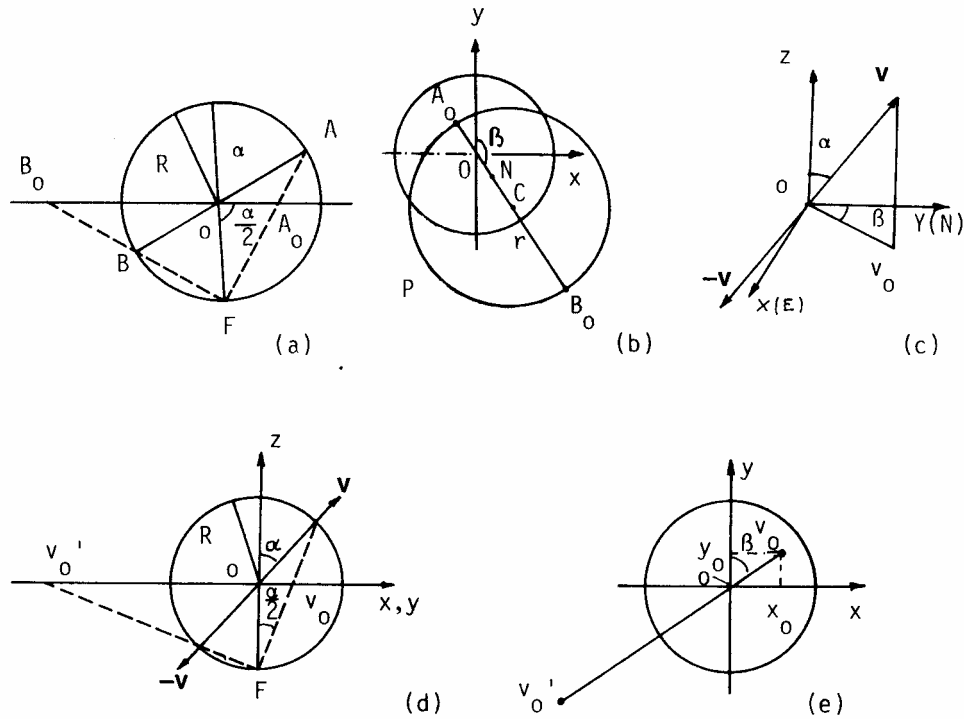


Figura 5.1. Rappresenta la sezione della sfera di riferimento, disegnata lungo il piano di massima inclinazione; AB è il diametro della circonferenza ottenuta dall'intersezione tra la sfera di riferimento e il piano di proiezione. I punti A e B proiettano, rispetto al fuoco F, in A0 e B0, rispettivamente dentro e fuori dal cerchio di riferimento. N.B. Tutte le direzioni che intersecano la semisfera superiore vengono proiettate all'interno della sfera di riferimento, mentre le direzioni che intersecano la semisfera inferiore proiettano fuori (da Cravero e Gianì, 1988).

I presupposti su cui si fonda il metodo sono: superfici di discontinuità perfettamente piane, continue almeno all'interno dei blocchi e caratterizzate da orientamento definito a priori; blocchi indeformabili; possibilità di movimento senza interferenze di blocchi adiacenti. Il metodo dei blocchi distingue i blocchi interni alla massa rocciosa (JB) dai blocchi che si affacciano sulle superfici di scavo (JP). Questi ultimi si suddividono a loro volta in blocchi finiti e blocchi infiniti. Vengono definiti come infiniti quei blocchi in cui la regione di direzioni comuni dei piani di discontinuità non giace interamente nella SP (space pyramid, cioè il semispazio esterno al fronte), mentre sono finiti quei blocchi in cui la regione di direzioni comuni dei piani di discontinuità giace interamente nella SP. I blocchi finiti a loro volta possono essere rimuovibili o non rimuovibili. I blocchi rimuovibili sono ulteriormente suddivisibili in: blocchi comunque stabili, blocchi stabili grazie alla resistenza a taglio sulle discontinuità e blocchi instabili (key blocks). Se i piani di discontinuità sono ad esempio 4, i blocchi saranno definiti da 4 cifre che possono essere 0 o 1 a seconda che l'area interna ai quattro archi di cerchi dei quattro piani sia interna (valore 0) o esterna (valore 1) alle circonferenze dei quattro piani. Le tracce delle discontinuità individuano aree chiuse, tuttavia solo le aree che coincidono con sezioni di blocchi rimuovibili devono essere accuratamente analizzate.

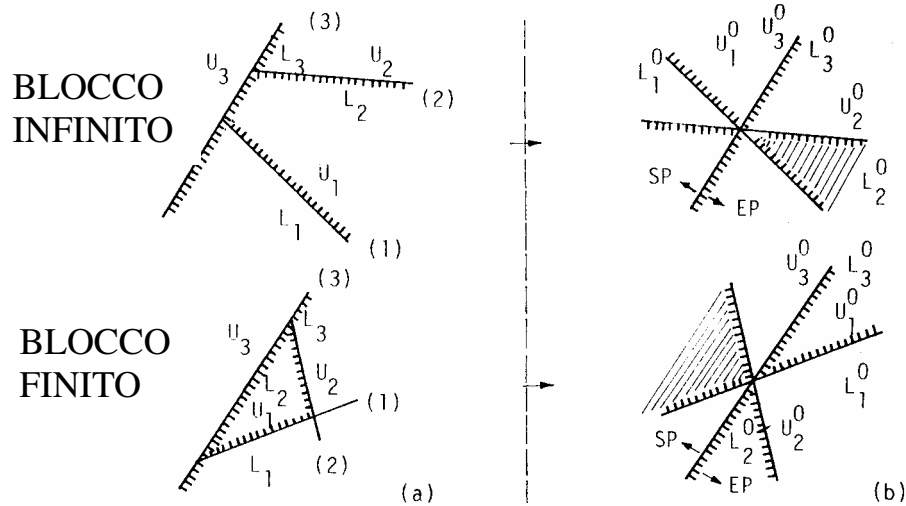


Figura 5.2.a. Due possibili tipi di intersezione tra la traccia della superficie di scavo e la traccia dei 2 giunti;

Figura 5.2.b. Intersezione dei piani in un'origine comune (da Cravero e Gianì, 1988).

Blocchi infiniti (i giunti non si intersecano all'interno della massa rocciosa) e finiti. I blocchi sono caratterizzati da 2 giunti e da una superficie di scavo.

Per comprendere se un blocco è finito o infinito, i giunti vengono fatti traslare verso un'origine comune. Si definiscono:

SP (Space Pyramid): spazio libero o vuoto esterno alla superficie di scavo (direzioni verso lo spazio libero al di fuori della massa rocciosa)

EP (Excavation Pyramid): spazio occupato dalla massa rocciosa (direzioni all'interno della massa rocciosa)

- La piramide del blocco BP può essere ottenuta dall'intersezione (\cap) della piramide delle discontinuità JP con la piramide di scavo EP:

$$BP = JP \cap EP$$

- Un blocco è finito se e solo se:

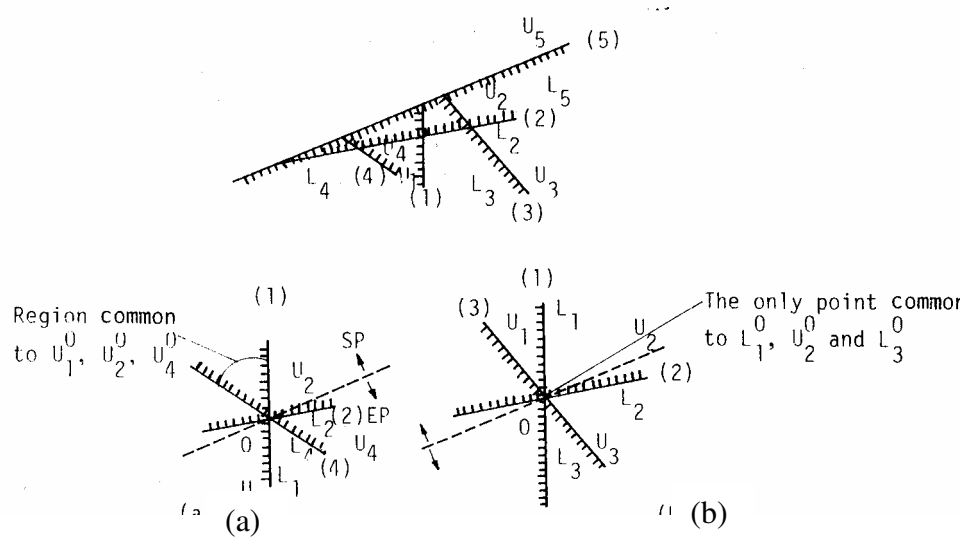
$$JP \cap EP = 0$$

- Questa condizione equivale a dire che un blocco è finito se, e solo se, la piramide dei giunti è interamente contenuta nella SP, cioè:

$$JP \subset SP$$

La rimuovibilità di un blocco viene definita dalle seguenti condizioni:

- un blocco convesso è **rimovibile** se la sua BP è vuota e la sua JP non è vuota;
- un blocco convesso è **non rimovibile** se la sua BP è vuota e la sua JP è pure vuota, cioè non ci sono direzioni comuni.



Esempio di blocchi rimovibili e non rimovibili.

Figura 5.3.a. il blocco A è rimovibile; Figura 5.3.b. il blocco B è non rimovibile (da Shi e Goodman, 1985).

Proiezione sul piano N-S-E-W

Una piramide dei giunti appartenente ad una determinata piramide del blocco, è definita in una proiezione stereografica da una regione racchiusa entro porzioni di grandi cerchi. Anche in questo caso i blocchi FINITI e RIMUOVIBILI sono definiti come:

- $JP \neq 0$
- $JP \subset SP$

1) Sulla proiezione compaiono solo N_R regioni:

$$N_R = n(n - 1) + 2$$

dove:

n è il numero di sistemi di discontinuità, cioè solo i blocchi rimovibili

($JP \neq 0$)

Semispazio inferiore 1

Semispazio superiore 2

2) Il secondo criterio richiede che per la rimuovibilità la JP cada internamente al cerchio (esternamente al fronte di scavo).

Regioni di equilibrio

Al fine di definire le condizioni di stabilità di un blocco finito e rimuovibile è necessario

confrontare le forze agenti con quelle reagenti. A tal fine può essere applicata una procedura grafica, al fine di determinare il valore dell'angolo di attrito in grado di mantenere stabile la piramide dei giunti, in relazione ad una potenziale condizione di scivolamento.

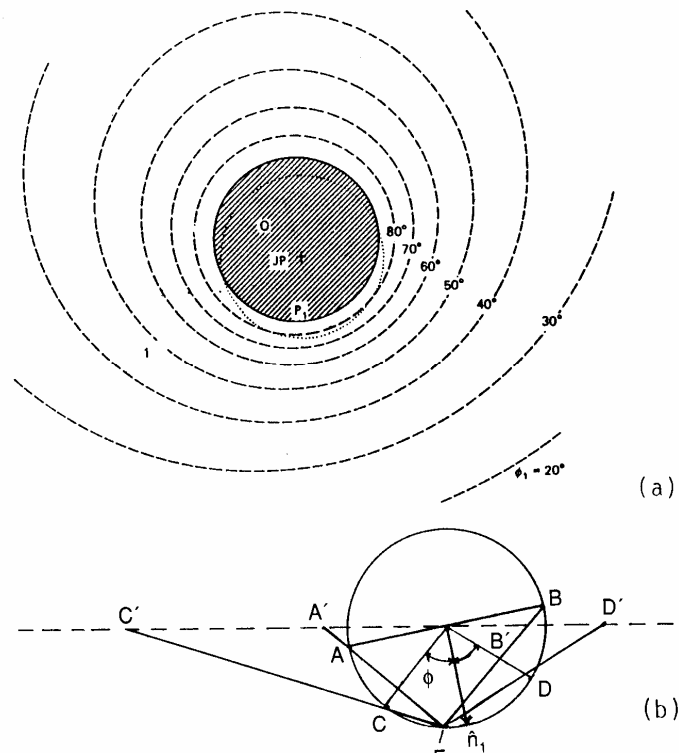


Figura 5.4. Scivolamento piano (da Shi e Goodman, 1985)

5.2.2. Introduzione al programma rock 3d

Il programma utilizzato per l'analisi e il calcolo dei blocchi, come detto precedentemente, è ROCK 3D.

Nella valutazione delle condizioni di stabilità dei fronti rocciosi presenta particolare difficoltà la determinazione delle caratteristiche geometriche dei blocchi potenzialmente instabili, che possono assumere forme tridimensionali piuttosto complesse.

Le discontinuità strutturali non hanno infatti un'estensione infinita, ma presentano una persistenza molto variabile, dipendente dal tipo litologico e dalla storia dello stato tensionale dell'ammasso roccioso. L'approccio classico, che consiste nella determinazione del massimo cuneo rimovibile che può formarsi a partire da una coppia di famiglie di discontinuità, usualmente adottato nelle analisi convenzionali con il metodo dell'equilibrio limite può, in presenza di una adeguata caratterizzazione geologico strutturale, essere integrato da una procedura che fornisca un maggior dettaglio della morfologia dei blocchi potenzialmente instabili anche al fine di ottenere più affidabili indicazioni sul dimensionamento degli

eventuali interventi di sostegno. Tali solidi sono costituiti dall'unione dei poliedri elementari che soddisfano le condizioni di rimuovibilità secondo la "key block theory" di Goodman e Shi descritta precedentemente.

Il programma è stato progettato per offrire la massima flessibilità, ed è perciò in grado di operare in svariate condizioni, potendo analizzare sia il semplice versante roccioso che i gradoni di cava ed i tetti piani di cavità sotterranee.

È possibile verificare sia la tirantatura individuale dei singoli poliedri di roccia, sia la chiodatura sistematica dell'intera opera. ROCK3D permette infine la costruzione stocastica di mappe di tracce di discontinuità a partire dalla distribuzione delle caratteristiche strutturali delle famiglie di discontinuità: in tal modo è possibile analizzare il comportamento del profilo finale di scavo incorporando le informazioni ottenute dal rilievo geostrutturale di dettaglio effettuato su un versante naturale o su una parete di scavo a cielo aperto o in sottterraneo.

La prima parte del programma è destinata all'introduzione dei dati iniziali necessari al calcolo.

L'acquisizione dei dati viene effettuata introducendo la giacitura delle discontinuità e le coordinate (x,y) degli estremi delle tracce da essa prodotte. Gli altri dati sono calcolati automaticamente conoscendo la geometria del fronte, del gradone o del cavo sotterraneo. Occorre inoltre inserire le caratteristiche geotecniche dell'ammasso roccioso, ed in particolare i parametri di resistenza al taglio lungo le discontinuità, necessarie per le valutazioni di stabilità e per la progettazione delle opere di rinforzo.

Dopo aver descritto le discontinuità è prevista una fase di clustering (analisi dei gruppi di discontinuità effettuato attraverso procedure di aggregazione gerarchiche e non gerarchiche) che permette il riconoscimento delle famiglie principali. Questa operazione è necessaria per la successiva fase di elaborazione, in quanto il riconoscimento dei cinematismi è basato su un approccio teorico che presume la presenza di famiglie di discontinuità subparallele.

Utilizzando la teoria dei blocchi di Goodman e Shi vengono riconosciuti i possibili cinematismi dei blocchi instabili e valutate le condizioni di stabilità, in termini di equilibrio limite, associate a ciascuno di essi. Questa analisi è basata sull'ipotesi che ad ogni cinematismo (distacco, scivolamento su uno o due piani) sia possibile associare, qualora la geometria del reticolo di discontinuità lo consenta, un ben definito volume di roccia, anche di forma complessa.

Per il cinematismo selezionato il programma determina, in base alle tracce delle discontinuità rilevate sul versante, sul gradone o sul tetto della cavità sotterranea, i massimi

contorni chiusi, non connessi tra loro, utilizzando solo le discontinuità connesse compatibili con il cinematismo in esame. Questa fase dell'analisi e la successiva devono essere ripetute per ogni possibile cinematismo, ricercando così le condizioni di instabilità più gravose.

Il programma opzionalmente genera una mappa di discontinuità pseudocasuali che rispetta la distribuzione statistica delle frequenze e delle persistenze misurate sul versante naturale. In tal modo è possibile effettuare un certo numero di simulazioni per prevedere il comportamento di fronti rocciosi prima di eseguire i lavori di sbancamento.

La fase successiva dell'elaborazione è indirizzata alla completa ricostruzione geometrica dei blocchi complessi. Il programma determina il solido derivato dall'unione di tutti i poliedri elementari contenuti entro i contorni chiusi, eventualmente anche separati, identificati nella sezione precedente. Di ciascuno blocco complesso ROCK3D calcola quindi i volumi e le superfici.

5.2.3. Generazione famiglie con rock 3d

Selezionando questo comando viene presentata la proiezione stereografica sulla semisfera superiore delle discontinuità introdotte tramite il comando Rilievo Geostrutturale del menu Edizione, indicando i cluster con cerchi di diametro proporzionale al logaritmo del numero di piani aventi al stessa giacitura.

Per il riconoscimento delle famiglie vengono utilizzate procedure di aggregazione gerarchica e non gerarchica. Questa operazione, essendo utilizzata la sola giacitura, può essere eseguita anche qualora non siano stati introdotti i valori relativi alla posizione ed alla lunghezza delle discontinuità. Essa è peraltro necessaria alle successive fasi di elaborazione in quanto il riconoscimento dei cinematismi è basato su un approccio teorico che presume la presenza di famiglie di discontinuità subparallele.

Il clustering è una tecnica di analisi multidimensionale che permette lo studio di un insieme di campioni ed in particolare il riconoscimento all'interno di esso dei "cluster", cioè di gruppi di campioni con caratteristiche omogenee.

Esistono fondamentalmente due tecniche di clustering: il clustering gerarchico ed il clustering non gerarchico. Il clustering gerarchico consiste nella costruzione di un "albero" attraverso un processo di aggregazione di cluster; nell'analisi di un insieme di "n" campioni si assume come condizione iniziale la presenza di "n" cluster contenenti ciascuno un singolo campione.

Ogni passo di elaborazione permette di aggregare i due cluster correntemente più vicini in un unico cluster; iterando "n" volte questa operazione si giunge ad ottenere un unico grande cluster contenente "n" campioni. Il passo successivo consiste nell'analisi dell'albero e

nella scelta di un livello di aggregazione soddisfacente.

Questo risultato può essere ottenuto normalmente in due modi: selezionando un numero minimo di cluster oppure scegliendo una distanza massima accettabile. Si osservi infatti che, per il principio stesso di aggregazione impiegato, ogni nuovo passo associa due cluster più distanti di quanto lo fossero i due aggregati immediatamente prima.

Uno dei problemi fondamentali consiste nella scelta di un algoritmo per il calcolo della distanza tra i cluster; infatti, mentre la distanza tra due campioni può essere definita in modo univoco (cartesiana o angolare nel caso specifico di questo programma), la distanza tra gruppi di campioni è un concetto soggetto ad interpretazione.

In questo programma sono stati introdotti tre metodi diversi:

- ◆ Media di Gruppo (Group Media): consiste nel calcolare la distanza tra le coppie di campioni che costituiscono il prodotto cartesiano dei due cluster, e quindi calcolarne il valore medio; è una metodologia che restituisce cluster piuttosto equilibrati spazialment, e dà buoni risultati per applicazioni di tipo generico.
- ◆ Vicino Prossimo (Near Neighbour): tra tutte le coppie di campioni viene scelta quella la cui distanza è minima, e questa distanza viene utilizzata come distanza tra i cluster; questa metodologia permette di riconoscere cluster anche molto allungati, in quanto l'aspetto determinante per l'aggregazione è la regolarità della distribuzione lungo l'asse del cluster.
- ◆ Vicino Lontano (Far Neighbour): tra tutte le coppie di campioni viene scelta quella la cui distanza è massima e questa distanza viene utilizzata come distanza tra i cluster; questa metodologia permette di riconoscere cluster piuttosto tozzi, in quanto l'elemento determinante nell'aggregazione non è tanto la regolarità della distribuzione, quanto il diametro della circonferenza che racchiude i cluster da aggregare.

Gli ultimi due metodi sono piuttosto "estremi" e devono essere utilizzati con attenzione.

L'approccio del clustering non gerarchico è basato sulla iterazione di procedure volte ad "ottimizzare" la distribuzione di cluster noti in modo approssimativo.

La metodologia utilizzata è basata sui seguenti passi:

- definizione di un angolo limite: rappresenta un limite di "accettabilità" dei singoli campioni all'interno dei cluster;
- calcolo del centroide del cluster come correntemente definito;
- verifica degli elementi: si controlla, in base alla distanza angolare limite dal centroide calcolato, quali poli appartengano al cluster.

Si ripetono i passi (2) e (3) fino a quando nessuno dei cluster viene più modificato, cioè si

è raggiunta la convergenza. Questo calcolo viene naturalmente eseguito in parallelo su tutti i cluster, in quanto un campione appartiene potenzialmente al cluster il cui centroide è più vicino e vi appartiene effettivamente se la distanza angolare da esso è inferiore a quella limite; è quindi possibile che durante l'iterazione della procedura alcuni campioni vengano esclusi da qualunque cluster, mentre altri semplicemente migrino dall'uno all'altro.

L'importanza di questo approccio, in particolare nelle applicazioni geomeccaniche dove un polo può rappresentare un gruppo talora numeroso di discontinuità iso-orientate, consiste nel fatto che, mentre il clustering gerarchico è una procedura puramente geometrica, quello non gerarchico tiene conto anche della densità dei poli e quindi permette la migrazione del centroide verso le zone più dense.

Per contro lo svantaggio del clustering non gerarchico è l'approccio "isotropo" al problema, in quanto non tenendo conto di sviluppi approssimativi lineari esso tende a ridurre gli effetti dell'aggregazione gerarchica, in particolare qualora sia stato usato il metodo del Vicino Prossimo.

Un problema generale assai importante nel clustering è quello dei cosiddetti "outsider"; si tratta di campioni apparentemente non appartenenti a nessun cluster o a cluster molto piccoli rispetto a quelli principali. Questi campioni dovrebbero essere sottoposti ad accurate analisi per valutarne la provenienza e l'importanza: oltre che da eventuali errori di lettura e trascrizione possono infatti costituire una sorta di "rumore di fondo", ad esempio nel caso geomeccanico potrebbero essere costituiti da discontinuità disposte in modo casuale che, in quanto tali non sono ripetute e sono insignificanti ai fini di eventuali successive elaborazioni. Essi però possono anche essere un indicatore di fenomeni importanti e significativi quantunque singolari, un classico esempio nei rilievi geostrutturali è quello delle faglie.

In ogni caso il programma non ammette la presenza di outsider ma richiede che tutte le discontinuità siano aggregate ad una famiglia.

Si seleziona quindi un livello di aggregazione introducendo, nella finestra di dialogo che compare sulla sinistra del monitor, il numero di cluster da cui si desidera partire: viene riproposto il raggruppamento corrispondente che può essere incrementato o decrementato facendo click sulle frecce Aumenta e Riduci presenti nella finestra che compare sulla destra del monitor.

La fase successiva permette di effettuare la scelta dei cluster di cui tenere effettivamente conto.: facendo click sulle frecce Aumenta e Riduci il programma evidenzia i cluster in ordine decrescente di numero di punti di appartenenza; nella finestra presente sulla sinistra dello schermo vengono riportati il numero di gruppi considerati ed il numero di

discontinuità appartenenti al cluster. Per confermare una configurazione è sufficiente digitare click sulla freccia OK. Il programma elabora quindi un centroide per ogni famiglia, terminando così la fase di clustering gerarchico.

Viene chiesta infine l'introduzione del valore dell'angolo che definisce l'apertura del cono all'interno del quale possono giacere i poli; sulla base di questo nuovo dato viene ricalcolato un nuovo centroide per ogni famiglia considerata fino a giungere ad una condizione di equilibrio. I centri vengono ricalcolati tenendo conto della densità dei cluster, ma in modo iterativo. Introducendo un valore pari a zero la fase di clustering non gerarchico viene saltata e la configurazione dei cluster resta immutata.

