POLITECNICO DI TORINO

Corso di Laurea Magistrale

in Ingegneria Civile



Tesi di Laurea Magistrale

STUDIO DELLE CONDIZIONI DI STABILITÀ DI PARETI ROCCIOSE E ANALISI DI RISCHIO: IL CASO DEL VALLONE DELL'ELVA

Relatori Candidato

Prof.ssa Ing. Maria Rita Migliazza

Francesco Lo Monaco

Prof. Ing. Claudio Scavia

Dott.ssa Ing. Maria Teresa Carriero

Anno Accademico 2022/2023

SOMMARIO

1	INTRODUZIONE	13
2	STABILITÀ IN AMMASSI ROCCIOSI	16
	2.1 Generalità sugli ammassi rocciosi	17
	2.1.1 Le discontinuità: caratterizzazione e comportamento meccanico	18
	2.1.2 La matrice rocciosa: caratterizzazione e comportamento meccanico	29
	2.1.3 L'ammasso roccioso: classificazione e caratterizzazione	31
	2.2 Classificazione dei fenomeni franosi	34
	2.2.1 Frane da crollo	35
	2.2.2 Frane da ribaltamento	37
	2.2.3 Frane da scivolamento	38
	2.2.4 Frane per espansione laterale	41
	2.2.5 Frane per colata	42
	2.2.6 Fenomeni complessi	43
	2.3 La caduta massi	44
	2.3.1 Fase d'innesco	45
	2.3.1.1 Analisi geometrica e tipologie di cinematismo	46
	2.3.1.2 Analisi geo-meccanica e metodo dell'equilibrio limite	49
	2.3.2 Fase di propagazione	50
	2.3.2.1 Traiettoria aerea	51
	2.3.2.2 Interazione blocco-pendio	53
	2.3.2.2.1 Coefficienti di restituzione	55

	2.3.2.2.2 Effetti della forma del blocco	56
	2.3.2.2.3 Effetti della dimensione del blocco	58
	2.3.2.2.4 Effetto della vegetazione	58
	2.3.3 Modellazione del fenomeno	59
	2.3.3.1 Modelli empirici	60
	2.3.3.2 Modelli numerici	60
	2.3.3.3 Modelli cinematici	61
	2.3.3.3.1 Metodo del blocco rigido	61
	2.3.3.3.2 Metodo lumped mass	63
	2.3.3.3 Metodo ibrido	64
3	RISCHIO DA CADUTA MASSI	65
	3.1 Analisi della pericolosità	66
	3.1.1 Previsione tipologica	68
	3.1.2 Previsione spaziale	71
	3.1.2.1 Modello geometrico	71
	3.1.2.2 Definizione del cinematismo	72
	3.1.2.3 Modello geo-meccanico	73
	3.1.2.4 Analisi di stabilità	74
	3.1.3 Previsione temporale	75
	3.1.3.1 Approccio statistico	77
	3.1.3.2 Approccio meccanico	79
	3.1.4 Previsione dell'evoluzione	79
	3.1.5 Previsione dell'intensità	81
	3.2 Valutazione del danno	84

	3.3 Calcolo del rischio	88
4	METODOLOGIE DI ANALISI DI RISCHIO DA CADUTA MASSI	91
	4.1 Metodi di analisi	93
	4.1.1 Rockfall Hazard Rating System (RHRS)	94
	4.1.2 Rock Engineering System (RES)	100
	4.1.2.1 Indice di intensità caduta massi	101
	4.1.2.2 Indice di pericolosità caduta massi (RHI)	103
	4.1.3 Analytic hierarchy process methods (AHP)	105
	4.1.3.1 Risk Assessment of Rockfall Hazard (RARH)	106
	4.1.3.2 Three Gorges Assessment System Rockfall Risk (ASRFR)	107
	4.1.4 Rockfall Hazard Assessment Procedure (RHAP)	109
	4.1.5 Rockfall Risk Assessment in Quarries (ROFRAQ)	112
	4.2 Scelta del metodo di analisi più opportuno	119
5	CASO DI STUDIO: LA STRADA DEL VALLONE DI ELVA	121
	5.1 Cenni storici	122
	5.2 Inquadramento generale e geografico	127
	5.3 Studi già effettuati	131
6	APPLICAZIONE DEI METODI E ANALISI DEI RISULTATI	138
	6.1 Applicazione del metodo RHRS	139
	6.2 Applicazione del metodo RES	146
	6.3 Applicazione del metodo RARH	152
	6.4 Modalità di applicazione del metodo ROFRAQ	158
	6.5 Applicazione del metodo ROFRAQ	159