A questo punto è possibile confermare la selezione eseguita facendo click sul pulsante <Conferma> oppure eseguire invece nuove prove facendo click sul pulsante <Ritorna>, che riporta alla scelta del livello di aggregazione.

Il programma trascrive quindi i parametri caratteristici delle famiglie riconosciute all'interno nella tabella visualizzabile con il comando Parametri Famiglie del menu Edizione per permetterne la modifica.

5.2.4. Analisi cinematici con rock 3d

Selezionando questo comando vengono riconosciuti, utilizzando la teoria dei blocchi di Goodman e Shi, tutti i possibili cinematici dei blocchi instabili. Questa analisi è basata sull'ipotesi che ad ogni cinematico (distacco, scivolamento su uno o due piani) sia possibile associare, qualora la geometria del reticolo di discontinuità lo consenta, un ben definito volume di roccia, anche di forma complessa.

Il processo di analisi utilizzato in questa fase è articolato in tre diverse fasi:
riconoscimento di tutte le piramidi di roccia create dall'intersezione dei piani delle famiglie di discontinuità;
riconoscimento di quelle che, in ragione delle forze esterne applicate, sono soggette a possibili movimenti;
riconoscimento fra queste ultime dei blocchi rimuovibili che, in ragione della loro posizione, possono essere in condizioni critiche per la stabilità.

Il programma utilizza per la rappresentazione grafica di linee e piani la proiezione stereografica equiangola sulla semisfera superiore. Questa proiezione, come è noto, utilizza un unico fuoco di proiezione coincidente con uno dei due poli della sfera di proiezione, in questo caso il polo inferiore. Le tracce degli oggetti da proiettare vengono quindi riportate sul

piano equatoriale, utilizzato come piano di proiezione. Caratteristici di questo tipo di proiezione sono i piani che proiettano come cerchi, le linee di intersezione dei piani che sono i punti di intersezione dei cerchi; la proiezione conserva inoltre gli angoli tra i piani. Tutte le direzioni che intercettano la semisfera superiore proiettano entro il cerchio di proiezione mentre tutte le direzioni che intercettano la semisfera inferiore proiettano all'esterno. Si può quindi evidenziare un fatto fondamentale per la teoria dei blocchi: tutte le direzioni uscenti dal centro della sfera, che giacciono all'interno della circonferenza di riferimento, sono rivolte verso l'alto, tutte le direzioni esterne alla circonferenza sono rivolte verso il basso." (Giani, 1988)

Elaborata la proiezione il programma propone a video il relativo diagramma per permettere la selezione della piramide dei blocchi di cui si desidera analizzare i possibili cinematismi.

Nei diagrammi si utilizzano le seguenti convenzioni:

- il cerchio puntinato rappresenta il cerchio di riferimento;
- il cerchio tratteggiato rappresenta la proiezione del fronte;
- i cerchi costruiti con linee continue rappresentano le proiezioni dei piani delle famiglie;
- a ciascun piano è associato un numero progressivo contenuto all'interno di un quadratino.

Con il termine di Joint Pyramid (JP) o piramide dei giunti si intende la sequenza dei semispazi creati dai piani di discontinuità che definiscono delle piramidi di roccia che si affacciano sulle superfici di scavo. Se a queste piramidi, le cui facce si estendono indefinitamente, si aggiunge la superficie di scavo si ottiene la piramide dei blocchi o Block Pyramid (BP).

Come già detto nella prima fase il programma determina tutte le piramidi di roccia (JP) che vengono create in base all'intersezione dei piani calcolati, verificando nella seconda fase se esse siano rimovibili in base alla direzione della forza applicata, che in questo caso è la sola forza di gravità ed è pertanto rivolta verso il basso.

Sono definite come rimuovibili quelle piramidi che per effetto della forza di gravità tendono ad un distacco o ad uno scivolamento in direzione del loro vertice.

Nella figura 5.5 è riportato un esempio di rappresentazione grafica delle famiglie di discontinuità sulla sfera con proiezione stereografica equiangola: il cerchio puntinato rappresenta il piano equatoriale della sfera di rappresentazione mentre il cerchio tratteggiato il piano del fronte. I punti di intersezione delle circonferenze che proiettano i piani di discontinuità rappresentano le rette di intersezione dei piani.

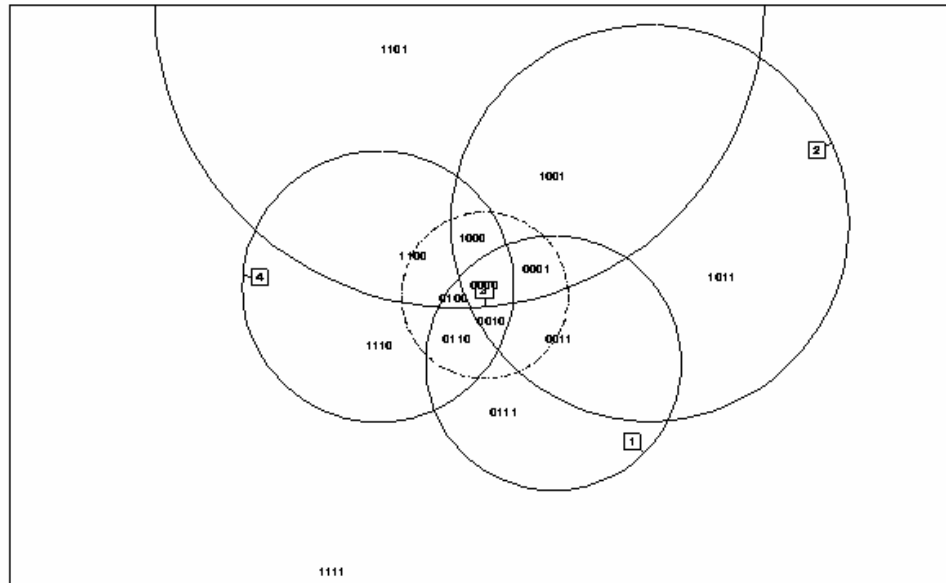


Figura 5.5. Esempio di rappresentazione grafica delle famiglie di discontinuità sulla sfera con proiezione stereografica equiangola. (da Cravero e Gianì, 1988)

In queste due fasi il programma, lavorando su piramidi di roccia e non su blocchi astrae, nella determinazione delle piramidi rimovibili, dalla posizione del fronte.

Con l'introduzione nel calcolo della variabile definita dalla giacitura del fronte si inizia l'ultima fase: vengono quindi analizzate tutte le piramidi rimuovibili per determinare quali fra queste vengano tagliate dal piano del fronte in modo tale che si possa generare un blocco con un possibile sfogo verso la superficie libera.

Al codice della JP si aggiunge quindi una ulteriore cifra; anche in questo caso il codice da usare è 0 (zero) se la BP è posizionata al disopra del semispazio definito dal piano del fronte, 1 (uno) se si trovi al disotto.

Sono rimovibili tutte le JP aventi almeno un vertice che fuoriesce dal cerchio di riferimento, mentre sono stabili quelle con tutti i vertici contenuti nel cerchio di riferimento. Perché la BP sia rimovibile è necessario che tutti i vertici della base siano:

- contenuti all'interno del cerchio rappresentante il fronte nel caso in cui la roccia si trovi al di sotto del fronte stesso;
- esterni al cerchio rappresentante il fronte nel caso in cui la roccia si trovi al di sopra del fronte (fronte aggettante).

Nell'esempio riportato nella figura precedente si è analizzato il caso di un fronte a tetto: in questo caso devono essere analizzate, in quanto rimuovibili, tutte le JP (formate dall'intersezione delle circonferenze proiettate dai piani di discontinuità) completamente esterne al cerchio di rappresentazione del fronte (cioè le JP. 1111, 1011 e 1101).

Poiché la roccia si trova nel semispazio al di sopra del fronte il codice da utilizzare per la chiusura della JP (e la conseguente trasformazione in BP) sarà il codice 0.

Le BP da analizzare saranno pertanto la 11110, la 10110 e la 11010 (figura 5.6).

Il programma presenta quindi il secondo diagramma elaborato, del tutto simile al precedente tranne che per i codici utilizzati per distinguere le BP: in questo caso, infatti, a ciascuna di esse sarà associato il codice del cinematismo ovvero il piano, od i piani, sui quali avviene il possibile scivolamento. È inoltre utilizzato il codice 0 (zero) per indicare il distacco senza scivolamento, ad esempio un distacco e caduta di un cuneo dal tetto di una cavità sotterranea. L'assenza di codici indica una condizione di non rimuovibilità cinematica, sempre in riferimento alla direzione della forza applicata.

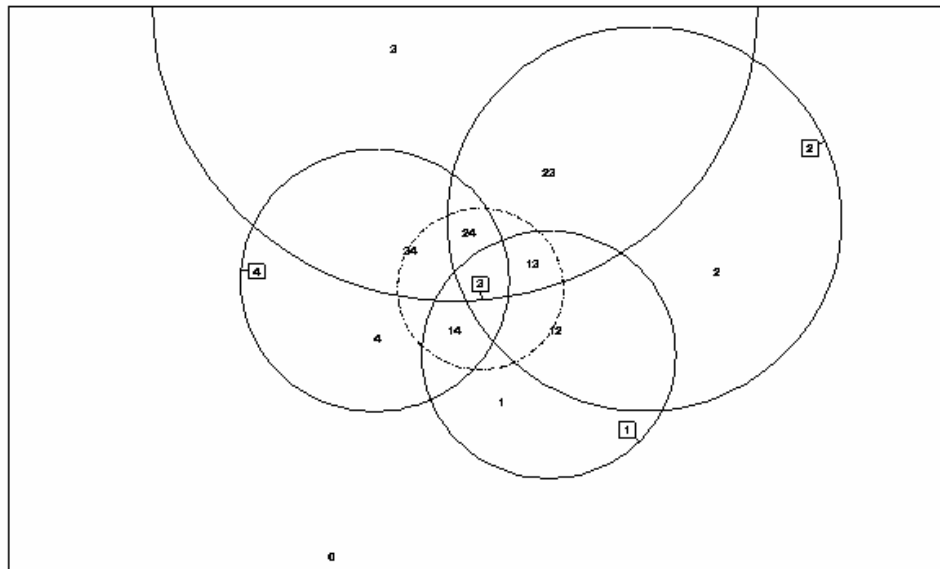


Figura 5.6. Indicazione delle piramidi dei blocchi (da Cravero e Gianì, 1988)

5.2.5. Calcolo mappe reali con rock 3d

Il codice di calcolo permette la generazione delle mappe delle discontinuità reali. Partendo dai dati del rilievo geostrutturale il programma elabora la mappa delle tracce, ipotizzando il parallelismo delle discontinuità appartenenti alla medesima famiglia, ed evidenzia, per la BP scelta, i massimi contorni chiusi dei blocchi rimuovibili.

Per poter eseguire questo comando è ovviamente necessario che siano stati indicati, in sede di introduzione dei dati, la disposizione e la lunghezza delle singole discontinuità.

A questo punto è possibile passare alla fase di calcolo dei volumi dei blocchi oppure scegliere una diversa piramide dei blocchi, utilizzando i relativi comandi di questo stesso menu.

5.2.6. Generazione mappe pseudocasuali con rock 3d

Il codice di calcolo permette la generazione di mappe delle discontinuità casuali.

Partendo dai dati del rilievo geostrutturale il programma elabora una mappa di tracce pseudocasuali sulla base del numero di discontinuità note e della loro lunghezza, mappa che rispetta quindi la distribuzione statistica delle frequenze e delle persistenze misurate sul versante naturale.

Per ogni discontinuità viene calcolata una nuova posizione, parallela a quella reale nel caso in cui non sia stata precedentemente modificata la giacitura del fronte. Qualora si modificano i parametri generali del fronte prima dell'esecuzione di questo comando, non saranno ovviamente mantenuti tali presupposti di parallelismo per le nuove posizioni casuali. Nel caso in cui non siano note le lunghezze esse saranno determinate arbitrariamente dal programma.

Viene innanzitutto chiesto di definire un nuovo nome per la serie di dati generati casualmente, così che non vengano sovrascritti i dati relativi alla mappa reale.

Per l'ultimo cinematismo selezionato il programma determina, in base alle tracce delle discontinuità, i massimi contorni chiusi, non connessi tra loro, utilizzando solo le discontinuità connesse compatibili con il cinematismo in esame. Questa fase dell'analisi e la successiva devono essere ripetute per ogni possibile cinematismo, ricercando così le condizioni di instabilità più gravose.

A questo punto è possibile passare alla fase di calcolo dei volumi dei blocchi oppure scegliere una diversa piramide dei blocchi, utilizzando i relativi comandi di questo stesso menu. In quest'ultimo caso è necessario ricordare che, per analizzare tutti i possibili cinematismi della mappa creata, occorre utilizzare nei calcoli dei restanti cinematismi il comando "Calcoli su Mappe Reali" e non il comando "Calcoli su Mappe Casuali" che porterebbe alla generazione di una nuova mappa.

La produzione di diverse mappe casuali permette di valutare, ipotizzando ovviamente la continuità delle caratteristiche della roccia, un vasto numero di distribuzioni delle discontinuità all'interno dell'ammasso, operazione particolarmente utile nel caso in cui si debbano progettare interventi di sostegno su di un fronte non ancora a vista.

5.2.7. Calcolo blocchi con rock 3d

Il programma determina il solido derivato dall'unione di tutti i poliedri elementari contenuti entro i contorni chiusi, eventualmente anche separati, identificati nella sezione precedente. Di ciascun blocco complesso calcola quindi il volume e le superfici di ciascuna faccia, a cui viene associata la famiglia di appartenenza ed il fattore di sicurezza in condizioni naturali. L'analisi della stabilità prescinde dalla possibile rotazione dei blocchi.

L'elaborazione prosegue con il calcolo della tirantatura, sistematica o individuale per ciascun poliedro elementare, necessaria al conseguimento delle condizioni di stabilità desiderate. In alternativa è possibile ipotizzare una tirantatura sistematica e verificarne quindi l'efficienza; questa opzione si rivela particolarmente utile allorché, essendo state generate mappe di discontinuità pseudocasuali, non sia possibile o non risulti conveniente progettare la tirantatura individuale dei singoli blocchi.

5.3. Applicazione del metodo del blocco chiave alla cava Danzi

L'area oggetto di studio è caratterizzata da numerose fratture per le quali, durante la prestazione di consulenza, sono state compilate apposite schede descrittive che ne riassumono tutte le caratteristiche principali.

Per la Cava Danzi sono state rilevate discontinuità a direzione prevalente NNE – SSW e media N-S ad elevato angolo di inclinazione associato ad un insieme a direzione media ESE – WNW nella parte settentrionale dell'area variante a E – W / ENE – WSW nella parte meridionale sempre ad elevata inclinazione

Come primo passo sono stati individuati sulla tavola autocad (Figura 5.7), rappresentante le principali discontinuità presenti nella cava, tre aree circolari di 20 m di raggio, in corrispondenza degli imbocchi principali, che delimitano l'area oggetto di studio.

In seguito si sono aggiunti tre riquadri, di dimensioni diverse fra loro, che rappresentano il tetto di ciascuna entrata. Il problema considerato è infatti il caso di un fronte a tetto, quindi tutte le fratture analizzate sono quelle che si trovano all'interno dei sopra citati riquadri. L'analisi è stata eseguita con il programma Rock 3D che, come prima operazione, prevede l'introduzione dei dati necessari al programma per le analisi di stabilità. Inizialmente è stata compilata la scheda del rilievo geostrutturale con la quale si è effettuata l'archiviazione dei dati geometrici e geomeccanici, inserendo, per ogni discontinuità, l'inclinazione, espressa in gradi rispetto all'orizzontale, la direzione di immersione, in gradi, indicata in senso orario rispetto al Nord, entrambe ricavate dalle schede descrittive, e la posizione della discontinuità nel fronte (ascissa e ordinata). Il programma prevede che sia utilizzato un sistema cartesiano di coordinate locali (riquadri rossi presenti in Figura 5.7) con l'origine posta nell'angolo in basso a sinistra del fronte; l'asse X segue la base del fronte stesso mentre l'asse Y segue il lato sinistro qualunque sia la sua inclinazione. Per definire la posizione delle discontinuità, all'interno del fronte, è stato necessario indicare il punto di partenza: per le discontinuità subverticali tale punto deve essere obbligatoriamente il più basso, nel caso di tracce parallele

all'asse X il punto di partenza è all'estremità sinistra del riquadro. In ultimo sono state inserite le lunghezze delle discontinuità, definite in metri, l'angolo d'attrito e la coesione.

Successivamente sono stati individuati i parametri geomeccanici delle famiglie provenienti dalla fase di analisi dei cluster eseguita dal programma; di ogni famiglia vengono riportati la giacitura e i parametri geomeccanici medi, derivati dalle informazioni presenti nella scheda del rilievo geostrutturale.

L'analisi di stabilità è stata condotta per cinematismi generati da 4 e 5 famiglie a seconda di come, dalla distribuzione statistica dei poli, risultava più opportuno l'aggregazione.

In fine sono state definite le caratteristiche geometriche del fronte (peso del volume naturale della roccia in kN/m^3 , inclinazione e immersione in gradi, larghezza misurata orizzontalmente alla base e l'altezza misurata nel piano verticale parallelamente al fronte) sul quale sono state rilevate le tracce delle discontinuità.

5.3.1. Analisi delle discontinuità

Imbocco Basso Cava Danzi

Dimensioni riquadro: - altezza 42 m -larghezza 31 m

Diametro circonferenza : 20 m

Tabella 5.1. Dati relativi alle fratture analizzate (imbocco basso).

N° discontinuità	Inclinazione	Dir. immers.	Ascissa	Ordinata	Lunghezza
1	68	280	3,2186	2,597	8,6195
2	70	285	3,9671	3,418	22,9077
3	65	230	4,6187	11,2994	4,1952
4	88	350	5,9835	6,5478	6,8676
5	88	350	7,6133	6,5882	10,7018
6	65	260	8,5552	4,3996	21,4447
7	65	290	8,8855	3,3906	6,2068
8	75	50	9,627	7,4076	3,541
9	20	200	11,661	7,7181	3,194
10	70	290	12,8287	12,627	2,7533
11	45	270	14,2144	1,3345	4,9489
12	70	260	18,1432	1,7601	10,4524
13	50	265	22,9948	5,2698	6,0871
14	40	270	13,7396	28,3719	10,4359
15	30	210	17,6299	20,4129	11,2428
16	40	220	22,7088	25,0563	5,5666
17	60	240	22,0219	18,0355	11,7712

Caratteristiche giunti

Tabella 5.2. Caratteristiche giunti imbocco basso (5 famiglie).

Spaziatura	Distanza	Persistenza	Inclinazione	Direzione d'immersione	Denominazione famiglia
0,8	0,2	10	56,652	273,222	A
1	0,3	9	87,973	343,364	B
2	0,3	8	62,41	234,886	C
2	0,5	9	31,846	214,537	D
2	0,3	8	75	50	E

Tabella 5.3. Caratteristiche giunti imbocco basso (4 famiglie).

Spaziatura	Distanza	Persistenza	Inclinazione	Direzione d'immersione	Denominazione famiglia
0,8	0,2	10	56,652	273,222	F
1	0,3	9	38,174	221,158	G
2	0,3	8	75	50	H
2	0,5	9	87,973	343,364	I

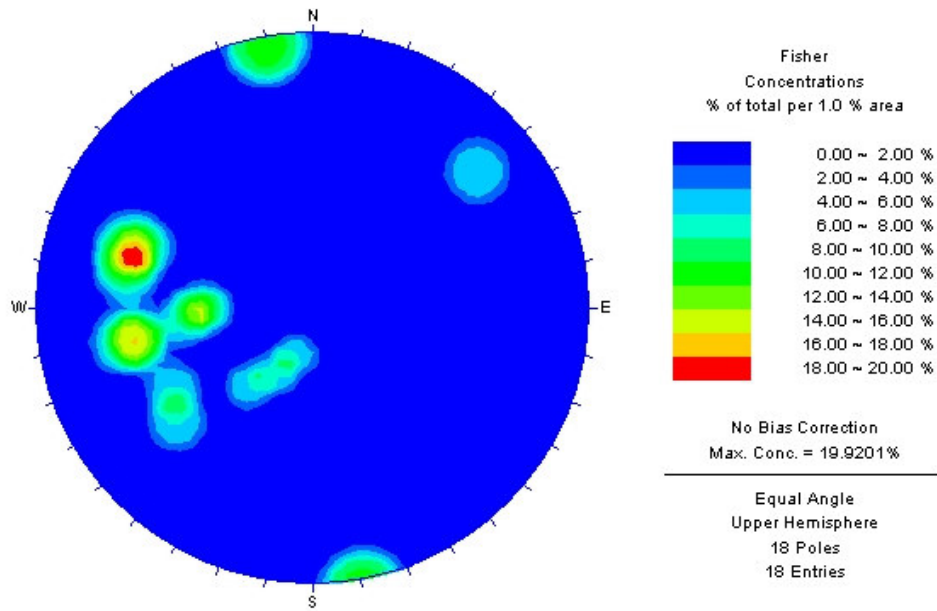


Figura 5.8. Diagrammi di uguale frequenza di poli rilevati nella Cava

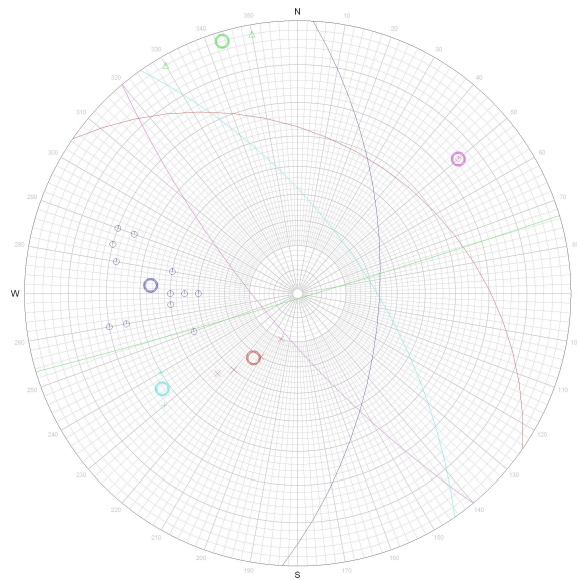


Figura 5.9. Cerchi meridiani e poli delle famiglie di discontinuità individuate mediante l'analisi dei cluster

Imbocco Centrale Cava Danzi

Dimensioni riquadro: - altezza 38 m - larghezza 28 m

Diametro circonferenza : 20 m

Tabella 5. 4. Dati relativi alle discontinuità analizzate (imbocco centrale).

N° discontinuità	Inclinazione	Dir immers.	Ascissa	Ordinata	Lunghezza
1	20	200	17,5928	1,0605	26,3713
2	10	190	13,0188	8,332	12,421
3	20	200	17,3218	8,589	4,7498
4	50	230	7,2879	17,9405	20,0538
5	88	300	23,5447	27,2553	4,0286
6	80	170	10,8395	27,7638	9,7787
7	88	170	16,6104	31,0678	2,8117
8	60	240	18,7133	33,1541	3,1634

Caratteristiche giunti

Tabella 5.6. Caratteristiche giunti imbocco centrale (5 famiglie).

Spaziatura	Distanza	Persistenza	Inclinazione	Direzione d'immersione	Denominazione Famiglia
1	0,2	12	18,797	199,878	L
2	0,5	14	63,25	243,514	M
1	0,2	5	84	170	N
2	0,3	10	88	300	O
0,2	0,2	8	44,892	225,439	P

Tabella 5.7. Caratteristiche giunti imbocco centrale (4 famiglie).

Spaziatura	Distanza	Persistenza	Inclinazione	Direzione d'immersione	Denominazione Famiglia
1	0,2	12	18,797	199,878	Q
2	0,5	14	55,619	237,296	R
1	0,2	5	84	170	S
2	0,3	10	88	300	T

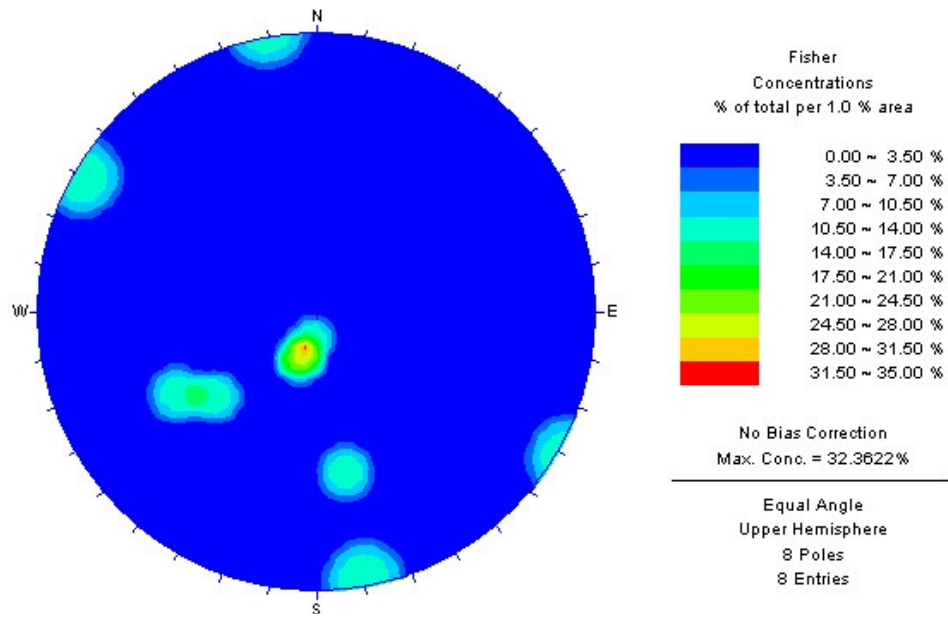


Figura 5.10. Diagrammi di ugual frequenza di poli rilevati nella Cava Danzi imbocco centrale

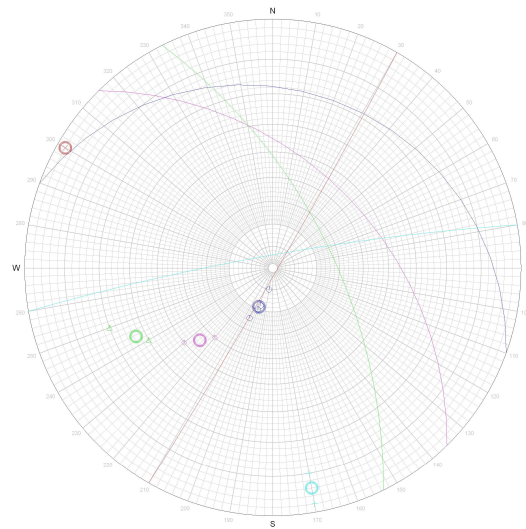


Figura 5.11. Cerchi meridiani e poli delle famiglie di discontinuità individuate mediante l'analisi dei cluster

Imbocco Alto Cava Danzi

Dimensioni riquadro: - altezza 34 - larghezza 30 m

Diametro circonferenza : 20 m

Tabella 5.8. Dati relativi alle fratture analizzate (imbocco alto).

N° discontinuità	inclinazione	dir. immers.	ascissa	ordinata	lunghezza
1	30	210	2,9885	5,1667	2,8318
2	78	24	31,3757	1,3699	3,1823
3	75	340	26,1565	6,1265	1,1621
4	88	100	27,0225	6,6301	12,1374
5	88	110	17,82	16,5868	29,2051
6	88	110	17,4579	14,8134	12,5764
7	88	350	20,5084	9,8232	3,6688
8	64	280	23,8659	8,4325	5,015
9	20	200	21,6753	15,2995	7,0741
10	88	15	33,9451	16,6119	5,4365
11	32	280	25,9543	23,4931	8,3806
12	88	120	17,9212	23,7729	7,8659
13	88	100	7,7931	7,7361	4,19

Caratteristiche giunti

Tabella 5.9. Caratteristiche giunti imbocco alto (5 famiglie).

Spaziatura	Distanza	Persistenza	Inclinazione	Direzione d'immersione	Denominazione Famiglia
1	0,2	8	16,219	197,288	U
2	0,5	5	78,533	340,208	V
1	0,2	12	78	240	Z
1	0,5	5	85,767	286,305	W
1	0,3	3	32	280	Y

Tabella 5.10. Caratteristiche giunti imbocco alto (4 famiglie).

Spaziatura	Distanza	Persistenza	Inclinazione	Direzione d'immersione	Denominazione Famiglia
1	0,2	8	15,451	221,275	X
2	0,5	5	85,767	286,305	A1
1	0,2	12	78,533	340,208	B1
1	0,5	5	78	240	C1

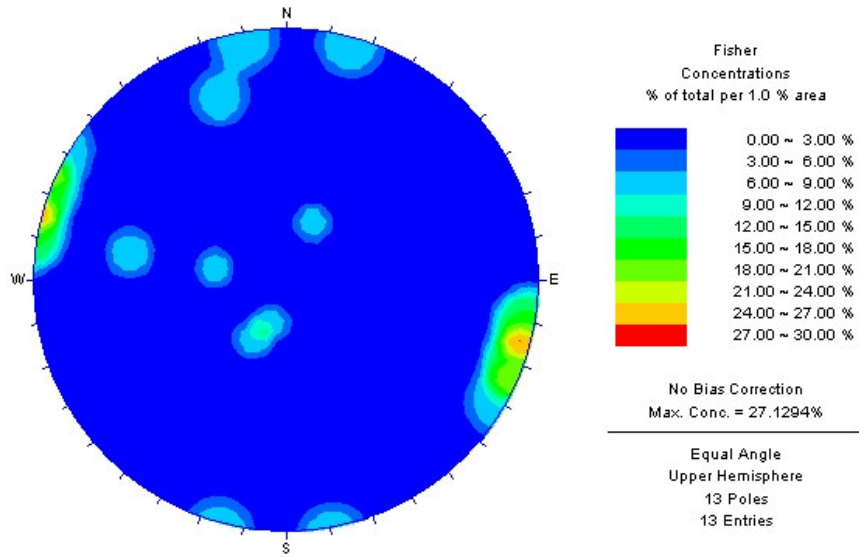


Figura 5.12. Diagrammi di ugual frequenza di poli rilevati nella Cava Danzi imbocco alto

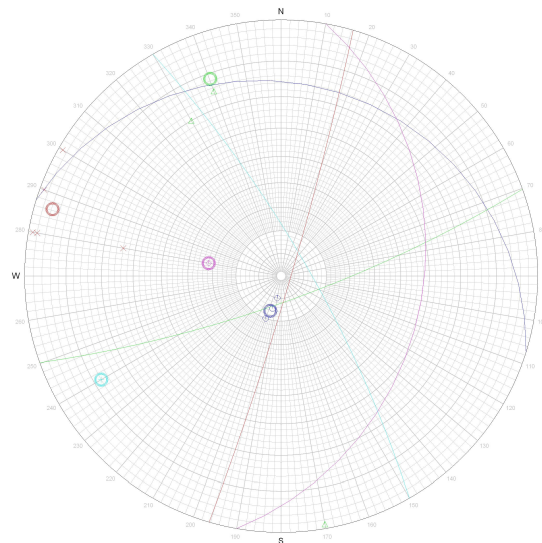


Figura 5.13. Cerchi meridiani e poli delle famiglie di discontinuità individuate mediante l'analisi dei cluster

Calcolo dei potenziali blocchi instabili: Cava Danzi Imbocchi

Adottando la procedura precedentemente illustrata sono stati trattati separatamente i dati rilevati in corrispondenza di ogni imbocco, sono stati individuati i cinematismi e per ogni cinematismo individuato il programma ha determinato, in base alla tracce delle discontinuità rilevate sul tetto, i massimi contorni chiusi, non connessi tra loro, utilizzando solo le discontinuità compatibili con il cinematismo in esame. Questa fase e la successiva sono state ripetute per ogni possibile cinematismo, ricercando così le condizioni di instabilità più gravose.

Sono state in seguito generate mappe di discontinuità pseudocasuali che rispettano la distribuzione statistica delle frequenze e delle persistenze misurate sul tetto.

Successivamente si è svolta la completa ricostruzione geometrica dei blocchi complessi; il programma ha determinato il solido derivato dall'unione di tutti i poliedri elementari contenuti entro i contorni chiusi e per ciascuno di questi ha calcolato i volumi e le superfici.

Di seguito sono stati riportati tre esempi, uno per ogni imbocco, di analisi dei blocchi con il programma ROCK 3D. Di seguito viene riportato a titolo di esempio il caso di fronte a tetto dell'imbocco basso di cava Danzi. Successivamente sono riportate schematizzati i risultati ottenuti in tutti e tre gli imbocchi.

Nel caso di seguito descritto, sono state analizzate, in quanto removibili, tutte le JP formate dall'intersezione delle cerchi meridiani proiettate dei piani di discontinuità completamente esterne al cerchio di rappresentazione del fronte cioè le JP 10111, 11111, 11011, 01011, 10011, 00111. Poiché la roccia si trova nel semispazio al di sopra del fronte il codice utilizzato per la chiusura della JP è stato il codice 0.

Il programma ha realizzato un secondo diagramma simile al precedente tranne, che per i codici utilizzati, per distinguere le piramidi dei blocchi, ossia le piramidi dei giunti alle quali sono state aggiunte la superficie di scavo; in questo caso infatti a ciascuna di esse è stato associato il codice del cinematismo ovvero il piano, o i piani, sui quali avviene il possibile scivolamento.

Successivamente ROCK 3D partendo dai dati del rilievo geostrutturale ha elaborato una mappa di tracce pseudocasuali sulla base del numero di discontinuità note e della loro lunghezza, mappa che rispetta la distribuzione statistica delle frequenze e delle persistenze misurate.

Questa fase dell'analisi sono state ripetute per ogni possibile cinematismo, ricercando così le condizioni di instabilità più gravose.

A questo punto è stata ricostruita la geometria dei blocchi complessi e ne è stato calcolato il volume. Il programma ha determinato il solido derivato dall'unione di tutti i poliedri elementari contenuti entro i contorni chiusi trovati nella fase precedente. Di ciascun blocco è stato calcolato il volume e le superfici di ciascuna faccia a cui viene associata la famiglia di appartenenza e il fattore di sicurezza in condizioni naturali.

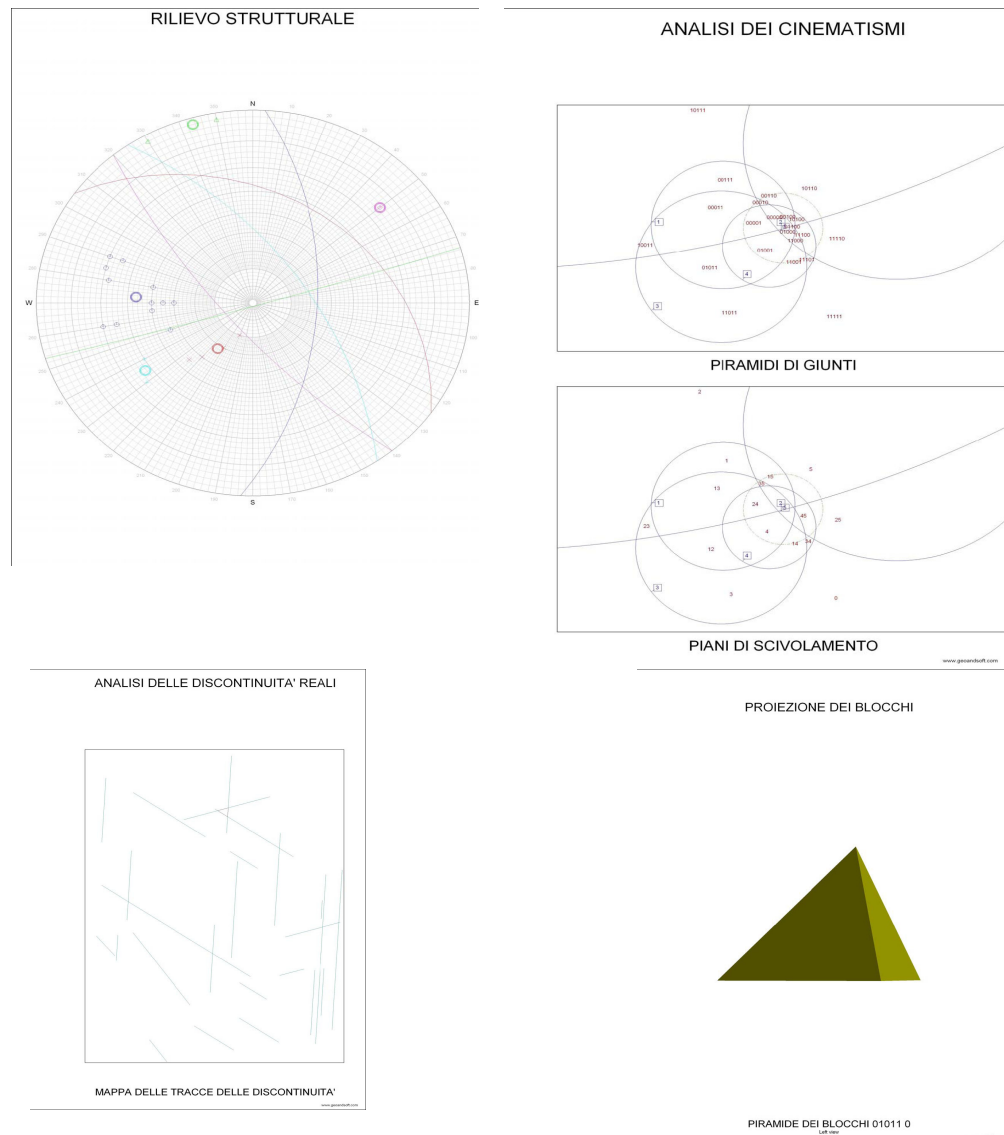


Figura 5.14. In alto a sinistra rappresentazione dei piani di discontinuità in proiezione sferica; in alto a destra rappresentazione dei piani di discontinuità in proiezione equiangola e individuazione dei cinematismi, Tracce dei piani di discontinuità misurate in un rilievo, illustrazione esemplificativa di una piramide dei blocchi delimitata da più piani di discontinuità.

Terminata la fase relativa al calcolo dei blocchi si è analizzato per ciascun imbocco le direzioni di scivolamento (angolo di direzione e di immersione) dei blocchi potenzialmente instabili, il loro fattore di sicurezza ed il volume potenzialmente instabile.

Di seguito, nella tabella 5.11, sono riportati i risultati delle analisi di stabilità ottenuti per i tre imbocchi di Cava Danzi, considerando cautelativamente l'angolo d'attrito pari a 25° e coesione nulla. Per ogni imbocco si sono considerate aggregazioni a 4 e a 5 famiglie rispettivamente.

Tabella 5.11. Caratteristiche geometriche dei cinematismi individuati

imbocco	n° cinematismi	volume instabile [m ³]	n° blocchi	Direzione di scivolamento		Tipo di scivolamento	FS
basso 5 famiglie							
	cinematismi	vol. blocchi (m ³)	n° blocchi				
	01011	2,837	1	A(56,65°/273,22°)	B(87,97°/343,36°)	3D	<1
	10011	4,429	1	B(87,97°/343,36°)	C(62,41°/234,89°)	3D	<1
	11011	0,047	1	A(56,65°/273,22°)		2D	<1
TOT	3	7,266	3				
basso 4 famiglie							
	cinematismi	vol. blocchi (m ³)	n° blocchi				
	1110	5,178	1	F(56,65°/273,22°)	I(87,97°/343,36°)	3D	<1
	1111	1,105	1	F(56,65°/273,22°)	I(87,97°/343,36°)	3D	<1
TOT	3	6,283	3				
centrale 5 famiglie							
	cinematismi	vol. blocchi (m ³)	n° blocchi				
	10010	0,658	1	O(88°/300°)	P(44,89°/225,44°)	3D	<1
	11010	0,089	1	M(63,25°/243,51°)	P(44,89°/225,44°)	3D	>1
TOT	2	0,747	2				
centrale 4 famiglie							
	cinematismi	vol. blocchi (m ³)	n° blocchi				
	1001	11,865	1	R(55,62°/237,3°)	O(88°/300°)	3D	<1
		0,003	1	R(55,62°/237,3°)	O(88°/300°)	3D	<1
	1000	2,207	1	R(55,62°/237,3°)	O(88°/300°)	3D	<1
	1100	4,849	1	R(55,62°/237,3°)	O(88°/300°)	3D	<1
TOT	3	18,924	4				
alto 5 famiglie							
	cinematismi	vol. blocchi (m ³)	n° blocchi				
	10001	15,194	1	V(78,53°/340,21°)	Z(78°/240°)	3D	<1

	11000	0,577	1	V(78,53°/340,21°)		2D	>1
	11011	0,684	1	U(16,22°/197,29°)	W(85,77°/286,31°)	3D	>1
	11001	0,036	1	V(78,53°/340,21°)	Z(78°/240°)	3D	<1
TOT	4	16,491	4				
alto 4 famiglie							
	cinematismi	vol. blocchi (m ³)	n° blocchi				
	1110	0,004	1	A1(85,77°/286,31°)	C1(78°/240°)	3D	<1
	1010	0,109	1	C1(78°/240°)		2D	<1
TOT	2	0,113	2				

Sono state inoltre condotte numerose analisi parametriche allo scopo di valutare l'influenza delle caratteristiche di resistenza delle discontinuità.

E' necessario evidenziare come le prove di taglio effettuate sulle discontinuità abbiano evidenziato valori di angolo di resistenza al taglio di picco e residuo rispettivamente di 54° e 41° circa e i rilievi effettuati abbiano evidenziato la presenza di discontinuità con persistenza inferiore al 100%.

I valori di alcuni parametri di resistenza al taglio come quelli dovuti alla dilatanza e alla resistenza delle asperità delle superfici rugose a contatto non sono stati considerati nell'assunzione del valore dell'angolo d'attrito pari a 25°, che è quindi da considerarsi come residuo. Questi incrementi alla resistenza a taglio offerti dalla dilatanza e dalla resistenza delle asperità non sono liberi da effetti di scala e dipendono dalle dimensioni delle aree delle superfici a contatto. Per tener conto di questi fattori l'analisi parametrica parte da un valore inferiore dell'angolo d'attrito e cresce fino a raggiungere il presumibile valore di picco in corrispondenza di blocchi più piccoli con superfici a contatto rugose.

Cava Danzi Imbocco basso

Di seguito sono riportati i diagrammi che rappresentano l'andamento del fattore di sicurezza in funzione della variazione di coesione (in questo caso la coesione ha il significato di apparente in quanto tiene conto della dilatanza e della resistenza delle asperità), con angolo d'attrito fissato (25°), e della variazione dell'angolo d'attrito, con coesione nulla (è questo il caso in cui entrano in gioco la dilatanza e la resistenza delle asperità). La presenza della coesione è stata analizzata per valutare l'effetto di discontinuità non completamente persistenti.

Per ogni retta ottenuta è stata poi trovata l'equazione di regressione.

Blocco 11011

Tabella 5.12. Verifica di stabilità del blocco 11011

coesione	angolo d'attrito	Volume	distanza dal fronte	fattore di sicurezza
300	25	0,047	0,302	22,862
200	25	0,047	0,302	15,343
100	25	0,047	0,302	7,825
0	20	0,047	0,302	0,239
0	25	0,047	0,302	0,306
0	30	0,047	0,302	0,379
0	35	0,047	0,302	0,46

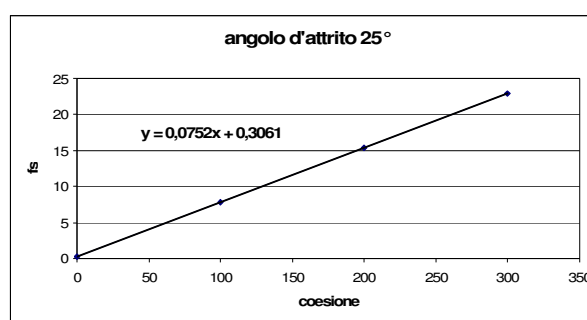


Figura 5.15. Variazione del fattore di sicurezza al variare della coesione

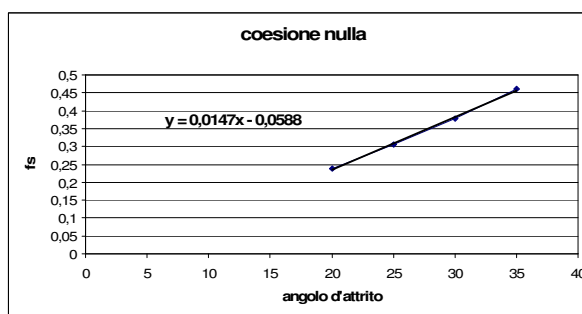


Figura 5.16. Variazione del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Blocco 10011

Tabella 5.13. Verifica di stabilità del blocco 10011

coesione	angolo d'attrito	Volume	distanza dal fronte	fattore di sicurezza
300	25	4,429	8,431	34,822
200	25	4,429	8,431	23,335
100	25	4,429	8,431	11,848
0	20	4,429	8,431	0,283
0	25	4,429	8,431	0,362
0	30	4,429	8,431	0,449
0	35	4,429	8,431	0,544

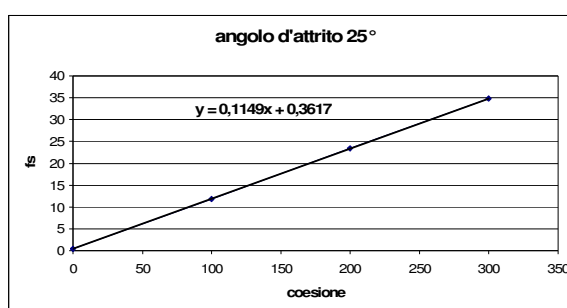


Figura 5.17. Variazione del fattore di sicurezza al variare della coesione

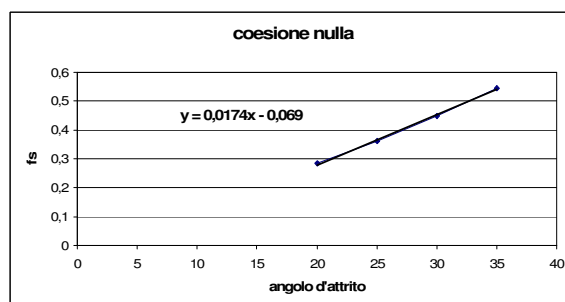


Figura 5.18. Variazione del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Blocco 01011

Tabella 5.14. Verifica di stabilità del blocco 01011

coesione	angolo d'attrito	volume	distanza dal fronte	fattore di sicurezza
300	25	2,837	1,71	20,907
200	25	2,837	1,71	14,077
100	25	2,837	1,71	7,247
0	20	2,837	1,71	0,326
0	25	2,837	1,71	0,417
0	30	2,837	1,71	0,517
0	35	2,837	1,71	0,627

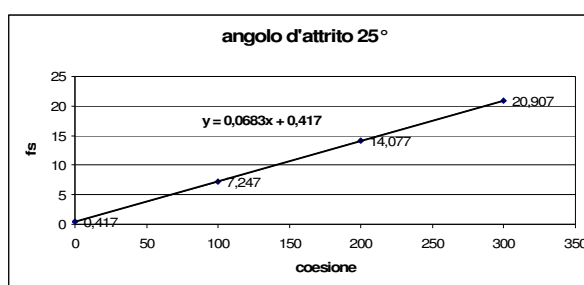


Figura 5.19. Variazione del fattore di sicurezza al variare della coesione

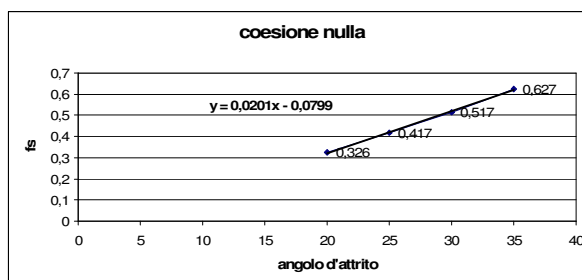


Figura 5.20. Variazione del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Blocco 0111