	6.6 Confronto dei risultati	.169
7	CONCLUSIONI	172
-		
8	BIBLIOGRAFIA	177

INDICE DELLE FIGURE

Figura 1 - Schema rappresentativo di: strappo (I), scivolamento nel piano (II) e apertura (III)	19
Figura 2 - Definizione degli angoli di inclinazione ψ e di immersione α	20
Figura 3 - Polo di una discontinuità	21
Figura 4 - Reticoli equatoriale e polare della proiezione equi-area	21
Figura 5 - Misura della spaziatura	22
Figura 6 - Pettine di Barton e profili standard proposti da Barton & Choubey (ISRM,1993)	24
Figura 7 - Martello di Schmidt ed esempio di calcolo del JCS	25
Figura 8 - Schema di funzionamento della scatola di Hoek	26
Figura 9 - Andamento degli spostamenti tangenziali in funzione dello sforzo di taglio applicato e	
inviluppi di resistenza a taglio secondo il modello di Mohr-Coulomb per discontinuità piane (De	
Vallejo, 2005)	28
Figura 10 - Confronto tra il criterio di Mohr-Coulomb e quello di Barton	28
Figura 11 - Prove di laboratorio condotte sulla matrice rocciosa	29
Figura 12 - Inviluppo di rottura di Hoek & Brown	31
Figura 13 - Cinematismo di una frana da crollo	36
Figura 14 - Esempio di potenziale frana da ribaltamento multiplo	37
Figura 15 - Schema di ribaltamento singolo e multiplo	38
Figura 16 - Schema di una frana da scivolamento rotazionale	39
Figura 17 - Schema di una frana da scivolamento traslativo	40
Figura 18 - Schema di una frana composta	41
Figura 19 - Schema di una frana per espansione laterale	42
Figura 20 - Schema e condizioni di attivazione dello scivolamento planare	46
Figura 21 - Schema e condizioni di attivazione del ribaltamento piano	47
Figura 22 - Schema e condizioni di attivazione di uno scivolamento a cuneo	48

Figura 23 - Traiettoria della caduta a gittata (Giani 1992)	52
Figura 24 - Rappresentazione della velocità prima e dopo l'impatto (Migliazza et al. 2002)	55
Figura 25 - Tipologia di movimento in funzione delle condizioni d'impatto (Giani, 1992)	57
Figura 26 - Moto dei blocchi lungo un versante ricoperto da detriti (Giani, 1992)	58
Figura 27 - Esempio di carta di pericolosità	66
Figura 28 - Schema relativo alle dimensioni di una frana	69
Figura 29 - Foto storiche con indicazione del vecchio sentiero (Bersani, Baudino, 2004)	123
Figura 30 - Foto storiche nicchia della Madonna del Vallone, lapide che ricorda i benefattori	della
strada (Bersani, Baudino, 2004)	124
Figura 31 - Primo sentiero scavato nella roccia (Bersani, Baudino, 2004)	125
Figura 32 - Mulattiera scavata nella roccia (Provincia di Cuneo, anni '30)	126
Figura 33 - Mappa del Vallone di Elva (ITHACA, ISPRA)	127
Figura 34 - Inquadramento geografico della Valle Maira (Geo-portale Isprambiente)	128
Figura 35 - Inquadramento geografico della Strada del Vallone (Geo-portale Isprambiente)	129
Figura 36 - Schema geologico della Val Maira (webgis.arpa.piemonte)	130
Figura 37 - Orogenesi alpina (digilands.it)	131
Figura 38 - Ortofoto strada bassa	133
Figura 39 - Ortofoto strada alta	134
Figura 40 - Riferimento fotografico del settore posto al Km 0+260	140
Figura 41 - Andamento del rischio con metodo RHRS lungo la strada bassa	142
Figura 42 - Andamento del rischio con metodo RHRS lungo la strada alta	142
Figura 43 - Istogramma di frequenza con metodo RHRS lungo la strada bassa	145
Figura 44 - Istogramma di frequenza con metodo RHRS lungo la strada alta	145
Figura 45 - Riferimento fotografico del settore posto al Km 2+950	147
Figura 46 - Andamento del rischio con metodo RES lungo la strada bassa	148
Figura 47 - Andamento del rischio con metodo RES lungo la strada alta	149

Figura 48 - Istogramma di frequenza con metodo RES lungo la strada bassa	151
Figura 49 - Istogramma di frequenza con metodo RES lungo la strada alta	152
Figura 50 - Riferimento fotografico del settore posto al Km 1+130	153
Figura 51 - Andamento del rischio con metodo RARH lungo la strada bassa	154
Figura 52 - Andamento del rischio con metodo RARH lungo la strada alta	154
Figura 53 - Istogramma di frequenza con metodo RARH lungo la strada bassa	157
Figura 54 - Istogramma di frequenza con metodo RARH lungo la strada alta	157
Figura 55 - Riferimento fotografico del settore posto al Km 1+490	160
Figura 56 - Profilo su ROCFALL del versante posto al Km 1+490	160
Figura 57 - Settings ROCFALL dell'affioramento roccioso rigido	161
Figura 58 - Settings ROCFALL dell'asfalto	161
Figura 59 - Settings dei punti d'innesco della caduta massi	162
Figura 60 - Potenziali traiettorie dei blocchi fornite dall'analisi traiettografica	163
Figura 61 - Distribuzione dei punti di arresto dei blocchi lungo il versante	164
Figura 62 - Andamento del rischio con metodo ROFRAQ lungo la strada bassa	165
Figura 63 - Andamento del rischio con metodo ROFRAQ lungo la strada alta	166
Figura 64 - Istogramma di frequenza con metodo ROFRAQ lungo la strada bassa	168
Figura 65 - Istogramma di frequenza con metodo ROFRAQ lungo la strada alta	169
Figura 66 - Confronto degli andamenti del rischio lungo la strada bassa	170
Figura 67 - Confronto degli andamenti del rischio lungo la strada alta	170
Figura 68 - Confronto degli andamenti del rischio lungo la strada bassa (conclusioni)	174
Figura 69 - Confronto degli andamenti del rischio lungo la strada alta (conclusioni)	174

INDICE DELLE TABELLE

Tabella 1 - Classificazione della persistenza di una discontinuità (ISRM, 1993)	23
Tabella 2 - Classificazione di Varnes (1978)	35
Tabella 3 - Coefficienti di restituzione (Richards, 1988)	56
Tabella 4 - Classificazione di una frana in base al volume di materiale depositato (Fell, 1994)	70
Tabella 5 - Classificazione di una frana in base alla velocità (Cruden & Varnes, 1994)	70
Tabella 6 - Classificazione per frane a cinematica lenta (Del Prete et al., 1992)	77
Tabella 7 - Classificazione per frane di tipo generale (Fell, 1994)	77
Tabella 8 - Classificazione dell'intensità rispetto alle conseguenze sull'incolumità umana	82
Tabella 9 - Classificazione dell'intensità rispetto alle conseguenze economiche	82
Tabella 10 - Classificazione dell'intensità rispetto alla velocità, con associati danni attesi (Cruden 8	&
Varnes, 1994)	82
Tabella 11 - Associazione dei movimenti alle loro tipiche classi di velocità	83
Tabella 12 - Classificazione dell'intensità rispetto al volume coinvolto (Fell, 1994)	83
Tabella 13 - Classi di elementi a rischio	85
Tabella 14 - Classi di vulnerabilità	86
Tabella 15 - Valutazione del danno	87
Tabella 16 - Classi di danno	87
Tabella 17 - Valutazione del rischio	90
Tabella 18 - Classi di rischio	90
Tabella 19 - Criterio di assegnazione dei punteggi col metodo RHRS (Pierson, 1992)	98
Tabella 20 - Sommario dei metodi RHRS modificati più utilizzati (Ferrari et al. 2016) 1	100
Tabella 21 - Esempio di matrice dei pesi derivata da un caso studio in Cina (Li et al. 2009) 1	106
Tabella 22 - Definizione della classe di pericolosità finale con il metodo RHAP (Ferrari et al. 2016)	
	12

Tabella 23 - Scheda dati per il calcolo dell'indice ROFRAQ (Alejano et al. 2008)	117
Tabella 24 - Principali fenomeni d'instabilità e relativi tratti di strada rilevati (Analisi delle cor	ndizioni
di stabilità della strada del Vallone, 2022)	132
Tabella 25- Dati di precipitazione, neve cumulata e neve sciolta (Albello 2020)	135
Tabella 26 - Applicazione del metodo RHRS nel settore posto al Km 0 + 260	139
Tabella 27 - Rischio con metodo RHRS lungo la strada bassa	143
Tabella 28 - Rischio con metodo RHRS lungo la strada alta	143
Tabella 29 - Analisi di frequenza con metodo RHRS lungo la strada bassa	144
Tabella 30 - Analisi di frequenza con metodo RHRS lungo la strada alta	145
Tabella 31 - Applicazione del metodo RES nel settore posto al Km 2+950	146
Tabella 32 - Rischio con metodo RES lungo la strada bassa	149
Tabella 33 - Rischio con metodo RES lungo la strada alta	150
Tabella 34 - Analisi di frequenza con metodo RES lungo la strada bassa	151
Tabella 35 - Analisi di frequenza con metodo RES lungo la strada alta	151
Tabella 36 - Applicazione del metodo RARH nel settore posto al Km 1+130	153
Tabella 37 - Rischio con metodo RARH lungo la strada bassa	155
Tabella 38 - Rischio con metodo RARH lungo la strada alta	155
Tabella 39 - Analisi di frequenza con metodo RARH lungo la strada bassa	156
Tabella 40 - Analisi di frequenza con metodo RARH lungo la strada alta	157
Tabella 41 - Applicazione del metodo ROFRAQ nel settore posto al Km 1+490	165
Tabella 42 - Rischio con metodo ROFRAQ lungo la strada bassa	166
Tabella 43 - Rischio con metodo ROFRAQ lungo la strada alta	167
Tabella 44 - Analisi di frequenza con metodo ROFRAQ lungo la strada bassa	168
Tabella 45 - Analisi di frequenza con metodo ROFRAQ lungo la strada alta	169
Tabella 46 - Settori più a rischio lungo la strada bassa	171
Tabella 47 - Settori più a rischio lungo la strada alta	171