Tabella 5.15. Verifica di stabilità del blocco 0111

coesione	angolo d'attrito	volume	distanza dal fronte	fattore di sicurezza
300	25	5,178	2,797	19,942
200	25	5,178	2,797	13,434
100	25	5,178	2,797	6,925
0	20	5,178	2,797	0,326
0	25	5,178	2,797	0,417
0	30	5,178	2,797	0,517
0	35	5,178	2,797	0,627

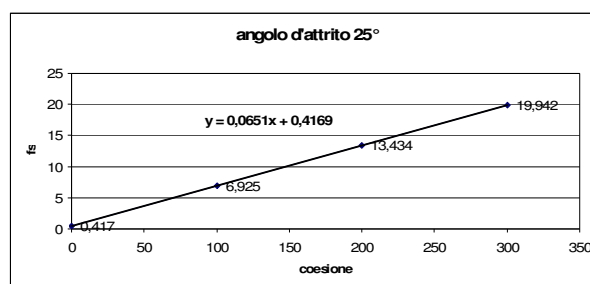


Figura 5.21. Variazione del fattore di sicurezza al variare della coesione

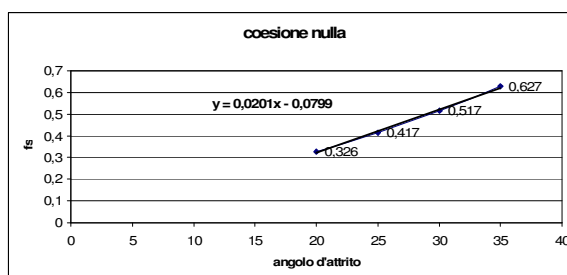


Figura 5.22. Variazione del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Blocco 1111

Tabella 5.16. Verifica di stabilità del blocco 1111

coesione	angolo d'attrito	volume	distanza dal fronte	fattore di sicurezza
300	25	1,105	1,671	33,089
200	25	1,105	1,671	22,198
100	25	1,105	1,671	11,308
0	20	1,105	1,671	0,326
0	25	1,105	1,671	0,417
0	30	1,105	1,671	0,517
0	35	1,105	1,671	0,627

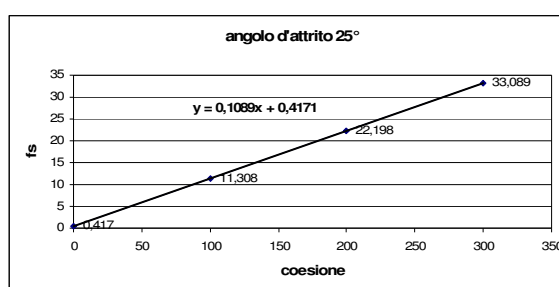


Figura 5.23. Variazione del fattore di sicurezza al variare della coesione

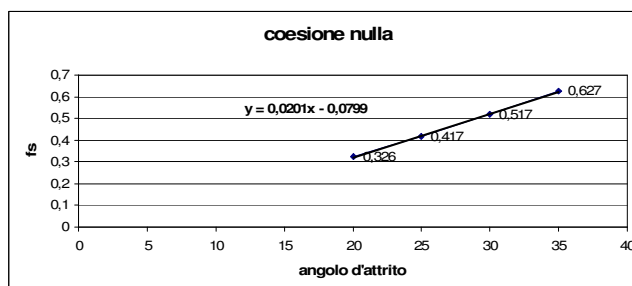


Figura 5.24. Variazione del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Cava Danzi Imbocco Centrale

Blocco 11010

Tabella 5.17. Verifica di stabilità del blocco 11010

coesione	angolo d'attrito	volume	distanza dal fronte	fattore di sicurezza
300	25	0,089	0,506	226,53
200	25	0,089	0,506	151,965
100	25	0,089	0,506	77,471
0	20	0,089	0,506	2,325
0	25	0,089	0,506	2,976
0	30	0,089	0,506	3,689
0	35	0,089	0,506	4,474

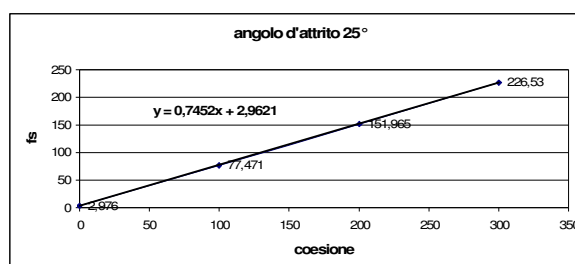


Figura 5.25. Variazione del fattore di sicurezza al variare della coesione

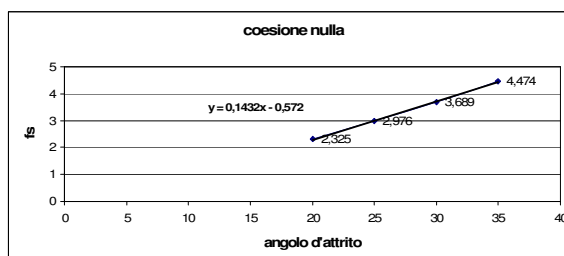


Figura 5.26. Variazione del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d' attrito

Blocco 10010

Tabella 5.17. Verifica di stabilità del blocco 10010

coesione	angolo d'attrito	volume	Distanza dal fronte	fattore di sicurezza
300	25	0,658	0,463	20,043
200	25	0,658	0,463	13,553
100	25	0,658	0,463	7,062
0	20	0,658	0,463	0,447
0	25	0,658	0,463	0,572
0	30	0,658	0,463	0,709
0	35	0,658	0,463	0,86

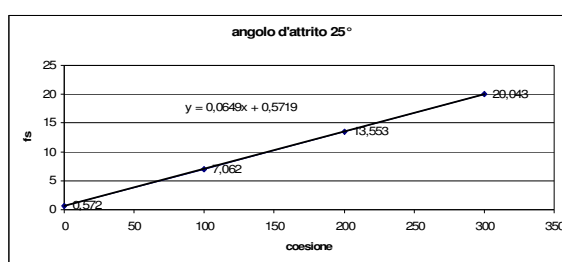


Figura 5.27. Variazione del fattore di sicurezza al variare della coesione

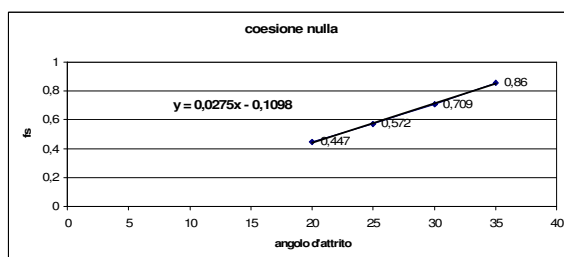


Figura 5.28. Variazione del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Blocco 1001

Tabella 5.18. Verifica di stabilità del blocco 1001

coesione	angolo d'attrito	volume	distanza dal fronte	fattore di sicurezza
300	25	11,865	1,232	4,946
200	25	11,865	1,232	3,468
100	25	11,865	1,232	1,99
0	20	11,865	1,232	0,4
0	25	11,865	1,232	0,513
0	30	11,865	1,232	0,635
0	35	11,865	1,232	0,771

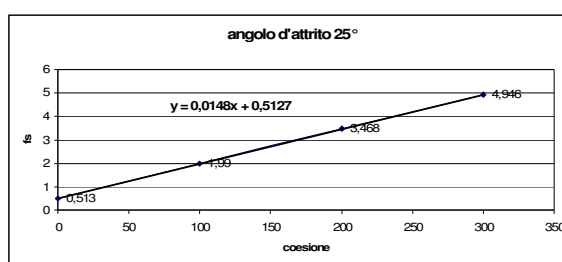


Figura 5.29. Variazione del fattore di sicurezza al variare della coesione

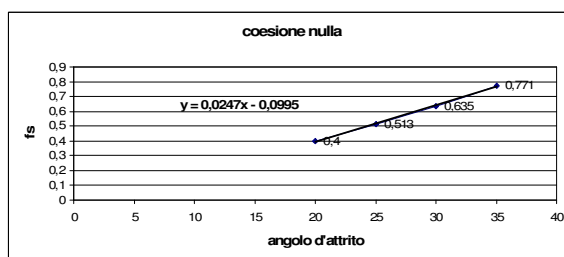


Figura 5.30. Variazione del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Blocco 1000

Tabella 5.19. Verifica di stabilità del blocco 1000

coesione	angolo d'attrito	volume	distanza dal fronte	fattore di sicurezza
300	25	2,207	0,703	8,279
200	25	2,207	0,703	5,69
100	25	2,207	0,703	3,102
0	20	2,207	0,703	0,4
0	25	2,207	0,703	0,513
0	30	2,207	0,703	0,635
0	35	2,207	0,703	0,771

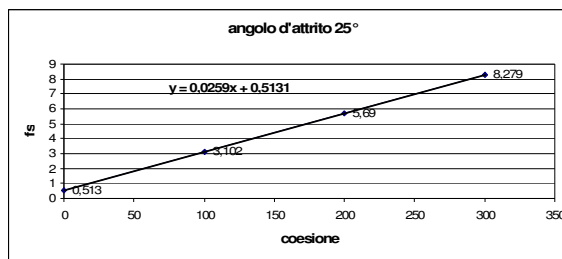


Figura 5.31. Variazione del fattore di sicurezza al variare della coesione

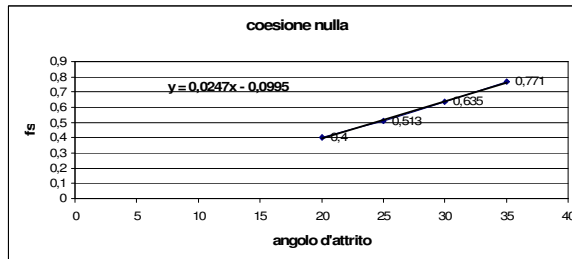


Figura 5.32. Variazione del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Blocco 1100

Tabella 5.20. Verifica di stabilità del blocco 1100

coesione	angolo d'attrito	volume	distanza dal fronte	fattore di sicurezza
300	25	4,849	0,914	6,487
200	25	4,849	0,914	4,496
100	25	4,849	0,914	2,504
0	20	4,849	0,914	0,4
0	25	4,849	0,914	0,513
0	30	4,849	0,914	0,635
0	35	4,849	0,914	0,771

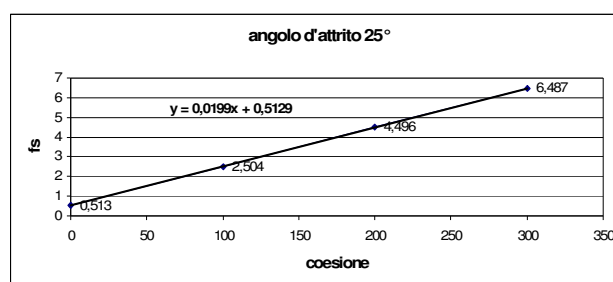


Figura 5.33. Variazione del fattore di sicurezza al variare della coesione

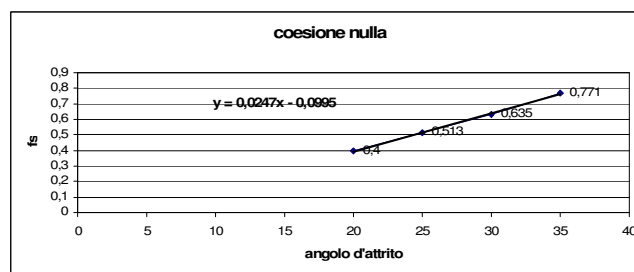


Figura 5.34. Variazione del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Blocco 1001

Tabella 5.21. Verifica di stabilità del blocco 1001

coesione	angolo d'attrito	volume	distanza dal fronte	fattore di sicurezza
300	25	0,003	0,082	66,862
200	25	0,003	0,082	44,746
100	25	0,003	0,082	22,63
0	20	0,003	0,082	0,4
0	25	0,003	0,082	0,4
0	30	0,003	0,082	0,635
0	35	0,003	0,082	0,771

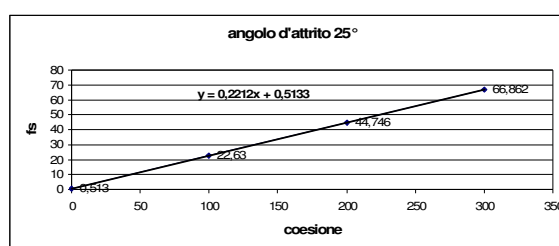


Figura 5.35. Variazione del fattore di sicurezza al variare della coesione

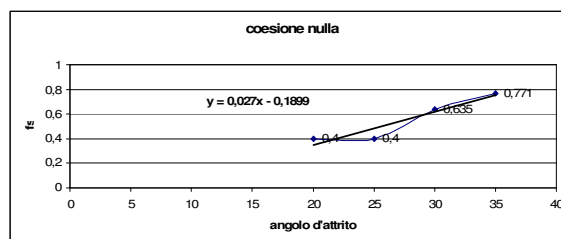


Figura 5.36. Variazione del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Cava Danzi Imbocco Alto

Blocco 10001

Tabella 5.22. Verifica di stabilità del blocco 10001

coesione	angolo d'attrito	volume	distanza dal fronte	fattore di sicurezza
300	25	15,194	1,46	3,767
200	25	15,194	1,46	2,587
100	25	15,194	1,46	1,408
0	20	15,194	1,46	0,178
0	25	15,194	1,46	0,228
0	30	15,194	1,46	0,283
0	35	15,194	1,46	0,343

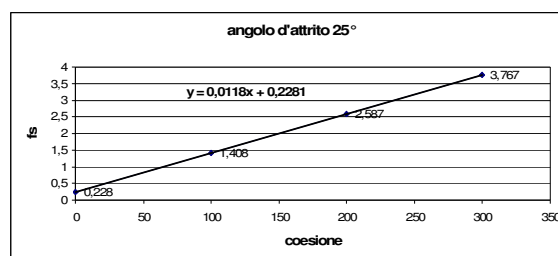


Figura 5.37. Variazione del fattore di sicurezza al variare della coesione

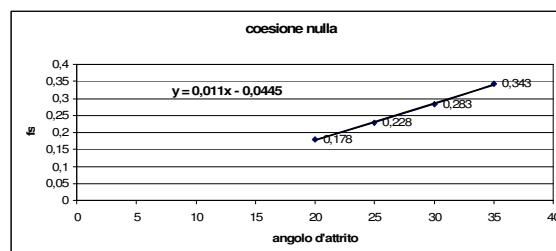


Figura 5.38. Variazione del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Blocco 11000

Tabella 5.23. Verifica di stabilità del blocco 11000

coesione	angolo d'attrito	volume	distanza dal fronte	fattore di sicurezza
300	25	0,577	0,46	26,275
200	25	0,577	0,46	17,869
100	25	0,577	0,46	9,464
0	20	0,577	0,46	0,827
0	25	0,577	0,46	1,058
0	30	0,577	0,46	1,311
0	35	0,577	0,46	1,591

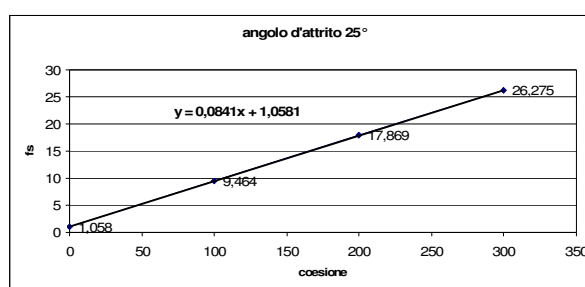


Figura 5.39. Variazione del fattore di sicurezza al variare della coesione

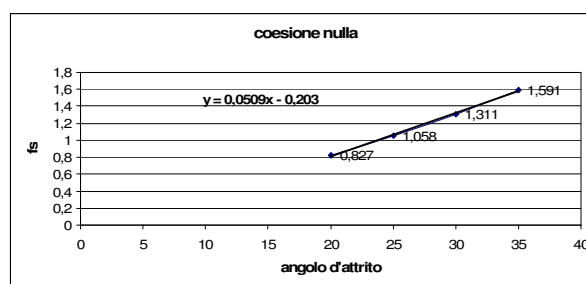


Figura 5.40. Variazione del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Blocco 11011

Tabella 5.24. Verifica di stabilità del blocco 11011

coesione	angolo d'attrito	volume	distanza dal fronte	fattore di sicurezza
300	25	0,684	0,552	131,977
200	25	0,684	0,552	88,421
100	25	0,684	0,552	45,012
0	20	0,684	0,552	1,252
0	25	0,684	0,552	1,603
0	30	0,684	0,552	1,987
0	35	0,684	0,552	2,409

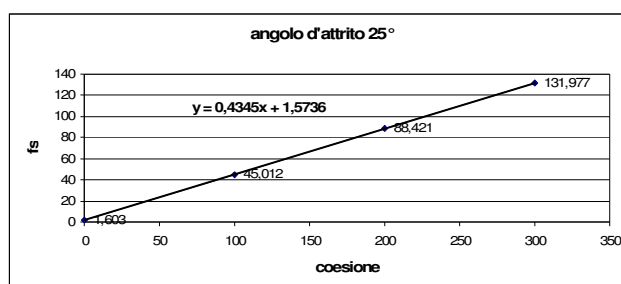


Figura 5.41. Variazione del fattore di sicurezza al variare della coesione

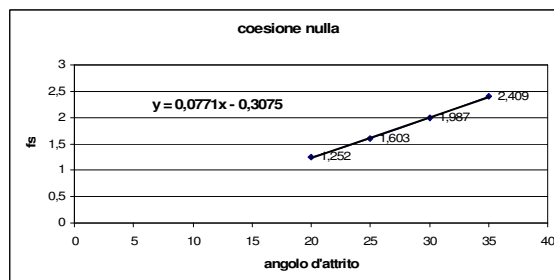


Figura 5.42. Variazione del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Blocco 11001

Tabella 5.25. Verifica di stabilità del blocco 11001

coesione	angolo d'attrito	volume	distanza dal fronte	fattore di sicurezza
300	25	0,036	0,17	33,993
200	25	0,036	0,17	22,738
100	25	0,036	0,17	11,483
0	20	0,036	0,17	0,178
0	25	0,036	0,17	0,228
0	30	0,036	0,17	0,283
0	35	0,036	0,17	0,343

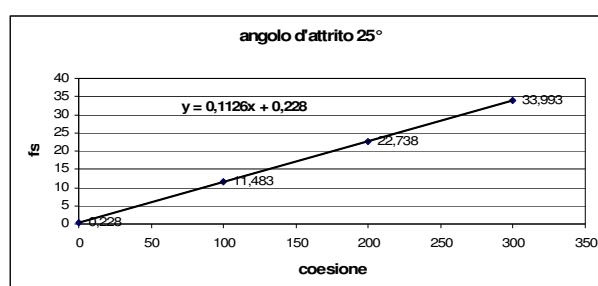


Figura 5.43. Variazione del fattore di sicurezza al variare della coesione

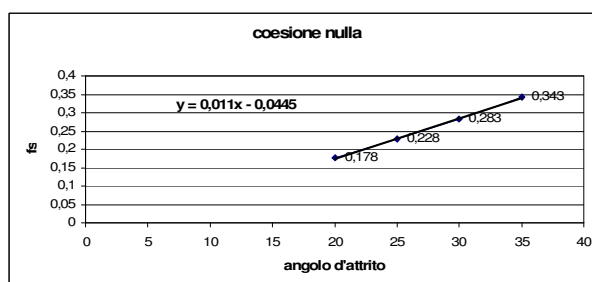


Figura 5.44. Variazione del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Blocco 1110

Tabella 5.26. Verifica di stabilità del blocco 1110

coesione	angolo d'attrito	volume	distanza dal fronte	fattore di sicurezza
300	25	0,004	0,079	110,475
200	25	0,004	0,079	73,719
100	25	0,004	0,079	36,962
0	20	0,004	0,079	0,161
0	25	0,004	0,079	0,206
0	30	0,004	0,079	0,255
0	35	0,004	0,079	0,31

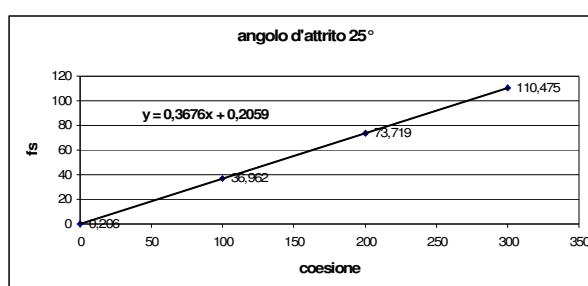


Figura 5.45. Variazione del fattore di sicurezza al variare della coesione

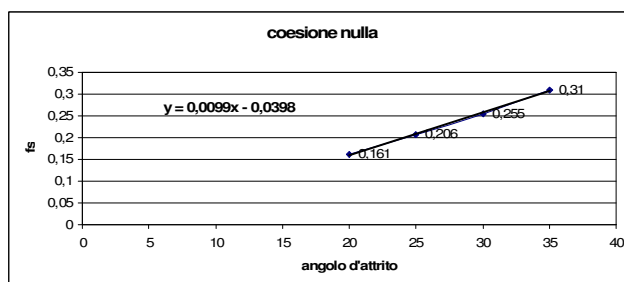


Figura 5.46. Variazione del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Blocco 1010

Tabella 5.27. Verifica di stabilità del blocco 1010

coesione	angolo d'attrito	volume	distanza dal fronte	fattore di sicurezza
300	25	0,109	0,283	0,099
200	25	0,109	0,283	0,099
100	25	0,109	0,283	0,099
0	20	0,109	0,283	0,077
0	25	0,109	0,283	0,099
0	30	0,109	0,283	0,122
0	35	0,109	0,283	0,148

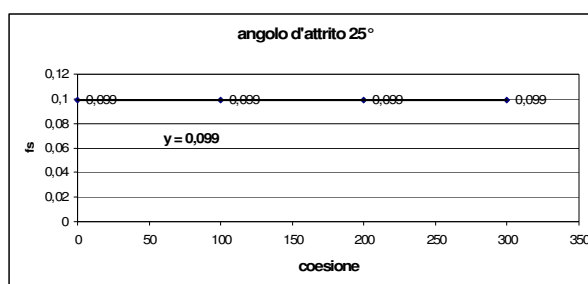


Figura 5.47. Variazione del fattore di sicurezza al variare della coesione

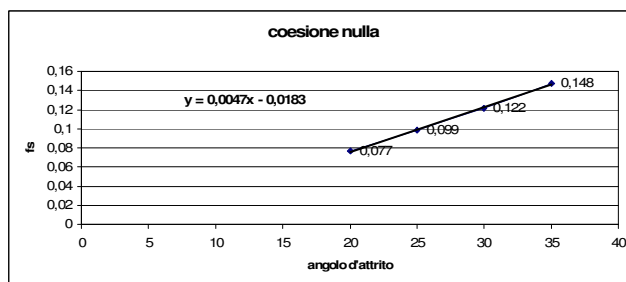


Figura 5.48. Variazione del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Di seguito è riportato un esempio di diagrammi rappresentanti l'andamento del fattore di sicurezza in funzione di:

- coesione con angolo d'attrito fissato (25°)
- angolo d'attrito con coesione nulla

confrontando in ogni grafico tutti i blocchi appartenenti all'imbocco centrale nell'ipotesi di clustering in 4 e 5 famiglie di discontinuità.

I primi sono stati ottenuti ricavando, dall'equazione di regressione tra fattore di sicurezza e coesione, i valori previsti di coesione con fattore di sicurezza variante nell'intervallo $[0,5;2]$ con passo 0,5. I secondi si sono ricavati dall'equazione di regressione fra fattore di sicurezza e angolo d'attrito, calcolando i valori previsti di angolo d'attrito con fattore di sicurezza variante nell'intervallo $[0,5;2]$ con passo 0,5.