Tabella 48 - Settori più a rischio lungo la strada bassa (conclusioni)	. 175
Tabella 49 - Settori più a rischio lungo la strada alta (conclusioni)	. 175

1. INTRODUZIONE

Lo studio delle condizioni di stabilità delle pareti rocciose e l'analisi di rischio sono operazioni fondamentali e preliminari per la mitigazione dello stesso.

Nel seguente lavoro di tesi verranno eseguite le suddette analisi sugli ammassi rocciosi che aggettano strapiombanti sulla Strada del Vallone di Elva (Strada Provinciale SP 104), in provincia di Cuneo.

La strada, con i suoi 9 Km di estensione, collega il fondo della Valle Maira (Piemonte sudoccidentale) al Comune di Elva e risulta chiusa al traffico dal 2015, in base ad un'ordinanza della provincia di Cuneo, a causa dei numerosi fenomeni d'instabilità verificatisi negli anni nei primi 5 Km della strada.

La chiusura della strada risulta essere motivo di grande disagio per gli Elvesi, che si trovano isolati dal fondo valle, dal momento che la SP 104 ne è il collegamento più diretto. A questo si aggiunge il fatto che la strada è considerata di inestimabile valore dal punto di vista storico, turistico e paesaggistico e tutto ciò ha spinto gli abitanti di Elva a istituire un apposito Comitato per la riapertura della strada.

In questo elaborato, grazie alla caratterizzazione dell'ammasso roccioso e dei fenomeni d'instabilità manifestatisi in passato (operazioni già svolte in altri studi) e sulla base di una serie di osservazioni in situ, si sono svolte delle analisi di rischio con diverse metodologie, confrontandone poi i risultati, su diverse porzioni di ammasso roccioso lungo la strada, per poter individuare quelle più esposte a future manifestazioni di fenomeni franosi e che quindi richiedono una più tempestiva mitigazione del rischio.

Il metodo di analisi su cui ci si è attenzionati maggiormente è il metodo ROFRAQ (Alejano et al. 2008), essendo questo un metodo semi quantitativo che prevede anche un'analisi cinematica dei blocchi, condotta tramite il software ROCFALL; si è effettuata l'analisi di rischio anche con altri metodi puramente qualitativi, quindi di più semplice applicazione, in modo da confrontare i risultati ottenuti e quindi validare in qualche modo il lavoro svolto.

Si è scelto di suddividere la trattazione in sei capitoli, i primi dei quali riguardano i cenni teorici di base sulla meccanica delle rocce e sul rischio da caduta massi, indispensabili per comprendere le analisi che sono state effettuate.

In modo particolare, nel secondo capitolo viene fatto un excursus teorico sugli ammassi rocciosi, sulla loro composizione e caratterizzazione meccanica delle componenti, ovvero la matrice rocciosa e le discontinuità; a seguire viene trattata la classificazione dei fenomeni franosi, indispensabile per comprendere a quale manifestazione e cinematismo può essere soggetto un determinato settore. Si tratterà infine la caduta massi, descrivendone le fasi e i vari metodi utilizzabili per modellare il problema.

Nel terzo e nel quarto capitolo si parla del rischio da caduta massi. In particolare, nel terzo capitolo viene descritta in modo dettagliato la procedura standard per effettuare un'analisi di rischio, passando per l'analisi di pericolosità, per l'individuazione degli elementi a rischio e della loro vulnerabilità, fino all'effettivo calcolo del rischio; nel quarto capitolo vengono elencati e descritti dei metodi utilizzabili per effettuare delle analisi di rischio qualitative, molti dei quali verranno poi applicati nel seguente studio.

Si passa poi al quinto capitolo, in cui viene descritto in dettaglio lo scenario del Vallone di Elva, sia da un punto di vista storico che geo-morfologico, citando inoltre i precedenti studi effettuati e riportandone in maniera concisa i risultati ottenuti.

L'elaborato si conclude con il sesto capitolo, in cui vengono descritte tutte le attività svolte per il seguente studio e le loro modalità di esecuzione, riportando i risultati ottenuti e confrontandoli in relazione alle diverse metodologie di analisi di rischio che sono state utilizzate.

Si rimanda la discussione concisa dei risultati ottenuti al capitolo delle conclusioni.

2. STABILITÀ IN AMMASSI ROCCIOSI

Questo capitolo comincia con una trattazione sugli aspetti salienti della meccanica delle rocce, fondamentale per affrontare lo studio della stabilità di un ammasso roccioso.

Successivamente verranno classificati tutti i fenomeni franosi che si possono manifestare a seguito di un'eventuale instabilità dell'ammasso, ponendo particolare attenzione sul fenomeno della caduta massi, oggetto principale del seguente studio di tesi.

Ci si focalizzerà sulle principali fasi che interessano un fenomeno franoso, partendo dalla fase di innesco, volta a comprendere il meccanismo con il quale si manifesterà il collasso e i volumi di materiale interessati, per poi arrivare alla fase di propagazione, con la quale ci si pone la necessità di stimare l'energia coinvolta nel fenomeno e i possibili percorsi seguiti dal materiale franato, al fine di comprendere quali siano le aree potenzialmente a rischio.

Si concluderà la trattazione vedendo con che modalità è possibile modellare il fenomeno attraverso l'utilizzo dei software.

2.1 Generalità sugli ammassi rocciosi

L'ammasso roccioso è un mezzo naturale potenzialmente instabile inquanto costituito da due entità separate: la matrice rocciosa (interessata solo da microfratture) e le discontinuità naturali che sono delle vere e proprie fratture all'interno della roccia.

La matrice rocciosa è molto resistente mentre le discontinuità sono elementi di debolezza e costituiscono l'elemento base per distinguere la meccanica delle rocce da quella dei suoli, inquanto tendono a cambiare lo stato di sforzo nell'ammasso roccioso rendendo il problema molto più complesso.

Per tenere conto della presenza delle discontinuità è possibile utilizzare due approcci differenti:

- Approccio del continuo equivalente: si cerca di ricondurre tutto ad un sistema continuo equivalente che avrà caratteristiche meccaniche più scadenti per tenere conto della debolezza dovuta alle discontinuità;
- Approccio del discontinuo: la matrice rocciosa e le discontinuità verranno rappresentate separatamente sia dal punto di vista geometrico che da quello della resistenza. Con questo secondo approccio si riesce a cogliere un comportamento più realistico dell'ammasso roccioso ma è richiesta una caratterizzazione sia della matrice rocciosa che delle discontinuità e quindi serviranno più informazioni.

L'utilizzo di un approccio piuttosto che l'altro è legato al confronto tra il grado di fratturazione dell'ammasso roccioso e le dimensioni dell'opera ingegneristica in esame. A tal proposito è importante introdurre il concetto di REV (Representative Elementary Volume), che stabilisce il minimo volume richiesto affinché una certa proprietà misurata sia indipendente dalle dimensioni del campione o dell'ammasso roccioso studiato. È dunque quel volume per cui ha senso fare un'omogeneizzazione, cioè sostituire il mezzo particellare con un continuo equivalente.

In meccanica dei suoli questa operazione viene sempre eseguita (si usa dunque l'approccio del continuo equivalente) perché i volumi su cui si lavora sono di gran lunga più grandi del REV.

In meccanica delle rocce non è sempre possibile, poiché se per esempio le discontinuità fossero molto grandi bisognerebbe eseguire delle prove su un campione molto grande per averne la caratterizzazione e chiaramente non è possibile, specialmente in laboratorio.

Vediamo adesso come è possibile caratterizzare e classificare l'ammasso roccioso a partire dalle sue due componenti.

2.1.1 Le discontinuità: caratterizzazione e comportamento meccanico

Sono elementi fondamentali per lo studio degli ammassi rocciosi. Dal punto di vista meccanico vengono definite come delle interruzioni di continuità nel campo degli spostamenti indotti dai carichi esterni in un mezzo.

Sono dunque delle superfici all'interno dell'ammasso roccioso tra le cui facce possono generarsi spostamenti relativi normali o tangenziali a causa di tre possibili tipi di sollecitazione: strappo, scivolamento nel piano, apertura (mostrate rispettivamente in Figura 1).