Ipotesi 5 sistemi – Imbocco centrale cava Danzi

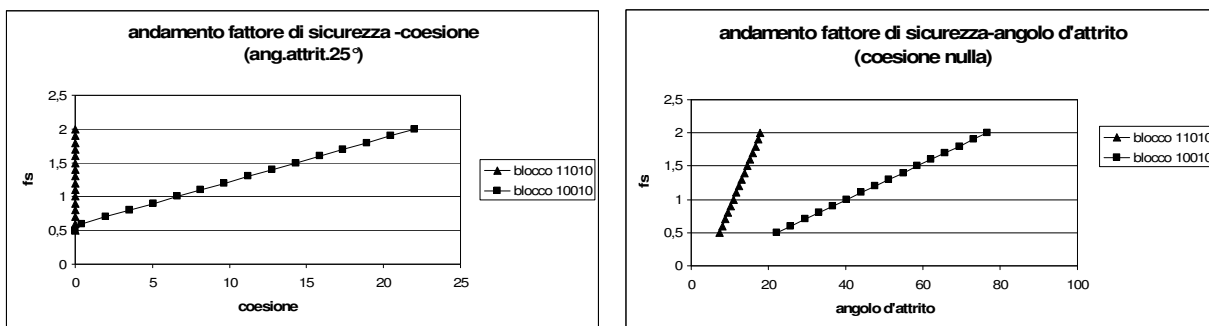


Figure 5.49.a) Andamento fattore di sicurezza al variare della coesione 5.49.b) Andamento del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Ipotesi 4 sistemi Imbocco centrale cava Danzi

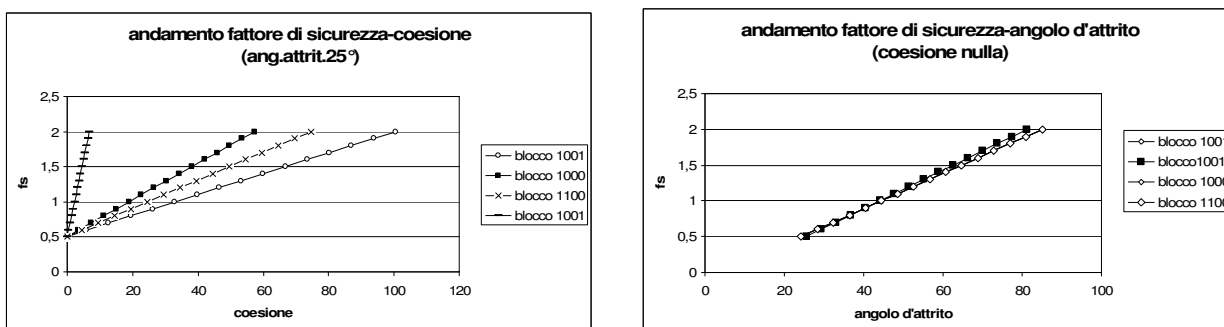


Figure 5.50.a) Andamento fattore di sicurezza al variare della coesione 5.50.b) Andamento del fattore di sicurezza al variare dell'angolo d'attrito

Analisi dei possibili cinematismi presso Cava Danzi Imbocco Basso

Le tabelle seguenti si riferiscono all'esame di possibili cinematismi ritrovati assumendo che tutte le discontinuità rilevate possano essere suddivise in 4 famiglie.

Tabella 5.28. Volumi potenzialmente instabili.

blocco	m ³
blocco 0111	5,178
blocco 1111	1,105

Tabella 5.29. Fattore di sicurezza = 1.

angolo d'attrito (φ)	coesione
53,72636	8,95698
53,72636	5,35261

Tabella 5.30. Fattore di sicurezza = 1,3.

angolo d'attrito (φ)	coesione
68,65174	13,56528
68,65174	8,10743

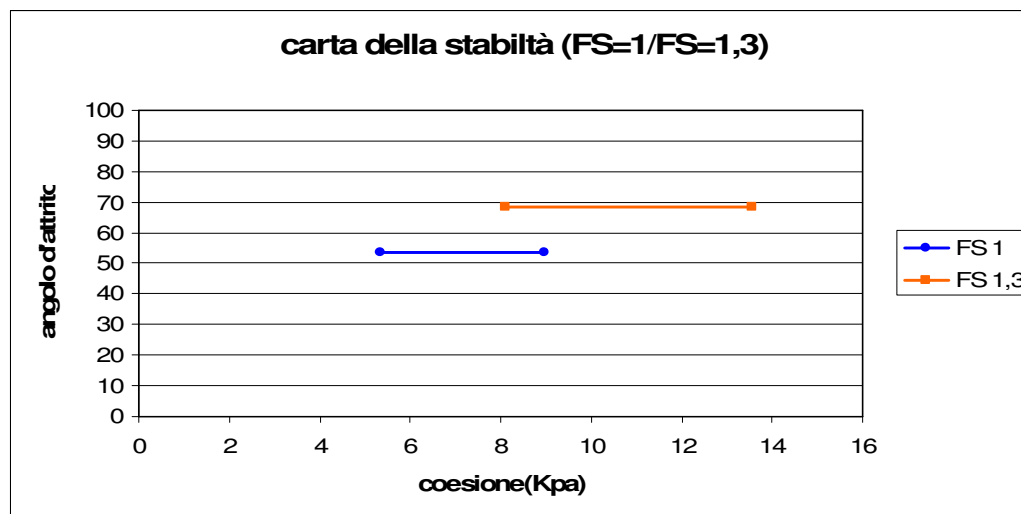


Figura 5.51. Carta della stabilità.

Dal diagramma si deduce che, al di sotto del valore di angolo d'attrito pari a 53,72°, si ha una condizione di instabilità. L'area di involuppo, dove è presente l'equilibrio geometrico, ma non quello previsto da normativa, è compresa fra i valori di angolo d'attrito pari a 53,72 e 68,65 e fra i valori di coesione compresi fra 8,10 e 13,56. Al di sopra di un valore di angolo d'attrito pari a 68,65 si ha la condizione di equilibrio stabile con fattore di sicurezza maggiore uguale a 1,3.

Analisi dei possibili cinematismi presso Cava Danzi Imbocco Centrale

Le tabelle seguenti si riferiscono all'esame di possibili cinematismi ritrovati assumendo che tutte le discontinuità rilevate possano essere suddivise in 4 famiglie.

Tabella 5.31. Volumi potenzialmente instabili.

Blocco	m ³
blocco 1001	11,865
blocco 1000	2,207
blocco1100	4,849

Tabella 5.32. Fattore di sicurezza = 1.

angolo d'attrito (φ)	coesione
44,51417	32,92567
44,51417	18,79922
44,51417	24,47738

Tabella 5.33. Fattore di sicurezza = 1,3.

angolo d'attrito (φ)	coesione
56,65991	53,19594
56,65991	30,38223
56,65991	39,55276

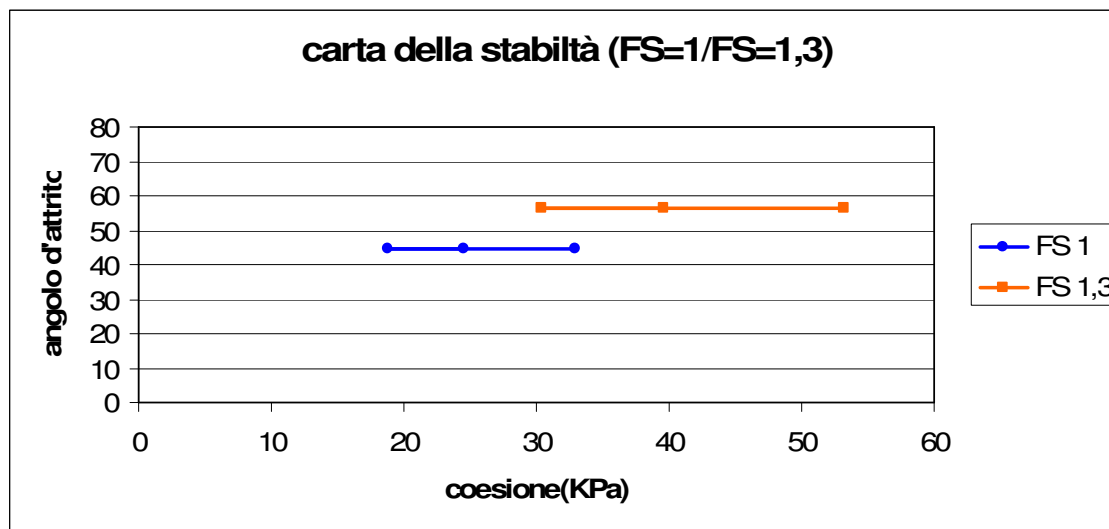


Figura 5.52. Carta della stabilità.

Dal diagramma si deduce che al di sotto del valore di angolo d'attrito pari a 44,51 si ha una condizione di instabilità. L'area di involuppo, dove è presente l'equilibrio geometrico ma non quello previsto da normativa, è compresa fra i valori di angolo d'attrito pari a 44,51 e 56,65 e fra i valori di coesione compresi fra 30,38 e 32,92. Al di sopra di un valore di angolo d'attrito pari a 56,65 si ha la condizione di equilibrio stabile con fattore di sicurezza maggiore uguale a 1,3.

Dai risultati ottenuti e considerando le resistenze a taglio misurate tramite le prove di laboratorio condotte si può affermare che i blocchi considerati non sono in condizioni di stabilità nel caso di discontinuità completamente persistenti e cioè prive di coesione sia con angolo di attrito di picco che residuo.

5.4. Applicazione del metodo del blocco chiave alla cava Beltrami

Lo studio condotto sulla stabilità e verifica dei potenziali blocchi instabili si è osservato che:

- è ben riconoscibile un sistema principale di discontinuità a direzione media variante da NNW-SSE a NNE-SSW, generalmente ad inclinazione elevata o prossima alla verticale con spaziatura plurimetrica, a cui si associa una famiglia a direzione media E-W anch'essa ad elevata inclinazione;
- per quanto concerne i fenomeni di carsificazione associati alle fratture si nota che le discontinuità del sistema a direzione E-W, pur essendo in numero ridotto, sono in larga parte carsificate, mentre per quanto riguarda le fratture a direzione N-S la carsificazione é concentrata in genere limitatamente alla porzione settentrionale della cava;
- nella porzione NE dell'area coltivata le fratture con direzione N-S delimitano una porzione di soletta sensibilmente ruotata; le fratture concentrate in tale area sono quelle in cui, in caso di precipitazioni intense e/o prolungate, si ha la circolazione idrica più rilevante con risposte quasi immediate all'evento.

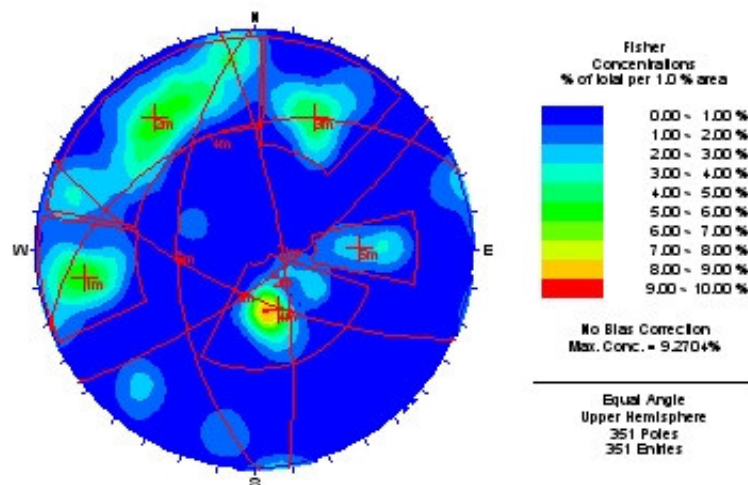


Figura 5.53. Diagramma di uguale frequenza di concentrazioni polari

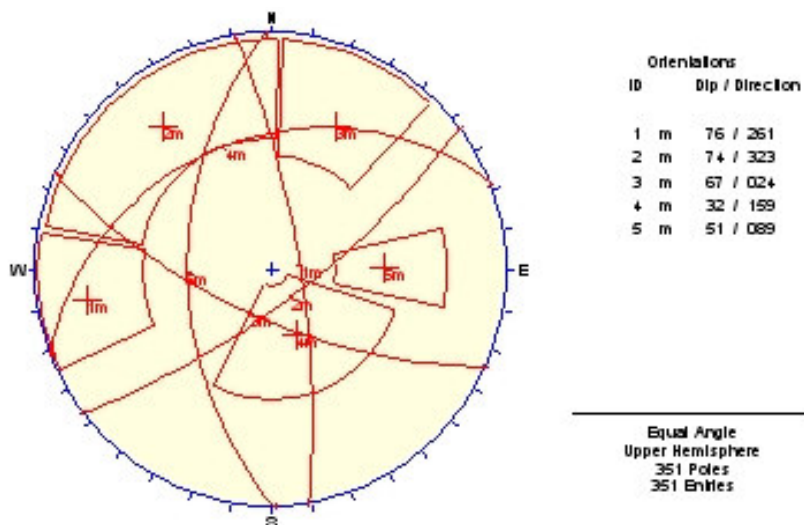


Figura 5.54. Proiezione stereografica delle discontinuità rilevate in cava Beltrami. I settori circolari rappresentano le aree in cui devono cadere le intersezioni dei piani affinché possa verificarsi un cinematico di scivolamento.

Lo studio si è articolato in tre fasi: una prima fase nella quale sono state considerate tutte le fratture presenti nella cava Beltrami, al fine di avere un quadro generale e complessivo delle possibili instabilità presenti, una seconda fase nella quale è stata condotta l'analisi di stabilità della parete e del pilastro, ed una terza fase più complessa, durante la quale è stata analizzata soltanto l'area in corrispondenza dell'imbocco, focalizzando quindi l'attenzione su di un'area più ristretta perché è quella maggiormente fratturata.

I dati descrittivi del fronte relativamente alla parete e al pilastro sono riportati di seguito:

Tabella 5.34. Descrizione del fronte (parete).

Peso di volume naturale della roccia (kN/m^3)	27
Inclinazione fronte (gradi)	89
Immersione fronte (gradi)	160
Larghezza del fronte (m)	30
Altezza del fronte (m)	6

Tabella 5.35. Descrizione del fronte (pilastro).

Peso di volume naturale della roccia (kN/m^3)	27
Inclinazione fronte (gradi)	89
Immersione fronte (gradi)	270
Larghezza del fronte (m)	3
Altezza del fronte (m)	6

La terza fase del lavoro, nella quale è stato preso in esame il tetto della cava in corrispondenza dell'area maggiormente fratturata, è stata eseguita come le precedenti con il programma ROCK 3D.

Le verifiche di stabilità sono principalmente relative agli imbocchi e alle zone di tetto della cava.

Poiché i dati di inclinazione e direzione d'immersione delle fratture analizzate non erano riportati nelle schede delle discontinuità in modo completo e univoco in quanto non tutte accessibili direttamente, prima di iniziare l'analisi con il programma Rock 3D è stato necessario eseguire una fase preliminare con il programma DIPS, attraverso il quale, seguendo la stessa procedura manuale usata con gli stereogrammi, è stato possibile individuare 5 famiglie di discontinuità per ognuna delle quali sono stati forniti i valori di *dip* e *dip direction* dei piani medi. Le discontinuità presenti all'interno del riquadro in esame sono state ricondotte a tre di queste famiglie individuate, ritenute le più persistenti (l'analisi è stata infatti condotta per cinematismi generati da 3 famiglie). L'analisi è stata eseguita 13 volte: la prima inserendo i valori dei piani medi, le restanti 12 considerando le variabilità dei 4 estremi dell'ellissoide per ognuna delle tre famiglie, ottenendo complessivamente 13 combinazioni. Le caratteristiche di resistenza considerate sono di attrito pari a 25° per l'angolo di resistenza a taglio e coesione variabile tra 0 e 300 kN/m³.

Tabella 5.36. Dati dei sistemi di discontinuità considerati nelle analisi

Famiglia	Dip [°]	Dip direction [°]
1	76	261
2	74	323
3	67	25
4	32	199
5	51	89

Tabella 5.37. Dati relativi ai sistemi più persistenti e variabilità considerate.

Famiglia	Dip [°]	Dip direction [°]
1	74±4	270±30
2	83±5	72±20
3	32±	159±12

Di seguito sono riportati i dati di descrizione del fronte relativi alla porzione di tetto della cava e le 13 combinazioni rappresentanti i dati di descrizione delle fratture individuate all'interno del riquadro di 27 m di lato.

Tabella 5.38. Descrizione del fronte.

Peso di volume naturale della roccia (kN/m ³)	27
Inclinazione fronte [°]	0
Immersione fronte [°]	180
Larghezza del fronte [m]	27
Altezza del fronte [m]	27

5.4.1. Calcolo dei potenziali blocchi instabili: cava Beltrami

Dopo aver inserito le caratteristiche geomeccaniche dell'ammasso roccioso, come illustrato nel precedente capitolo, è stata realizzata una fase di *clustering* che ha permesso il riconoscimento delle famiglie principali, cioè di gruppi di campioni con caratteristiche omogenee. Sono stati poi riconosciuti, utilizzando la teoria dei blocchi di Goodman e Shi, tutti i possibili cinematismi di instabilità dei blocchi.

Questa fase e la successiva sono state ripetute per ogni possibile cinematismo, ricercando così le condizioni di instabilità più gravose.

Sono state in seguito generate mappe di discontinuità pseudo-casuali, nelle quali è possibile riconoscere eventuali blocchi instabili presenti. Partendo quindi dai dati del rilievo geostrutturale il programma ha elaborato una mappa di tracce pseudocasuali sulla base del numero di discontinuità note e della loro lunghezza. Per quanto riguarda le prime due fasi del lavoro, cioè l'analisi del tetto e l'analisi di stabilità della parete e del pilastro, sono stati individuati potenziali blocchi instabili tranne che per il pilastro, per il quale non è stata individuata instabilità alcuna legata a instabilità lungo discontinuità preesistenti. Per quanto riguarda la terza fase, delle 13 combinazioni analizzate soltanto 5 hanno portato all'individuazione di blocchi rimovibili. Di seguito è stato riportato un esempio di analisi dei blocchi con il programma Rock 3D, fino all'individuazione del blocco instabile; il risultato finale, cioè la ricostruzione geometrica del blocco rimovibile è riportata nel capitolo successivo. L'esempio di seguito riportato è relativo all'analisi del tetto.

5.4.2. Analisi dei risultati ottenuti dalle verifiche di stabilità del tetto

Dall'analisi di stabilità globale si sono rilevati 7 blocchi rimovibili, (piramide dei blocchi 1011). Nella tabella che segue sono riportate solo le informazioni relative alle facce dei blocchi caratterizzate da scivolamento.

Tabella 5.39. Caratteristiche geometriche dei blocchi di cui si è effettuata la verifica di stabilità.

Blocco	Volume [m ³]	Faccia	Area (m ²)	Angolo d'inclinazione	Angolo d'immersione
1	2.110	2	0.218	76.000	25.000
2	4.108	2 3	0.701 0.124	76.000 76.000	25.000 25.000
3	0.490				
4	1.870				
5	1.125	1	0.231	76.000	25.000
6	1.482	1	0.316	76.000	25.000
7	0.800	1	0.158	76.000	25.000

Il blocco N° 2 della tabella 5.39 è il più grande in termini di dimensioni. Infatti esso ha un volume pari a 4,108 m³ e una distanza massima dal fronte pari a 0,382 m. Esso è costituito da sei facce di dimensioni diverse, lungo le facce 2 e 3 si avrà scivolamento.

L'analisi di stabilità che è stata condotta ha prodotto risultati che possono essere sinteticamente riassunti nel seguente modo:

Tabella 5.40. Analisi tetto.

BLOCCHI FINITI E RIMUOVIBILI	BLOCCHI INSTABILI	VOLUME MASSIMO BLOCCO INSTABILE [m ³]	VOLUME MEDIO BLOCCO INSTABILE [m ³]
1001 --- 1111	1011	4.108	1.712

Tabella 5.41. Analisi parete.

BLOCCHI FINITI E RIMUOVIBILI	BLOCCHI INSTABILI	VOLUME MASSIMO BLOCCO INSTABILE [m ³]
1010 --- 1011	1010	0.209

5.4.3. Analisi parametrica della soletta di copertura e del pilastro

Delle 13 combinazioni studiate solo 5 hanno portato all'individuazione di blocchi rimovibili. Di queste è stato possibile solo individuare il blocco potenzialmente instabile, senza procedere alla ricostruzione geometrica di quest'ultimo probabilmente perché di dimensioni molto ridotte.

Per quanto riguarda infine l'analisi condotta per il pilastro di 6 m di altezza e 3 di larghezza sono state individuate possibili instabilità sulla faccia S-SE dovuta all'intersezione tra i piani sub verticali appartenute ai sistemi di famiglie 1-e 2 della tab 5.37.

5.5. Considerazioni conclusive relativamente alle analisi effettuate utilizzando la teoria dei blocchi

In corsivo si riportano le osservazioni effettuate in sito e riportate sulla relazione messa a punto dal Politecnico di Milano. I risultati ottenuti permettono di evidenziare, per le due cave in esame, quanto segue:

CAVA DANZI

Per le solette:

- *ammasso roccioso fratturato presso l'imbocco basso, in cui l'interazione fra le famiglie di discontinuità (N-S, E-W, superfici di stratificazione) determina la formazione di più elementi tabulari e prismatici a rischio di distacco e crollo.*

Per l'imbocco centrale:

- *blocchi svincolati e ribaltati presso il ponte in roccia (foto 6) unitamente a potenziali distacchi di lastre dalla soletta di elementi di volume fino a 0.4 m³;*

Per l'imbocco basso:

- *Numerosi blocchi, di volume variabile fra 10 e 15 dm³, sono "incastrati" nelle fratture e potenzialmente soggetti a crollo in seguito ad eventuali allargamenti delle fratture.*
- *Si segnala, infine, la presenza di grossi blocchi di volume anche di svariati m³ crollati dalla parete e accumulatisi alla base della stessa.*

Le analisi effettuate hanno mostrato che dalle solette di entrambe le cave si possono distaccare blocchi instabili di diverse dimensioni, variabili tra pochi decimetri cubi fino ad alcuni metri cubi. La loro stabilità può essere temporaneamente garantita dalla presenza di ponti di roccia dovuta alla non completa persistenza rilevata in sito e simulata nei calcoli da valori di coesione presenti sulla discontinuità.

Valori modesti di coesione sono infatti capaci di garantire la stabilità dei blocchi ma fenomeni evolutivi quali la carsificazione presente in questi ammassi può portare alla disgregazione dei ponti di roccia con la conseguente instabilità dei blocchi. Si ritiene quindi necessario provvedere alla consolidazione dei blocchi finiti e rimuovibili.

CAVA BELTRAMI

Le analisi effettuate con il metodo del blocco chiave hanno permesso l'individuazione di possibili instabilità del tetto determinate dall'intersezione delle discontinuità. In particolare il cinematisma più probabile appare essere quello definito e cioè delimitato da due piani appartenenti alle famiglie sub verticali. Tale blocco può assumere dimensioni variabili fino ad alcuni mc e la sua localizzazione appare realistica sull'imbocco in quanto sono presenti discontinuità appartenenti a tali sistemi. Si sottolinea che la persistenza delle discontinuità non permette di localizzare esattamente blocchi sul tetto in quanto non si può escludere, dalle tracce rilevate, una propagazione delle discontinuità presenti con identificazione di potenziali blocchi instabili

Pilastrini di entrambe le cave:

Anche i pilastri di sostegno delle varie camere di coltivazione sono stati oggetto di un'analisi specifica.