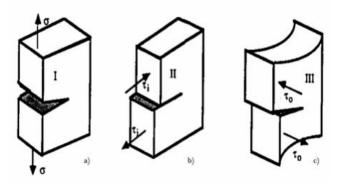


Figura 1 - Schema rappresentativo di: strappo (I), scivolamento nel piano (II) e apertura (III)

Le discontinuità possono essere di tre tipologie:

- Faglie: sono le più pericolose, si formano sotto sforzi di trazione e di taglio e le loro superfici hanno subito dei grandi spostamenti (soprattutto di taglio).
 Usualmente non sono formate da un singolo piano ma da fasce di materiale altamente fratturato e alterato.
 - Solitamente sono di grandi dimensioni e non hanno carattere ripetitivo, ma condizionano il comportamento dell'ammasso roccioso in modo rilevante.
- Giunti: sono più piccoli e numerosi rispetto alle faglie e possono essere raggruppati in famiglie in base alle modalità di formazione, potendo così attribuire caratteristiche geometriche e meccaniche uguali.
 - Anche loro si possono formare per taglio o trazione: nel primo caso si ha una superficie di rottura poco rugosa e viceversa nel secondo caso.
- Scistosità: più che di discontinuità si tratta di eterogeneità, cioè di una successione di materiali con caratteristiche diverse.
 - Sono comunque zone di debolezza e possono trasformarsi nel tempo in vere e proprie discontinuità.

L'individuazione delle discontinuità è la prima operazione che bisogna effettuare nell'analisi di un ammasso roccioso. Una volta individuate devono essere caratterizzate attraverso dei rilievi, sia da un punto di vista geometrico che meccanico.

La campagna di rilievi geo-strutturali è un elemento basilare per lo studio e l'identificazione dei sistemi di discontinuità che caratterizzano i versanti. Tale operazione fornisce le informazioni necessarie alle successive valutazioni sulla suscettibilità al dissesto dei versanti.

In particolare, l'ISRM (Internetional Society for Rock Mechanics) definisce otto caratteristiche utili per caratterizzare in maniera completa le discontinuità e le si riportano di seguito.

1. Orientazione: definisce la posizione delle discontinuità nello spazio attraverso due angoli: l'angolo di inclinazione (ψ) e l'angolo di immersione (α): il primo indica l'inclinazione del piano di discontinuità rispetto all'orizzontale (compreso tra 0 e 90°), il secondo rappresenta l'angolo, misurato in senso antiorario, tra la proiezione della linea di massima pendenza sul piano orizzontale e la direzione del Nord (compreso tra 0 e 360°).

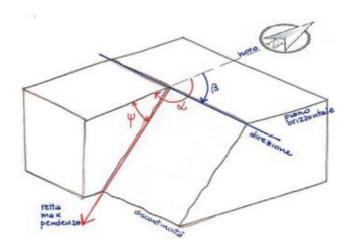


Figura 2 - Definizione degli angoli di inclinazione ψ e di immersione α

Una discontinuità può essere rappresentata anche tramite un polo, cioè una retta normale al piano considerato che viene identificata tramite un angolo di inclinazione ψ_n e uno di immersione α_n (Figura 3). In entrambi i casi questi angoli possono essere misurati per mezzo di una bussola geologica con inclinometro.

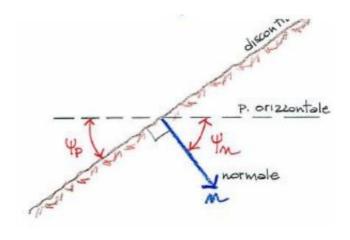


Figura 3 - Polo di una discontinuità

Spesso, per semplicità, la rappresentazione grafica della giacitura delle discontinuità viene effettuata attraverso le proiezioni stereografiche, in grado di ridurre di 1 la dimensione dell'ente analizzato. Queste sono solitamente riportate sul reticolo equatoriale della proiezione equi-area e sul reticolo polare della proiezione equi-area (Figura 4).

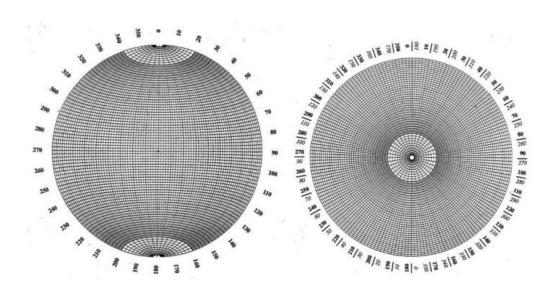


Figura 4 - Reticoli equatoriale e polare della proiezione equi-area

2. Spaziatura: è la distanza tra le diverse discontinuità e permette di ricavare la dimensione dei blocchi oltre che effettuare la scelta di un modello geomeccanico rappresentativo dell'ammasso roccioso.

Per misurarla si effettua uno stendimento di una rotella metrica graduata sulla superficie affiorata in modo che la traccia delle discontinuità sia perpendicolare alla direzione dello stendimento, se così non fosse (nella maggior parte dei casi) bisogna fare delle correzioni.

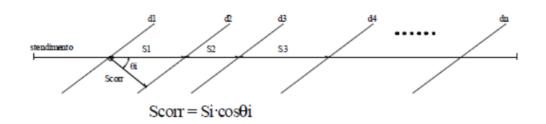


Figura 5 - Misura della spaziatura

Quando si ha a che fare con un sistema di discontinuità si definisce un valore medio della spaziatura pari a:

$$S_m = \frac{L}{N}$$

con L lunghezza dello stendimento e N numero di discontinuità rilevate.

3. Persistenza: è una grandezza legata all'estensione della frattura all'interno dell'ammasso roccioso. Quest'ultimo, infatti, internamente è formato da discontinuità che non si estendono all'infinito ma sono intervallate da ponti di roccia (materiale intatto).

Questo parametro può essere calcolato come rapporto tra la somma delle aree discontinue e l'area totale di riferimento e varierà tra 0 (roccia intatta) e 1 (discontinuità infinitamente estese).

Siccome non si conosce la costituzione dell'ammasso roccioso al suo interno, ci si deve accontentare di valutare questo parametro sulla superficie esterna per poi estenderlo anche all'interno: in questo caso non si avrà a che fare con delle aree ma con le lunghezze delle tracce di intersezione della discontinuità con il fronte del versante.

Secondo l'ISRM, in base alla lunghezza della traccia rilevata, la persistenza è classificata secondo la seguente tabella:

Persistenza	Lunghezza [m]	
Molto bassa	< 1 m	
Bassa	1-3 m	
Media	3-10 m	
Alta	10-20 m	
Molto alta	> 20 m	

Tabella 1 - Classificazione della persistenza di una discontinuità (ISRM, 1993)

4. Scabrezza: è data dalle superfici affacciate o ondulazioni sul piano della discontinuità che di fatto non si presenta come un piano liscio ma rugoso e tale rugosità è di fondamentale importanza per lo sviluppo della resistenza a taglio.

In base alla scala considerata si può parlare di rugosità (scala di un provino di laboratorio) o ondulazione (scala di dimensione reale). L'ondulazione viene valutata in maniera qualitativa mentre la rugosità si valuta con il pettine di Barton, uno strumento costituito da una parte rigida all'interno della quale, sotto una leggera pressione, possono scorrere degli elementi che assomigliano ad aghi.

Premendo lo strumento contro una superficie di discontinuità si ottiene un calco della superficie che si ritrova tale e quale nella parte superiore del pettine. Riportando su un foglio questo profilo e confrontandolo con dei profili standard è possibile ottenere un parametro di rugosità, il JRC (Joint Roughness Coefficient), che assume valori compresi tra 0 e 20.

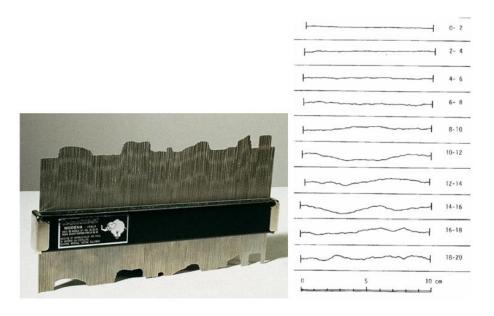


Figura 6 - Pettine di Barton e profili standard proposti da Barton & Choubey (ISRM,1993)

5. Resistenza delle pareti: è la resistenza delle asperità che formano la superficie delle discontinuità, in particolare si fa riferimento alla resistenza a compressione dei lembi affacciati delle asperità che generalmente è inferiore a quella del materiale roccioso, essendo la parte più esterna soggetta ad erosione, filtrazione dell'acqua, ecc.

Per misurarla si utilizza il martello di Schmidt, detto anche sclerometro, che pigiato sulla superficie di discontinuità fornisce un numero di rimbalzi a cui è associato il parametro JCS (Joint Compressive Strength).

Correlando questo parametro con la densità della roccia è possibile ottenere tramite dei nomogrammi una resistenza a compressione (Figura 7).