Dall'analisi effettuata si evidenzia che:

- *le strutture di sostegno prossime al perimetro esterno della zona di coltivazione mostrano evidenze di rotture con distacco di elementi lastriformi soprattutto per l'azione del carico litostatico, in quanto le discontinuità non sono riconducibili alle famiglie di discontinuità rilevate nell'esecuzione dei rilievi geomeccanici;*
- *fenomeni di distacco di lastre dalla faccia dei pilastri per l'azione del carico litostatico, nelle zone interne della cava, si riscontrano in modo evidente in corrispondenza del lato S del pilastro 16 della Cava Beltrami;*
- *lastre in condizioni di equilibrio limite, completamente svincolate dall'intersezione della stratificazione con famiglie aventi direzione media di immersione N-S ed E-W (questi ultimi generalmente piuttosto fitti), si evidenziano soprattutto lungo i lati meridionali dei pilastri 15-16-18 della Cava Beltrami.*

Le analisi di stabilità condotte hanno evidenziato come i sistemi presenti non determinano blocchi finiti e rimuovibili le instabilità osservate sembrano infatti dovute all'elevato carico agente analizzato successivamente dalle analisi ad elementi finiti.

5.6. Modellazione ad elementi finiti

Il metodo degli elementi finiti (Bathe e Wilson, 1982) è stato impiegato per svolgere analisi sforzi-deformazioni che hanno considerato: i singoli pilastri, più sezioni della cava, l'intera cava Danzi nella sua parte superiore.

Nel primo caso sono stati modellati singolarmente in campo tridimensionale tutti i pilastri dell'area in esame.

Le strutture rocciose discretizzate sono vincolate alla base e sono soggette ad una pressione verticale distribuita sulla sommità dei pilastri.

I carichi applicati sono quelli litostatici e tengono conto delle aree di influenza dei singoli pilastri.

Nel secondo caso i modelli messi a punto sono bidimensionali e rappresentano le strutture rocciose costituite da pilastri e solette attraversate da quindici sezioni verticali.

Nell'ultimo caso il modello è tridimensionale e discretizza l'intera massa rocciosa scavata con tutti i pilastri e le solette della cava Danzi nella parte superiore.

La legge di comportamento assunta per l'ammasso roccioso è elastica perfettamente plastica.

I modelli ad elementi finiti vengono validati attraverso il confronto tra i risultati del calcolo e le misure delle tensioni verticali effettuate sulle pareti dei pilastri con il metodo dei martinetti piatti.

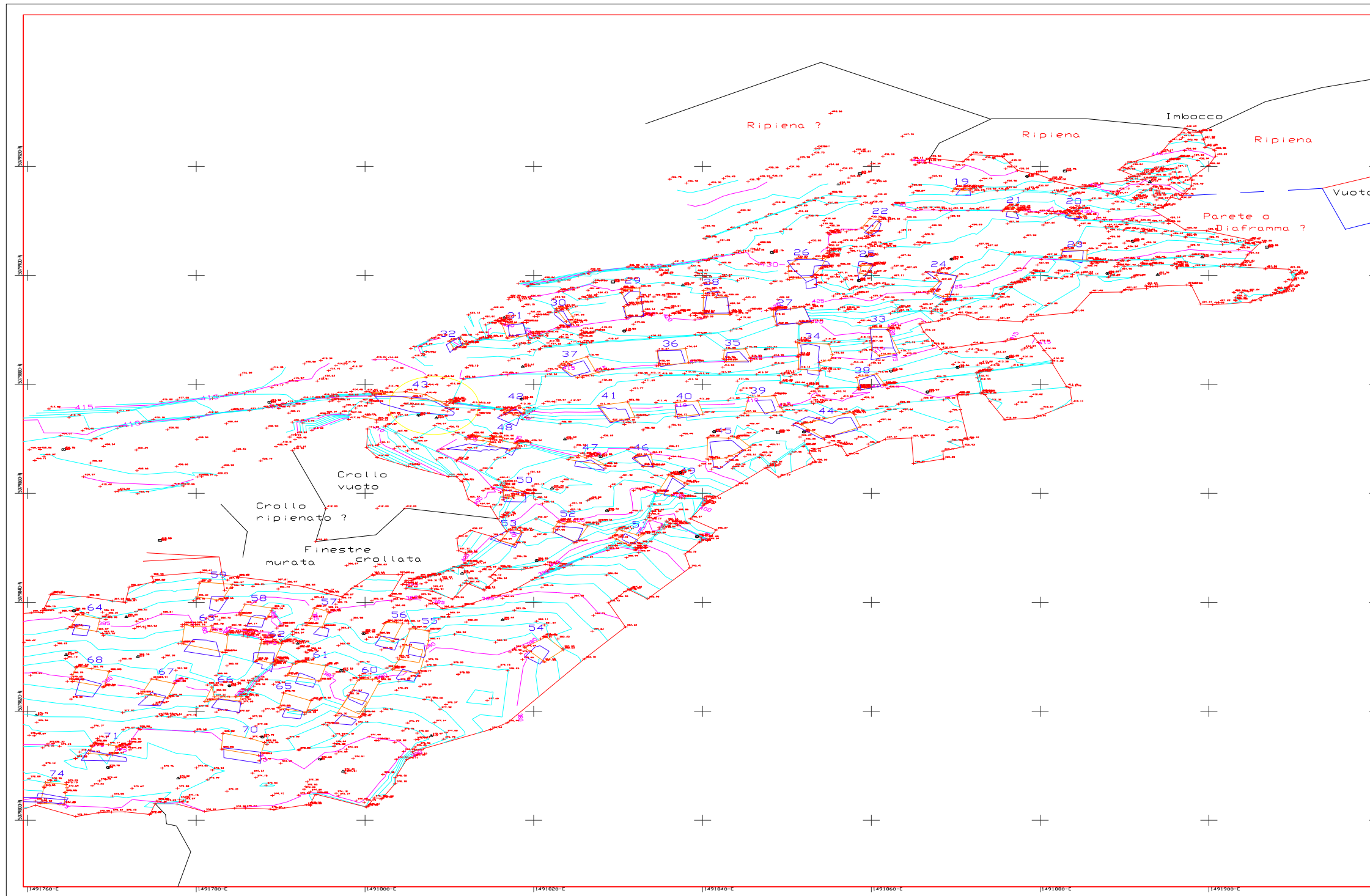
5.6.1. Modellazione ad elementi finiti dei singoli pilastri

Ricostruzione geometrica

I pilastri di cui è stata ricostruita la geometria sono situati in due cave, la cava Danzi-Bianchi-Pellagatta-Buzzi e la cava Danzi-Monti-Catella. Ognuno di essi è stato numerato e analizzato nell'ambito dello studio condotto sono stati analizzati i pilastri che sono stati numerati con numero variabile dal 19 al 73.

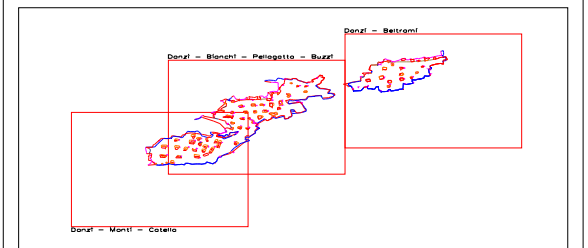
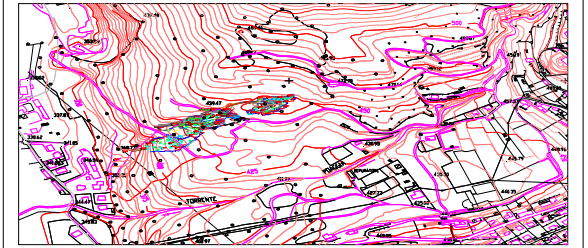
La ricostruzione geometrica dei pilastri viene effettuata mediante l'utilizzo di due programmi necessari per la ricostruzione tridimensionale degli elementi di sostegno delle camere. Il programma Autocad che ha permesso di ricostruire i pilastri in due dimensioni mentre il Solid Edge ha reso possibile la ricostruzione dei volumi.

L'inizio del lavoro si è basato sul rilievo topografico, di seguito riportato, in cui sono collocati i pilastri all'interno delle camere; inoltre sono stati analizzati le solette di copertura e i piani alla base.



RILIEVO TOPOGRAFICO
DELLE CAVE SOTTERRANEE DI VIGGIÙ
Settembre 2003 - Aprile 2004
COMUNE DI VIGGIÙ

Pavimento - Terreno basso
Danzi - Bianchi - Pellagatta - Buzzi
SCALA 1:200



Coordinate dei punti GPS

Nome	E	N	QUOTA
001	1491871,20	5279758,88	488,75
002	1491876,70	5279758,88	488,75

Coordinate dei punti fissi

Nome	E	N	QUOTA
01	1491872,00	5279759,00	488,75
02	1491873,00	5279759,00	488,75
03	1491874,00	5279759,00	488,75
04	1491875,00	5279759,00	488,75
05	1491876,00	5279759,00	488,75
06	1491877,00	5279759,00	488,75
07	1491878,00	5279759,00	488,75
08	1491879,00	5279759,00	488,75
09	1491880,00	5279759,00	488,75
10	1491881,00	5279759,00	488,75
11	1491882,00	5279759,00	488,75
12	1491883,00	5279759,00	488,75
13	1491884,00	5279759,00	488,75
14	1491885,00	5279759,00	488,75
15	1491886,00	5279759,00	488,75
16	1491887,00	5279759,00	488,75
17	1491888,00	5279759,00	488,75
18	1491889,00	5279759,00	488,75
19	1491890,00	5279759,00	488,75
20	1491891,00	5279759,00	488,75
21	1491892,00	5279759,00	488,75
22	1491893,00	5279759,00	488,75
23	1491894,00	5279759,00	488,75
24	1491895,00	5279759,00	488,75
25	1491896,00	5279759,00	488,75
26	1491897,00	5279759,00	488,75
27	1491898,00	5279759,00	488,75
28	1491899,00	5279759,00	488,75
29	1491900,00	5279759,00	488,75
30	1491901,00	5279759,00	488,75
31	1491902,00	5279759,00	488,75
32	1491903,00	5279759,00	488,75
33	1491904,00	5279759,00	488,75
34	1491905,00	5279759,00	488,75
35	1491906,00	5279759,00	488,75
36	1491907,00	5279759,00	488,75
37	1491908,00	5279759,00	488,75
38	1491909,00	5279759,00	488,75
39	1491910,00	5279759,00	488,75
40	1491911,00	5279759,00	488,75
41	1491912,00	5279759,00	488,75
42	1491913,00	5279759,00	488,75
43	1491914,00	5279759,00	488,75
44	1491915,00	5279759,00	488,75
45	1491916,00	5279759,00	488,75
46	1491917,00	5279759,00	488,75
47	1491918,00	5279759,00	488,75
48	1491919,00	5279759,00	488,75
49	1491920,00	5279759,00	488,75
50	1491921,00	5279759,00	488,75
51	1491922,00	5279759,00	488,75
52	1491923,00	5279759,00	488,75
53	1491924,00	5279759,00	488,75
54	1491925,00	5279759,00	488,75
55	1491926,00	5279759,00	488,75
56	1491927,00	5279759,00	488,75
57	1491928,00	5279759,00	488,75
58	1491929,00	5279759,00	488,75
59	1491930,00	5279759,00	488,75
60	1491931,00	5279759,00	488,75
61	1491932,00	5279759,00	488,75
62	1491933,00	5279759,00	488,75
63	1491934,00	5279759,00	488,75
64	1491935,00	5279759,00	488,75
65	1491936,00	5279759,00	488,75
66	1491937,00	5279759,00	488,75
67	1491938,00	5279759,00	488,75
68	1491939,00	5279759,00	488,75
69	1491940,00	5279759,00	488,75
70	1491941,00	5279759,00	488,75
71	1491942,00	5279759,00	488,75
72	1491943,00	5279759,00	488,75
73	1491944,00	5279759,00	488,75
74	1491945,00	5279759,00	488,75
75	1491946,00	5279759,00	488,75
76	1491947,00	5279759,00	488,75
77	1491948,00	5279759,00	488,75
78	1491949,00	5279759,00	488,75
79	1491950,00	5279759,00	488,75
80	1491951,00	5279759,00	488,75
81	1491952,00	5279759,00	488,75
82	1491953,00	5279759,00	488,75
83	1491954,00	5279759,00	488,75
84	1491955,00	5279759,00	488,75
85	1491956,00	5279759,00	488,75
86	1491957,00	5279759,00	488,75
87	1491958,00	5279759,00	488,75
88	1491959,00	5279759,00	488,75
89	1491960,00	5279759,00	488,75
90	1491961,00	5279759,00	488,75
91	1491962,00	5279759,00	488,75
92	1491963,00	5279759,00	488,75
93	1491964,00	5279759,00	488,75
94	1491965,00	5279759,00	488,75
95	1491966,00	5279759,00	488,75
96	1491967,00	5279759,00	488,75
97	1491968,00	5279759,00	488,75
98	1491969,00	5279759,00	488,75
99	1491970,00	5279759,00	488,75
100	1491971,00	5279759,00	488,75

Rilevatori:
Dott. Gian Luigi Traversi
Geom. Antonio Ciavarella
Dott. Bruno Albano

D.T.M.:
Dott. Gian Luigi Traversi

Figura 5.55. Planimetria dell'area di cava

Di seguito sono riportate le ricostruzioni di alcuni dei pilastri rilevati all'interno delle cave oggetto di studio.

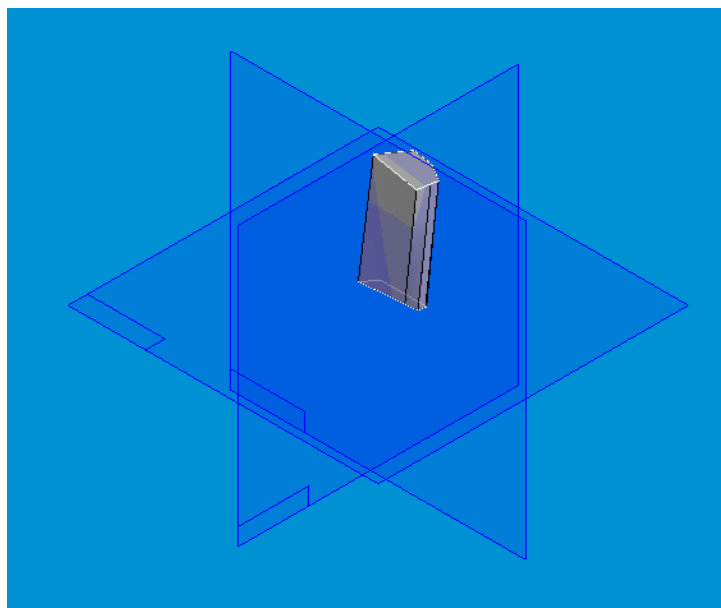


Figura 5.56. Ricostruzione geometrica del pilastro 19.

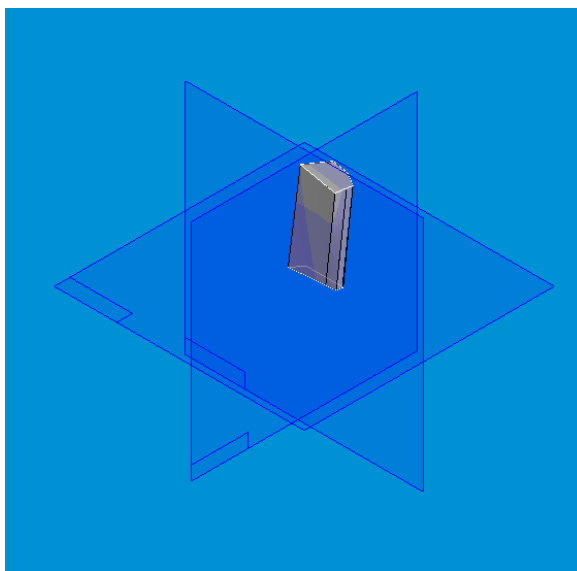


Figura 5.57. Ricostruzione geometrica del pilastro 20.

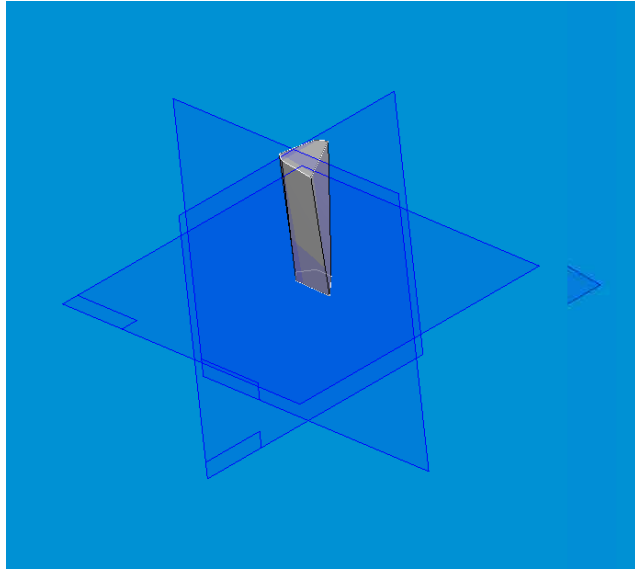


Figura 5.58. Ricostruzione geometrica del pilastro 21.

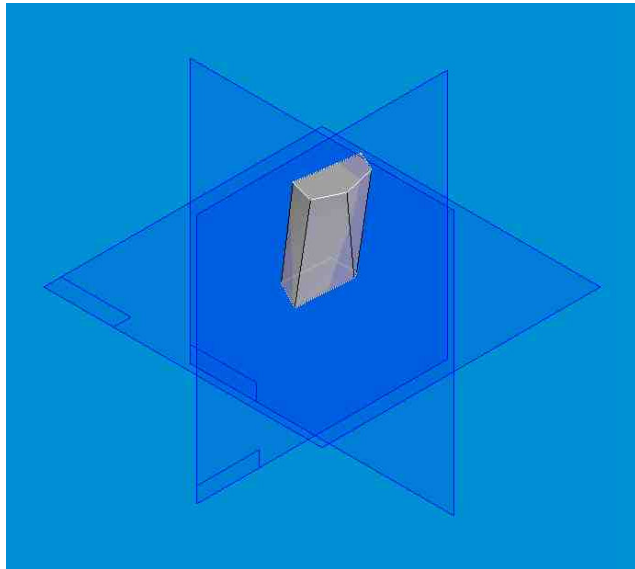


Figura 5.59. Ricostruzione geometrica del pilastro 22.

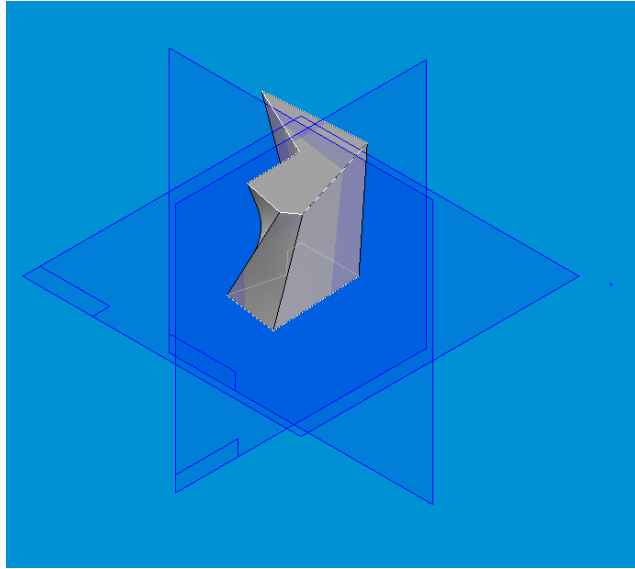


Figura 5.60. Ricostruzione geometrica del pilastro 23.

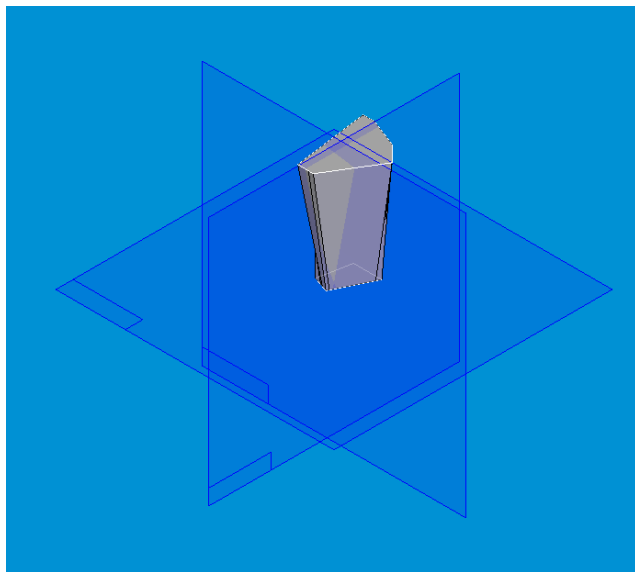


Figura 5.61. Ricostruzione geometrica del pilastro 24.

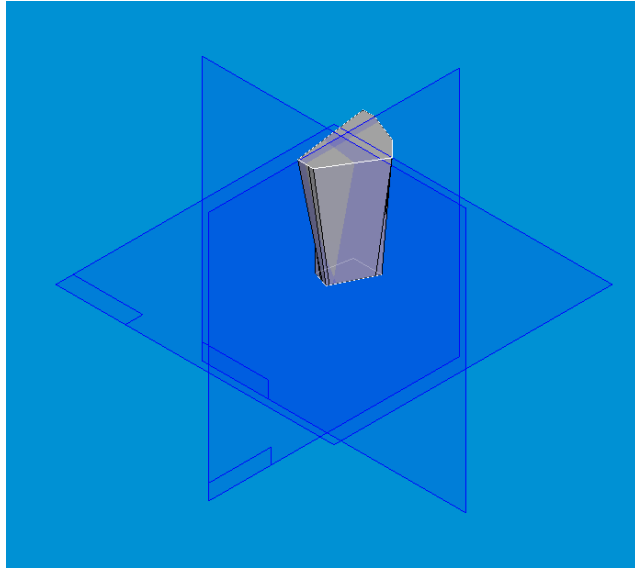


Figura 5.62. Ricostruzione geometrica del pilastro 25.

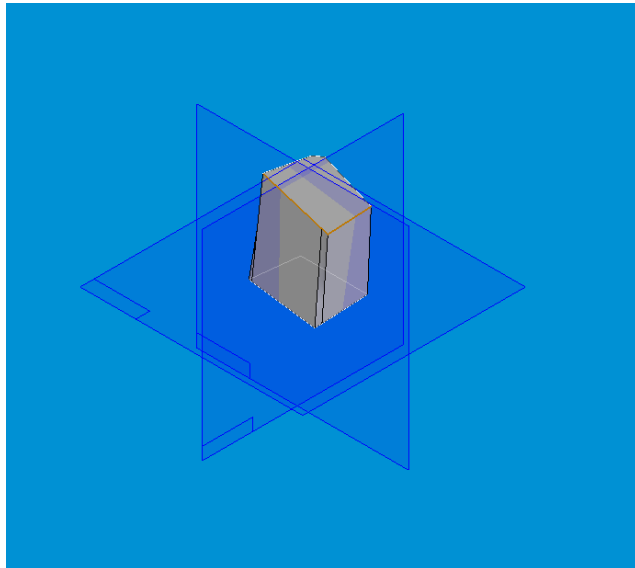


Figura 5.63. Ricostruzione geometrica del pilastro 26.

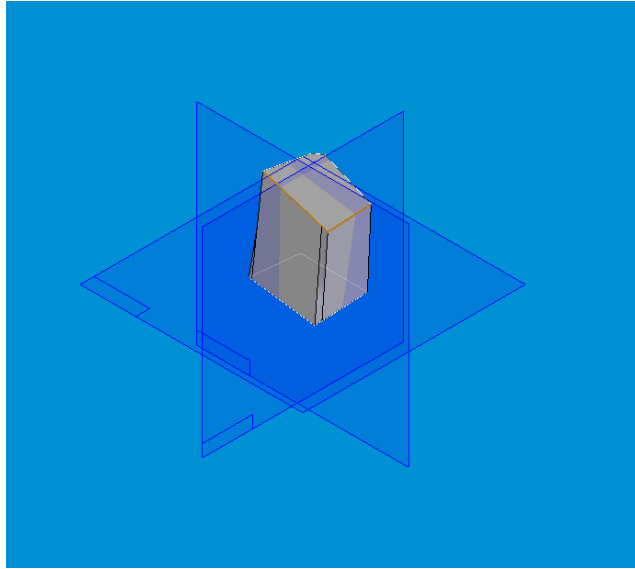


Figura 5.64. Ricostruzione geometrica del pilastro 27.

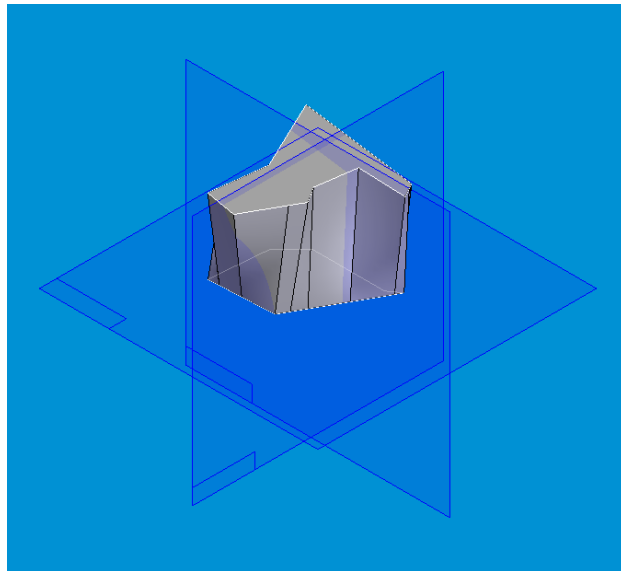


Figura 5.65. Ricostruzione geometrica del pilastro 28.

5.6.2. Modellazione ad elementi finiti 2d e 3d

I modelli ad elementi finiti che rappresentano sezioni verticali della cava e quello tridimensionale sono state realizzate a seguito delle misure topografiche effettuate per determinare in più punti le altezze delle camere e le distanze tra i pilastri.

Il programma Autocad è stato poi utilizzato per avere poi una rappresentazione globale dell'insieme dei pilastri e delle solette.

5.6.3. Caratteristiche dei modelli FEM

Il codice di calcolo impiegato per le analisi FEM è il programma Abaqus.

Le simulazioni effettuate si sono svolte in diverse fasi.

Nel caso di analisi di un singolo pilastro la struttura discretizzata è stata prima soggetta al suo peso e poi ai carichi distribuiti che rappresentano il peso di competenza della massa rocciosa sovrastante.

Nel caso dei modelli piani e di quello tridimensionale la struttura è inizialmente costituita dalla massa rocciosa prima che venga scavata.

In una prima fase si assegna peso alla roccia in modo da ricostituire lo stato tensionale preesistente. Dal momento che i vuoti non sono a grande profondità, il modello geometrico si estende fino alla superficie di campagna.

Successivamente, come seguendo lo sviluppo della coltivazione, le camere sono state scavate lasciando in posto soltanto i pilastri nella loro configurazione geometrica attuale.

La figura 5.66 rappresenta la disposizione dei pilastri che sono stati abbandonati.

Come si può notare la disposizione geometrica dei pilastri è casuale ed il tetto e la soletta degli scavi hanno una lieve inclinazione rispetto all'orizzontale. Per questo motivo si è ritenuto necessario svolgere modellazioni numeriche così complesse dal punto di vista geometrico in quanto non esistono soluzioni analitiche utilizzabili.

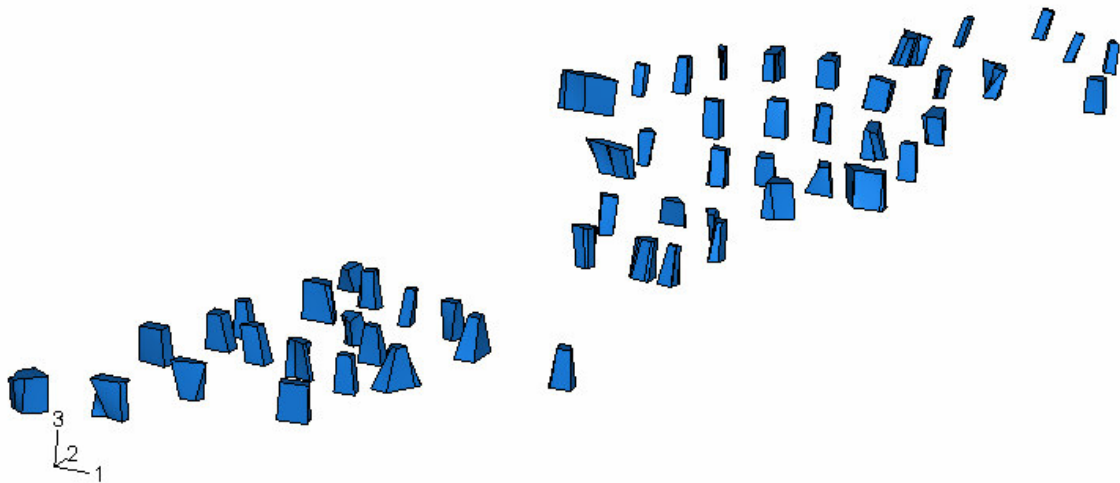


Figura 5.66. Rappresentazione 3d dei pilastri

5.6.4. Risultati delle modellazioni fem dei singoli pilastri

Analisi condotte con il programma di calcolo Abacus

L'analisi dei carichi agenti sui pilastri permette la successiva analisi dello stato tensionale di ogni singolo pilastro.

Lo studio è stato condotto per ogni singolo piedritto, di seguito tuttavia sono riportati a titolo d'esempio solo le analisi condotte sul pilastro 23 e 40.

Le caratteristiche di deformabilità e resistenza utilizzate per le analisi FEM sono quelle già riportate nel capitolo 4, relativo alla caratterizzazione geomeccanica dell'ammasso roccioso e sono riportate nella tabella seguente:

Caratteristiche meccaniche	Valori numerici
Modulo di deformazione	7.83×10^9 [Pa]
Rapporto di Poisson	0.35 [-]
Peso specifico della massa	27 [kPa/m]
Legge di comportamento	Elasto plastica
Criterio di resistenza al taglio	Mohr Coulomb
Angolo di attrito	35 [°]
Coesione	3.00×10^5 [Pa]

Tabella 5.42 Caratteristiche di deformabilità e resistenza dell'ammasso roccioso

PILASTRO 23:

$$\text{Area pilastro} = 4,58 \text{ m}^2 = 458 \text{ dm}^2$$

$$\text{Area d'influenza} = 191,75 \text{ m}^2 = 19175 \text{ dm}^2$$

$$\text{Peso della soletta} = 758,50 \frac{\text{t}}{\text{m}^2}$$

$$\text{Quindi il carico agente sul pilastro 23 è dato da: } \frac{P_{\text{soletta}} \cdot A_{\text{influenza}}}{A_{\text{pilastro}}} = 3175597,59 \frac{\text{N}}{\text{m}^2}$$

PILASTRO 40:

$$\text{Area pilastro} = 5,145 \text{ m}^2 = 514,5 \text{ dm}^2$$

$$\text{Area d'influenza} = 69,67 \text{ m}^2 = 6967,00 \text{ dm}^2$$

$$\text{Peso della soletta} = 621,61 \frac{\text{t}}{\text{m}^2}$$

$$\text{Quindi il carico agente sul pilastro 40 è dato da: } \frac{P_{\text{soletta}} \cdot A_{\text{influenza}}}{A_{\text{pilastro}}} = 841740,91 \frac{\text{N}}{\text{m}^2}$$

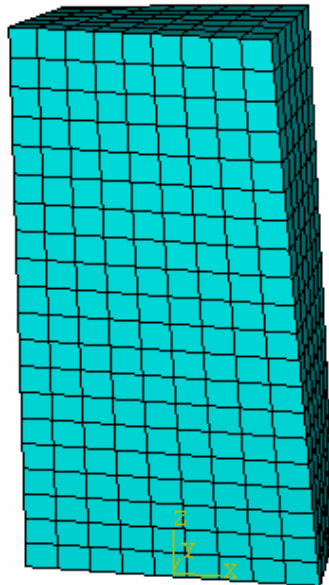


Figura 5.67. Discretizzazione del pilastro 23

La fase successiva consiste nell'assegnazione delle caratteristiche geomeccaniche al solido: l'elasticità, il modulo di Young e il coefficiente di Poisson precedentemente determinati.

Successivamente si vanno ad inserire quelli che il programma chiama BCS e cioè i vincoli, che noi applichiamo soltanto alla base del pilastro, e i carichi precedentemente calcolati considerandoli come forze concentrate sul tetto del pilastro.

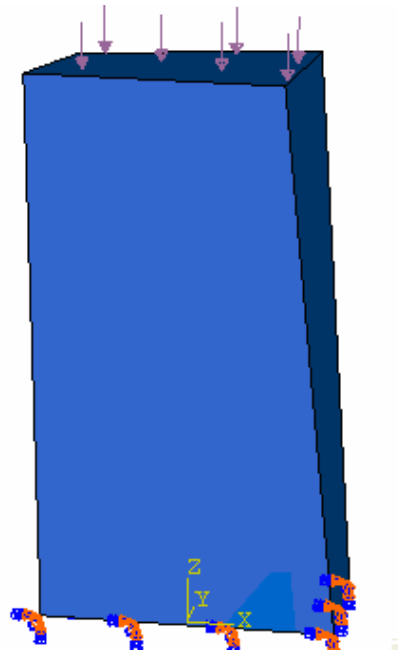


Figura 5.68. Rappresentazione dei vincoli applicati al pilastro 23

A seguito della definizione delle caratteristiche geomeccaniche il programma determina lo stato tensionale dell'elemento studiato. L'elaborazione ci permette di determinare quali sono i pilastri più sollecitati e quelli su cui è richiesto un intervento di messa in sicurezza

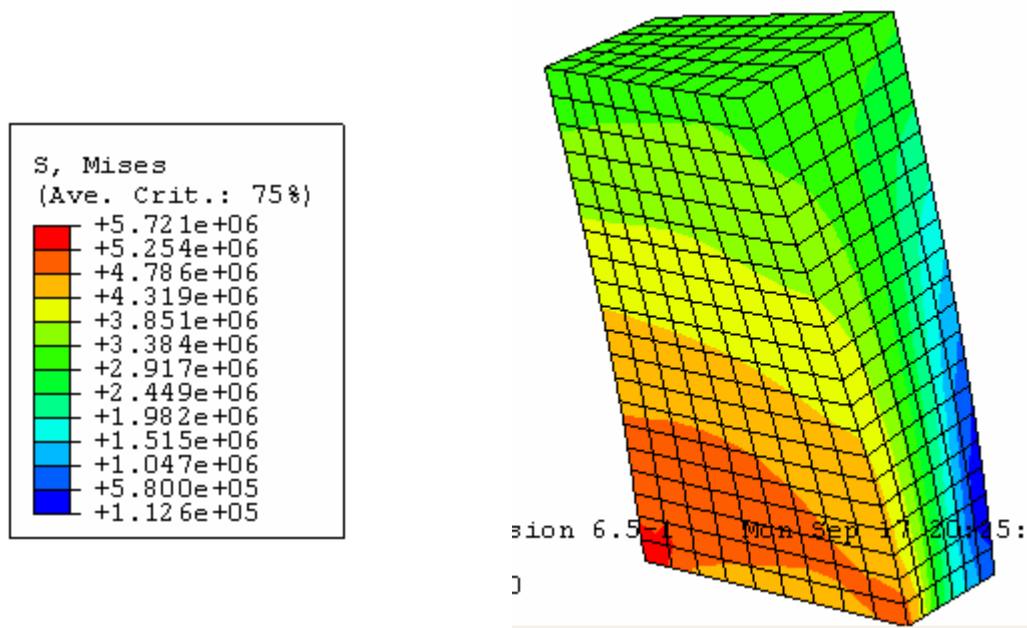


Figura 5.69. Curve di ugual valore della tensione verticale.

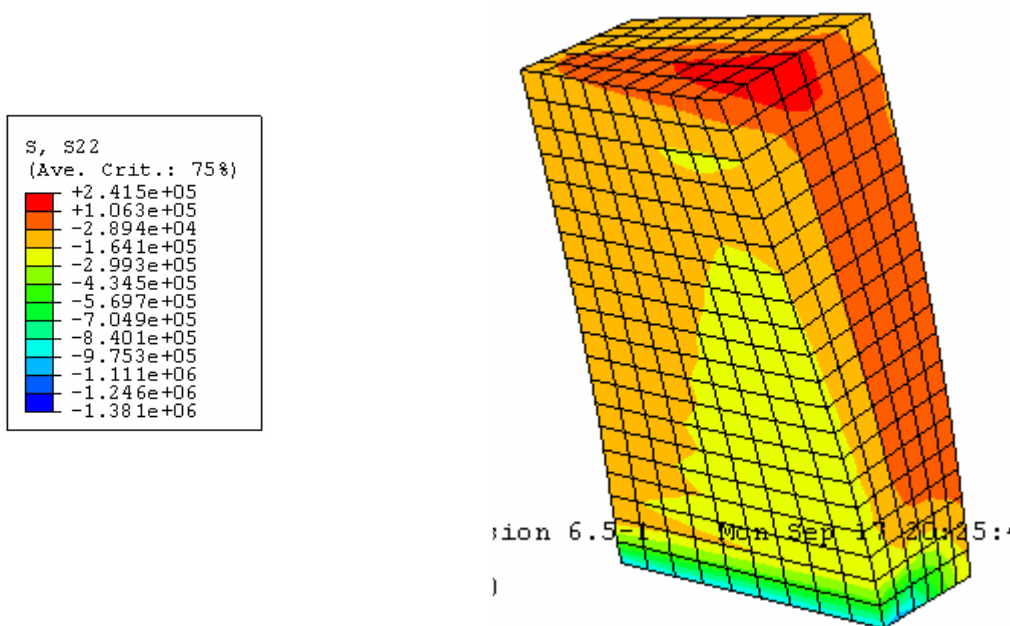


Figura 5.70. Curve di ugual valore della tensione orizzontale.

Le figure 5.67 e 5.68 riportano il reticolo ad elementi finiti, le condizioni di vincolo e quelle di carico assegnato del pilastro 23. Le figure 5.69 e 5.70 riportano i diagrammi di ugual valore delle tensioni verticali e orizzontali rispettivamente. Dall'esame di queste ultime due figure si può notare come la sollecitazione agente nel pilastro sia di presso-flessione in particolare la tensione verticale nel pilastro varia da un valore minimo pari a 0.12 MPa ad un

valore massimo di 5.72 MPa con un valore medio pari a 3.92 MPa che rappresenta la tensione verticale che si sarebbe calcolata se il pilastro fosse stato verticale.

I risultati di un modello così messo a punto sono influenzati dal fatto che il carico agente su ogni singolo pilastro è relativo all'area di influenza calcolata senza tener conto di come possono distribuirsi gli sforzi a seguito della complessa morfologia degli scavi.

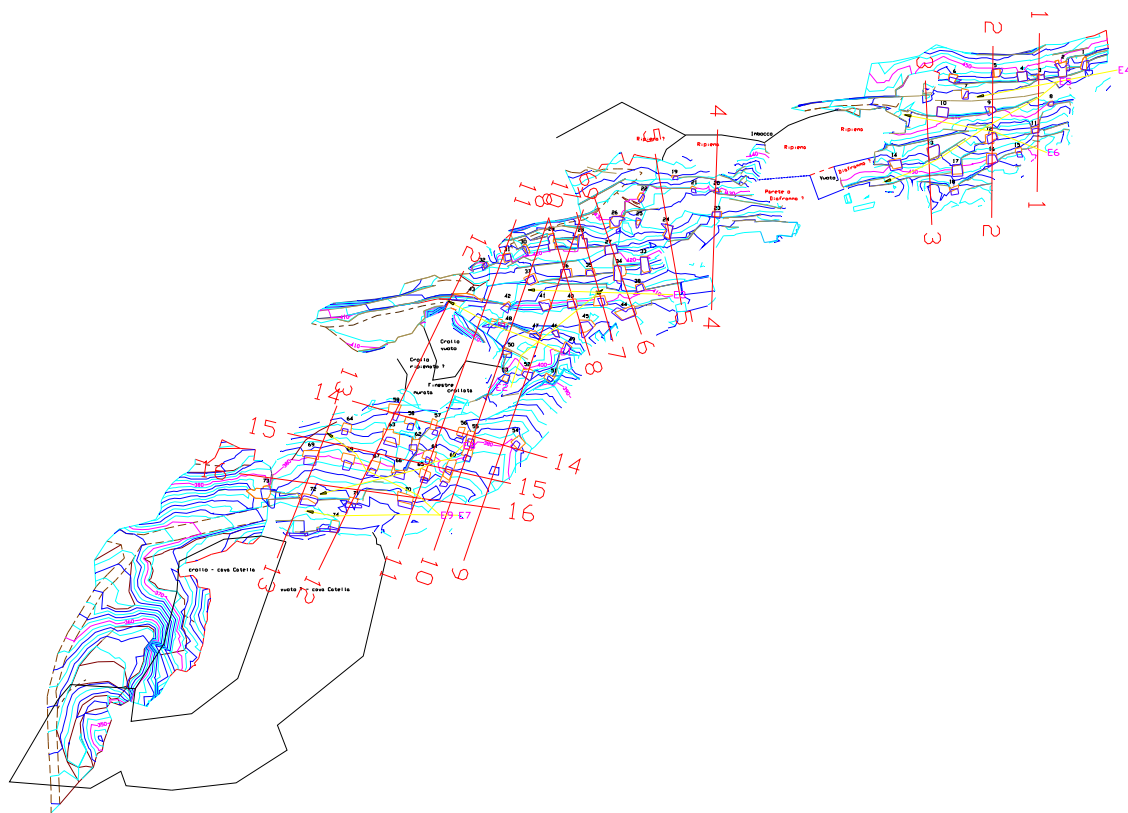


Figura 5.71. Planimetria della cava con indicazione delle sezioni di analisi

La figura 5.71 riporta la planimetria della cava e le sezioni che sono state esaminate con i modelli 2D FEM.

Per valutare lo stato di tensione globale nei pilastri sono stati messi a punto 16 modelli piani ad elementi finiti che discretizzano la massa rocciosa attraversata dalle 16 sezioni riportate nella planimetria 5.71. La tabella 5.43 riporta i numeri dei pilastri che sono stati considerati nei modelli FEM piani.

Sezione	Pilastri attraversati dalla sezione
1	3-11
2	5-9-12-16
3	13*
4	20-23*
5	24
6	27-34-44
7	28-35-39
8	29-36-40*-45
9	36-41-46-52
10	37-50-55
11	61-65*
12	59-63*-65-71-74
13	69-1
14	59-58-57-56-55*-54
15	69-68-67-66-65*-60
16	73-72-71-70

Tabella 5.43 Pilastri attraversati dai modelli FEM

I risultati dei modelli FEM sono stati analizzati in modo da valutare i valori delle tensioni verticali calcolati nei corrispondenti punti in cui sono state condotte le prove con il martinetto piatto.

La tabella 5.44 di seguito riporta il confronto tra i dati misurati con le prove di martinetto piatto e i risultati delle tensioni verticali calcolati nei punti di misura con i modelli 2D.

I risultati mostrano un buon accordo con i dati sperimentali anche se il modello piano non ci permette di cogliere alcuni aspetti quali quelli della pressoflessione del pilastro e la maggior concentrazione di sforzi sulle parti di scavo dei pilastri. Il fenomeno della pressoflessione dei pilastri è già esaminato nei modelli che discretizzavano le singole strutture rocciose. L'aspetto della tridimensionalità del fenomeno verrà successivamente analizzato con dei modelli 3D che discretizzano intere parti di cava.

Location	Pressure Recovery Flat jack tests [Mpa]	Numerical Model outcomes [Mpa]	State
Pillar 13	1.74	2.08	Compression
Pillar 23	2.14	2.22	Compression
Pillar 40	0.0	0.02	Unloaded
Pillar 54	5.00	7.27	Compression
Pillar 63M	2.16	3.7	Compression
Pillar 63V	0.00	0.01	Unloaded
Pillar 65V	5.57	8.65	Compression

Tabella 5.44 Confronto tra tensioni verticali misurate e calcolate

Allo scopo di esaminare anche le distribuzioni di tensioni sui tetti e sulle solette si fa riferimento in particolare alle sezioni 11, 12, 13 e 14. Le sezioni 11-12- 13 hanno direzione lungo lo sviluppo della cava mentre la 14 è ad esse perpendicolare.

Dall'esame delle tensioni verticali si può notare come sui tetti e sulle solette le tensioni verticali sono tendenzialmente più basse in quanto quasi perpendicolari alle facce di scavo. Le tensioni verticali sono maggiori sulle pareti, in particolare quando la parete è anch'essa verticale. I pilastri nella sezione 11 sono fortemente sollecitati al contatto con il tetto.

Nella zona di contatto tra soletta e pilastro la tensione verticale diminuisce. Nel caso della sez. 11 i pilastri collaborano alla stabilità.

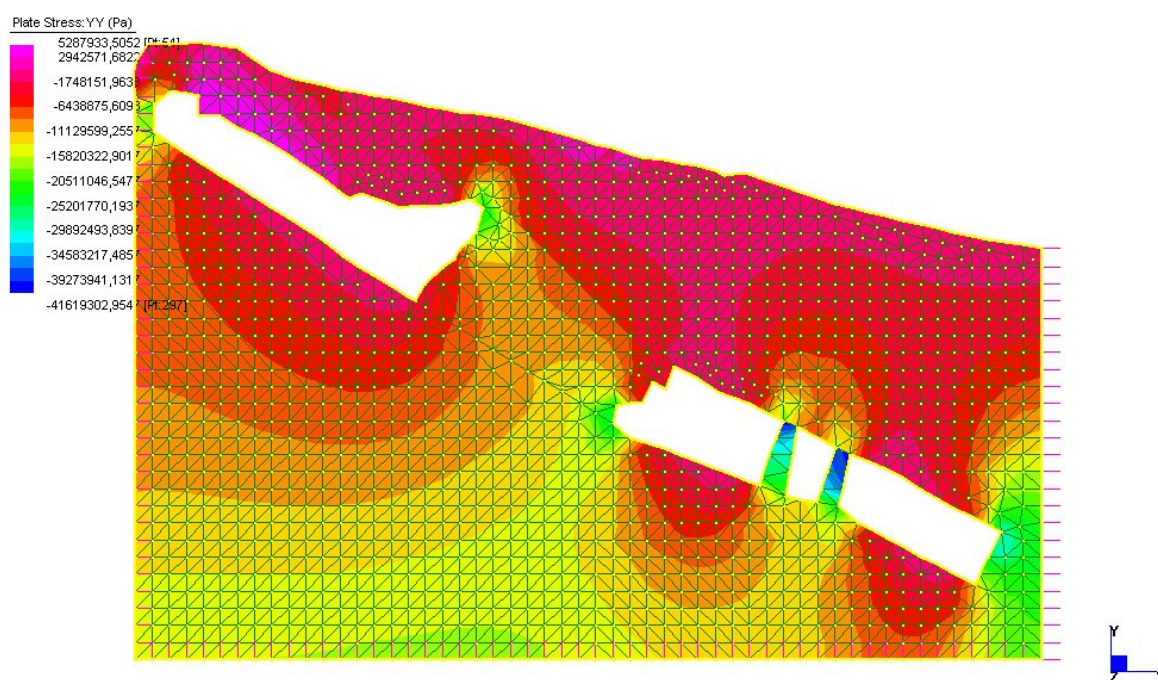


Figura 5.72. Diagramma delle tensioni verticali nella sezione 11.

Nella sezione 12 si può notare come le tensioni verticali assumono valori maggiori sulle pareti e nei due pilastri. Sul tetto e sulla soletta i valori maggiori delle tensioni verticali si hanno logicamente al contatto con i pilastri. Si noti come a causa della anisotropia dei carichi due pilastri sono probabilmente crollati e il modello rappresenta solo loro base che è completamente scarica.

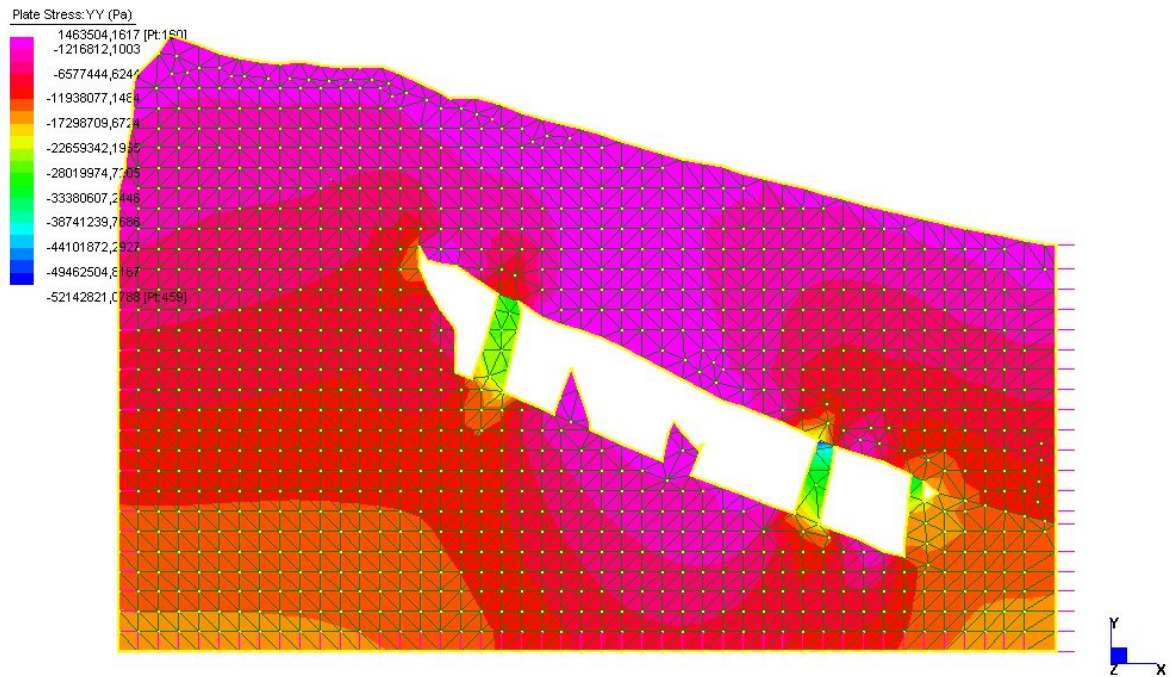


Figura 5.73. Diagramma delle tensioni verticali nella sezione 12

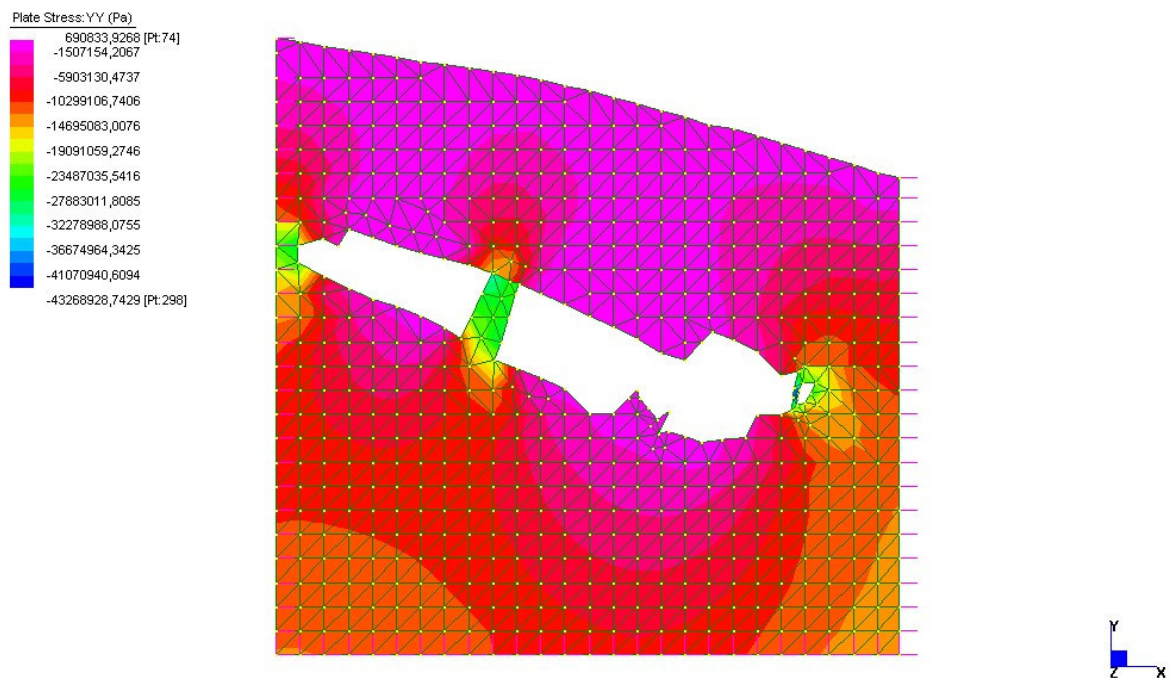


Figura 5.74. Diagramma delle tensioni verticali nella sezione 13

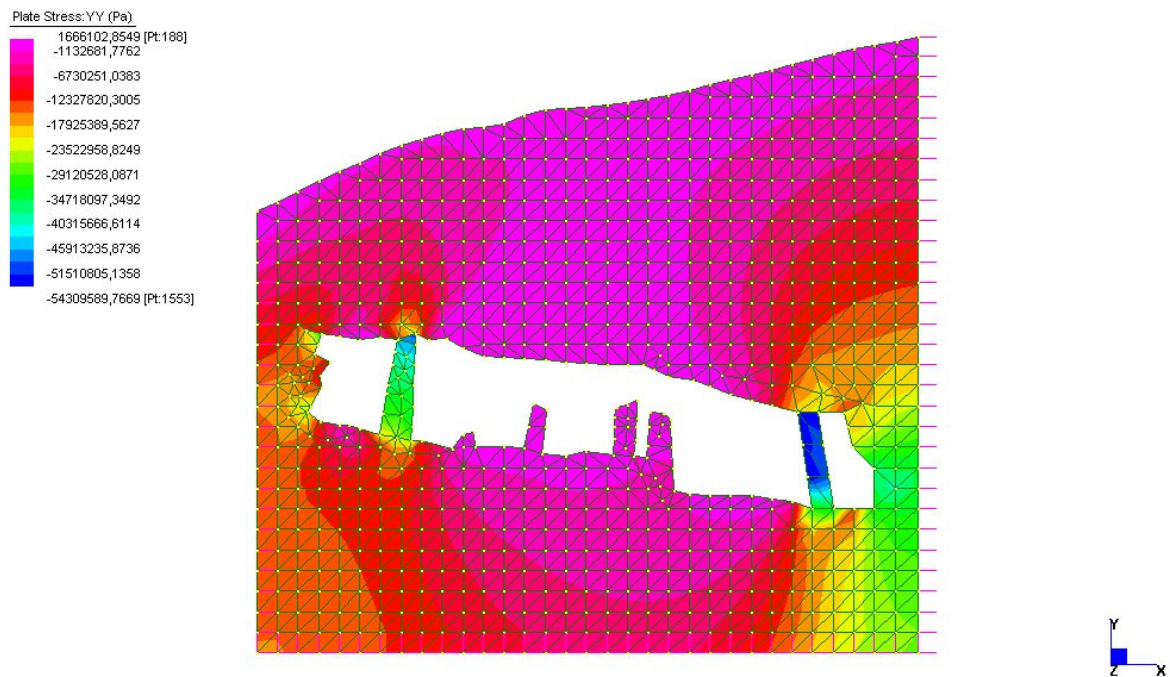


Figura 5.72. Diagramma delle tensioni verticali nella sezione 14

Gli stessi fenomeni descritti per le sezioni 11 e 12 si ripetono nelle sezioni 13 e 14.

Da notare che nella sezione 14 un pilastro molto vicino alle pareti di scavo è caricato fino a valori superiori a 5 MPa. Questo eccesso di carico è dovuto al fatto che tre pilastri, dei quali è visibile nella sezione soltanto la base sono crollati e hanno trasferito il loro carico al pilastro adiacente ancora in piedi. Si può infine notare che nella zona centrale del modello nella parte compresa tra la soletta e la superficie di campagna le tensioni verticali tendono a valori molto bassi raggiungendo pericolosamente, in alcuni punti valori di trazione.

Si può mettere in evidenza come il valore di 5 MPa, pur essendo ampiamente al valore della compressione monoassiale di 100 MPa, può essere considerato critico sulle pareti di scavo dove la coesione valutata è soltanto di 0.36 MPa.

Modello agli elementi finiti 3D della cava

Un modello 3D agli elementi finiti è stato messo a punto con lo scopo di valutare anche gli effetti di concentrazione di tensione nei pilastri e nelle solette. Il modello riportato di seguito discretizza la parte alta della cava considerando le sezioni 1,2 e 3 ed estendendosi fino alla vicinanza con la sezione 4.

Il modello ha come confini la superficie di campagna e quattro piani laterali e un piano verticale messi ad una distanza tale dal piano di scavo da non avere effetti di bordo.

L'analisi dello stato di tensione e deformazione è stata svolta in due successivi passi di calcolo: il primo per la ricostruzione dello stato tensionale, il secondo per la simulazione di tutta l'attività di scavo che ha portato alla configurazione geometrica attuale. La figura 5.73 riporta sul reticolo agli elementi finiti le tensioni verticali in termini di frecce aventi un'intensità proporzionali al valore della tensione calcolata.

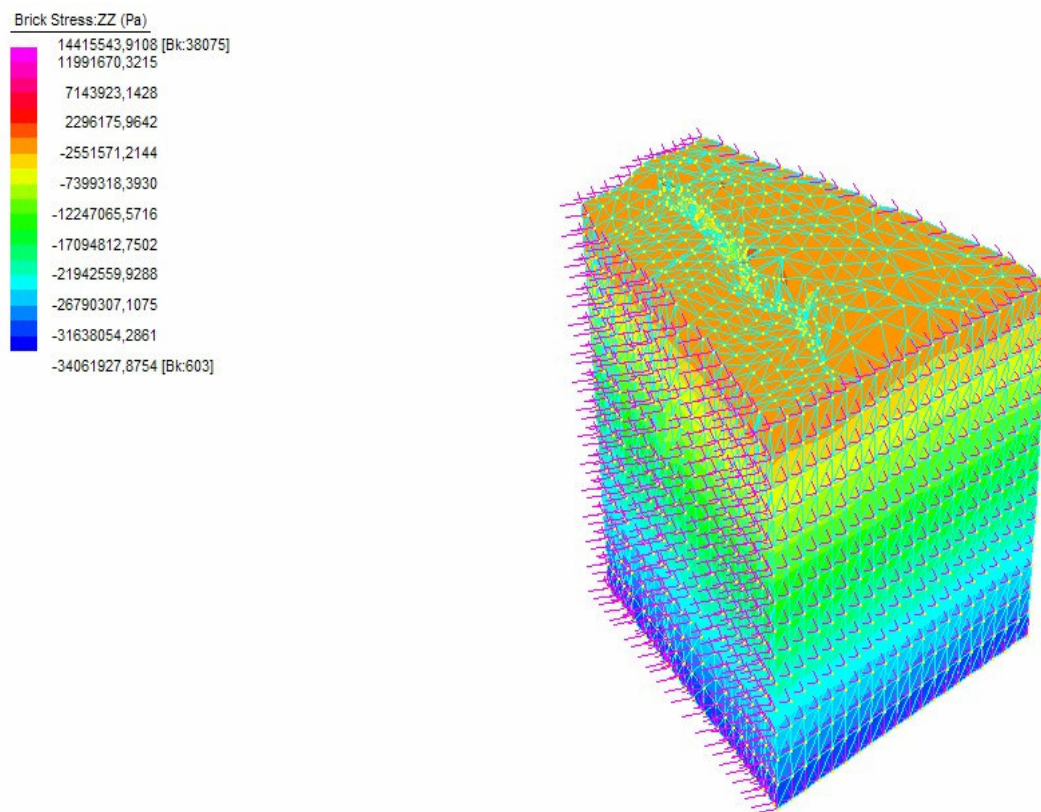


Figura 5.73. Reticolo agli elementi finiti e tensioni verticali.

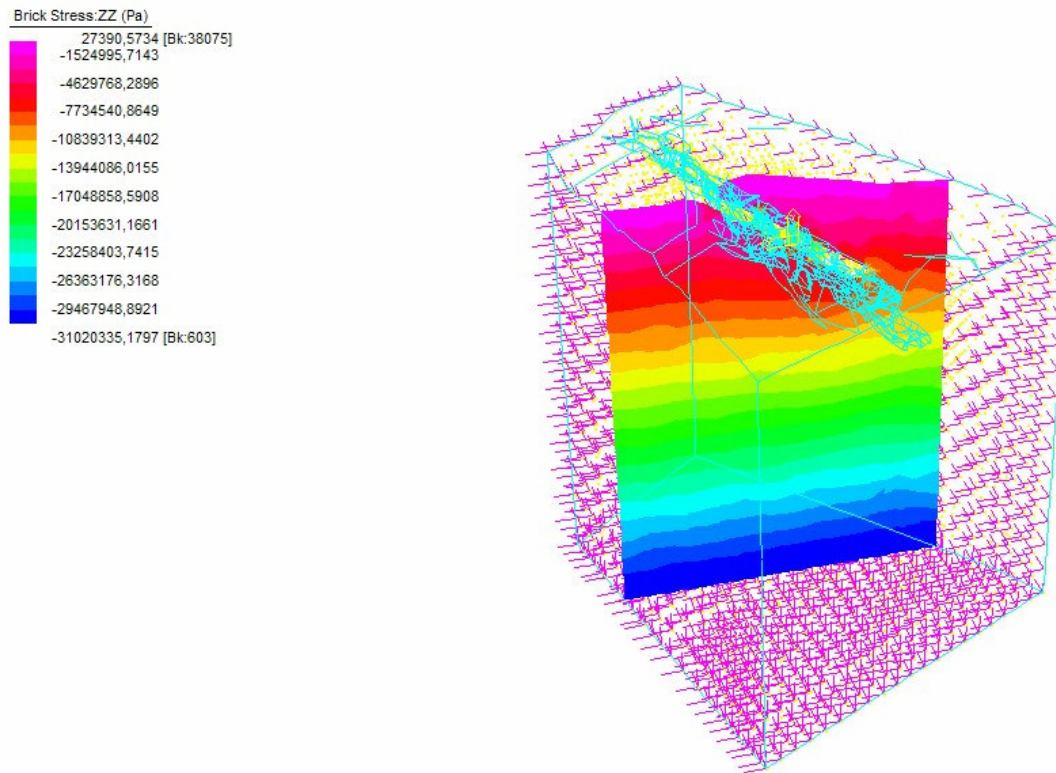


Figura 5.74. Curve di ugual livello della tensione verticale nella sezione 1

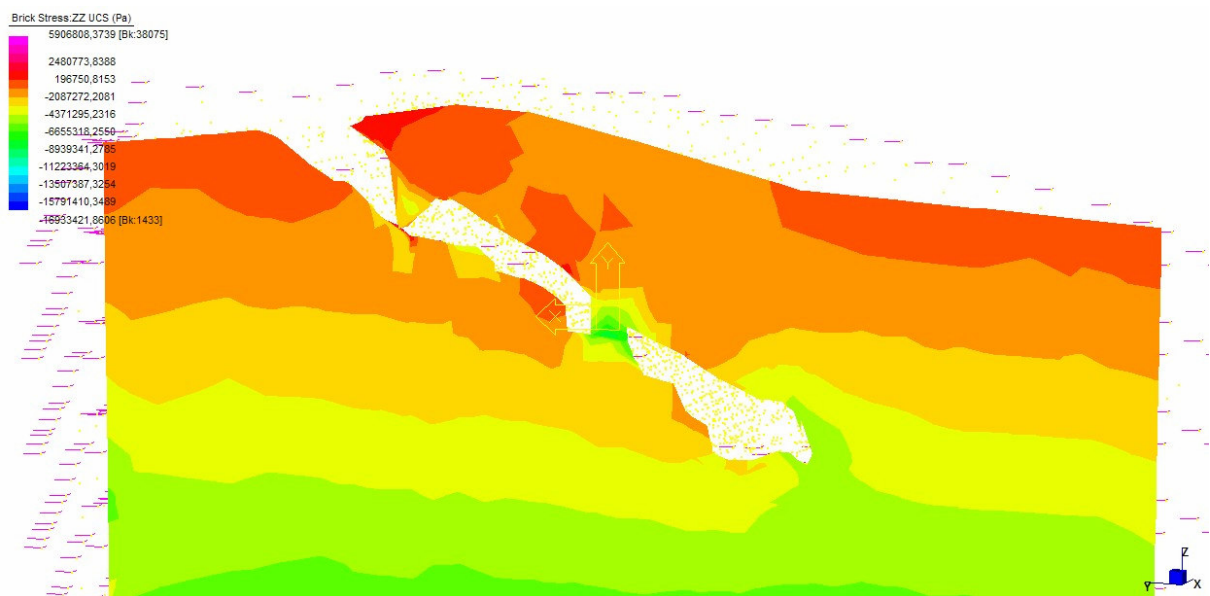


Figura 5.75. Curve di ugual livello di tensione verticale nella sezione 3

La figura 5.74 riporta le curve di ugual valore della tensioni verticali nella sezione 1, mentre la figura 5.75 riporta le curve di ugual valore della tensioni verticali nella sezione 3.

Poiché la sezione 3 contiene il pilastro 13 in cui è stata svolta una prova con martinetto piatto si fa riferimento alla figura 5.75 per analizzare i risultati della modellazione.

La sezione taglia il pilastro 13 che divide due grosse camere di forma ellissoidica. Il

pilastro 13 ha una tensione variabile compresa tra i 2,7 MPa, a al contatto con il tetto, fino a 5 nel tetto del pilastro. Al contatto tra il pilastro e la sua base la tensione verticale ritorna a valori di 3 MPa.

La tensione verticale gravitativa, alla quota del centro del pilastro è di circa 2 MPa per cui la concentrazione di sforzi porta a dei valori di tensione verticali circa 2,3 volte di quelli gravitativi. Sulle pareti del pilastro le tensioni verticali sono decisamente inferiori a quelle del centro e sono nell'ordine di grandezza inferiori ai 2 MPa come misurato con i martinetti piatti. Questo decremento di tensione verticale dal centro alla parete del pilastro è dovuto alla plasticizzazione della roccia in superficie.

Il fenomeno della plasticizzazione non è significativamente esteso in quanto la maggior parte della sezione orizzontale del pilastro lavora in campo elastico.

Sulle pareti e sulle solette non ci sono plasticizzazioni significative e le tensioni verticali sono leggermente ridotte, a causa dello scavo mentre incrementano quelle orizzontali.

Per quanto riguarda la stabilità globale i coefficienti di sicurezza tenderanno ovviamente a ridursi a causa del progredire dell'alterazione dell'ammasso roccioso e dei fenomeni carsici.

Dal calcolo si evidenzia che la stabilità globale dei vuoti sia garantita non si può escludere come del resto visto dall'analisi dell'equilibrio limite che si abbiano distacchi sia dalla pareti dei pilastri sia da quelle delle solette e dei tetti.

5.7. *Analisi con formule empiriche*

Un metodo altrettanto importante per la modellazione di pilastri in cave sotterranee è fondamentalmente basato su formule empiriche che non prendono in considerazione la qualità dell'ammasso roccioso come un parametro di ingresso. Questo rende difficile applicare, in altri tipi di campi che sono diversi da questo, queste formule empiriche.

Per evitare questo inconveniente sono state esaminate tali formule e proposte delle modifiche aggiustando la resistenza dei pilastri sulla base della RMR (Bieniawski's Rock Mass Rating).

I pilastri possono essere definiti come ammassi rocciosi in-situ tra due o più aperture sotterranee. Dunque la costruzione di cave sotterranee creerà pilastri e stanze di geometria variabile.

La questione della stabilità associata con questo tipo di scavi sotterranei in rocce dure può:

- Coinvolgere ampi tipi di fratture dal tetto alla base della cava. Così le rotture sono trovate generalmente in aree come camere, intersezioni di tunnel o tunnel con pareti del soffitto dritti.

Come in sito, aumenta la pressione, le fratture naturali si stringono e i processi di rottura diventano fragili e sono dominati da nuove fratture che nascono parallele ai confini degli scavi.

Uno dei fattori chiave che caratterizzano le rotture in rocce dure è la dimensione della pressione richiesta per iniziare e propagare le fratture. Inizialmente, a una profondità intermedia, queste regioni fratturate sono localizzate vicino all'apertura del perimetro ma alle grandi profondità le fratture coinvolgono la maggior parte della cava.

- La seconda richiede la conoscenza di tre variabili:
 - La pressione in sito nelle condizioni di confine
 - La resistenza degli ammassi rocciosi
 - La geometria della cava.

La resistenza della roccia intatta è determinata da test di laboratorio su piccoli cilindri e la resistenza dell'ammasso roccioso è determinata usando approcci empirici.

Noi andremo a studiare la stabilità dei pilastri rispetto ad un meccanismo di rottura:

- Rottura a compressione

Il progetto di pilastri in ammassi rocciosi può seguire tre approcci:

- 1) Simulare numericamente il processo di lastrificazione usando appropriati modelli;
- 2) Valutare la caratteristica della roccia e calcolare la durezza del pilastro insistendo sul rapporto dei modelli continui;
- 3) Usare le formule empiriche.

Due fattori primari sono usati in queste formule empiriche:

- Fattore di forma: un termine geometrico che rappresenta la forma dei pilastri;
- Fattore di scala: un termine di resistenza che include la resistenza degli ammassi di roccia in sito.

Le formule empiriche coinvolte sono generalmente di due tipi:

$$s_p = s_0 \cdot \frac{a_p^\alpha}{H_p^\beta}$$

$$s_p = s_0 \cdot \left(a + b \cdot \frac{H_p}{a_p} \right)$$

s_p = rappresenta la resistenza a compressione del pilastro

s_0 = rappresenta la resistenza a compressione del campione di roccia intatta

H_p e a_p = rispettivamente sono l'altezza e l'ampiezza del pilastro

α, β, a e b sono parametrici empirici.

Applichiamo adesso tali formule ai due pilastri studiati precedentemente con Abaqus, in cui la resistenza a compressione della roccia intatta è rispettivamente:

per il pilastro 23 = 7,7 MPa

per il pilastro 40 = 6,3 MPa

Quindi:

$$Sp_{23} = 7,7 \cdot \frac{1,8^{0,5}}{6,5^{0,75}} = 2,58 \text{ MPa}$$

$$Sp_{40} = 6,3 \cdot \frac{2,54^{0,5}}{6,5^{0,75}} = 2,51 \text{ MPa}$$

Tali valori sono stati calcolati anche attraverso numerose prove su vari provini attraverso l'utilizzo del martinetto piatto.

Le prove con martinetto piatto semplice sono basate sulla misura degli spostamenti indotti dal rilascio tensionale nell'intorno di un taglio eseguito perpendicolarmente alla direzione di indagine.

Il rilascio delle tensioni comporta, in caso di stato tensionale di compressione, una richiusura del taglio rilevabile attraverso misure di convergenza tra più coppie di punti posti in posizione simmetrica rispetto ad esso.

Mediante l'utilizzo di uno speciale martinetto piatto inserito all'interno del taglio e pressurizzato in modo da annullare la convergenza (ripristinando così, nell'intorno del taglio lo stato tensionale originario) è possibile la misura delle tensioni agenti nella struttura nell'area di prova.