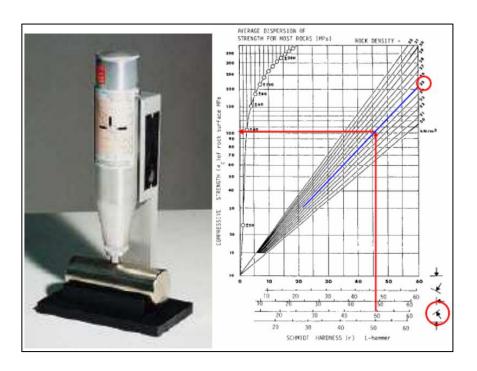


Figura 7 - Martello di Schmidt ed esempio di calcolo del JCS

- 6. Apertura: è la distanza tra i lembi affacciati di una discontinuità in cui lo spazio interposto è riempito di aria o di acqua. Si parla di spessore nel caso di discontinuità riempita. Non sempre apertura e spessore coincidono.
- 7. Riempimento: è il materiale che sta all'interno della discontinuità quando c'è una certa apertura ed è importante perché può alterare parecchio la resistenza, infatti, generalmente, il materiale di riempimento ha una resistenza inferiore rispetto a quella del materiale roccioso.
 - Al fine di stimare la resistenza e caratterizzare il comportamento della discontinuità sarà opportuno conoscere l'ampiezza, il grado di alterazione, la mineralogia, la granulometria delle particelle, la resistenza del riempimento, il contenuto d'acqua e la permeabilità.
- 8. Filtrazione: la presenza di acqua nell'ammasso roccioso è fortemente legata alla presenza di discontinuità. L'acqua, infatti, non interessa il materiale roccioso poiché questo è sufficientemente impermeabile.

La presenza di acqua nelle discontinuità dipende anche dalla presenza o meno di materiale di riempimento: per ognuno di questi due casi è possibile distinguere sei gradi di filtrazione, dal più piccolo al più grande.

Parametri come la spaziatura e la persistenza, oltre che la distribuzione nello spazio delle famiglie di discontinuità, determinano la formazione di blocchi e la loro forma. In particolare, il numero di sistemi di discontinuità e la loro orientazione determinano la forma del blocco, mentre la spaziatura e la persistenza ne determinano il volume.

Uno dei metodi per il dimensionamento dei blocchi è stato proposto da Palmstrom nel 1996: si stima l'indice della dimensione dei blocchi I_b come rapporto tra il prodotto dei valori di spaziatura delle famiglie di discontinuità e il prodotto degli angoli tra esse:

$$I_b = \frac{S_1 \cdot S_2 \cdot S_3}{\gamma_{12} \cdot \gamma_{13} \cdot \gamma_{23}}$$

Per quanto riguarda il comportamento meccanico, questo è governato dalla resistenza a taglio della superficie di discontinuità che può essere determinata tramite una prova di taglio diretta, eseguita attraverso la scatola di Hoek (Figura 8).

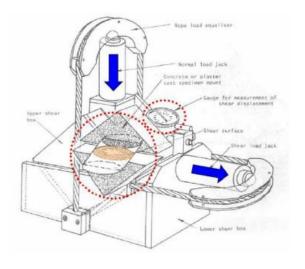


Figura 8 - Schema di funzionamento della scatola di Hoek

La prova viene eseguita applicando, su un campione con una superficie di discontinuità, un carico assiale di compressione costante durante tutta la prova ed uno sforzo di taglio che viene incrementato gradualmente fino alla rottura. Il tutto viene poi ripetuto cambiando il carico di compressione.

Durante la prova vengono misurati gli spostamenti normali e tangenziali rispetto alla superficie di discontinuità.

In questo modo è possibile studiare sia le condizioni di picco, dopo il quale le asperità vengono scavalcate producendo uno spostamento verticale (dilatanza), sia le condizioni residue, in cui la superficie di discontinuità è liscia, poiché le asperità si rompono prima di essere scavalcate.

Dai risultati sperimentali si evince che la resistenza di picco aumenta all'aumentare dello sforzo normale di compressione, fino ad un limite massimo che coincide con le condizioni residue e che è funzione del tipo di materiale.

I modelli teorici utilizzati per descrivere questo comportamento possono essere diversi. In particolare, per le condizioni residue, quindi in caso di superficie di discontinuità liscia, il modello più utilizzato è quello di Mohr-Coulomb, rappresentato da una retta, secondo cui la resistenza a taglio aumenta proporzionalmente all'aumentare dello sforzo assiale di compressione e dell'angolo di attrito residuo:

$$\tau_r = \sigma_n \cdot tan\varphi_r$$

Per la resistenza a taglio di picco è preferibile utilizzare un modello che tenga conto anche del comportamento coesivo, essendo presenti le asperità:

$$\tau_p = c + \sigma_n \cdot tan\varphi_p$$

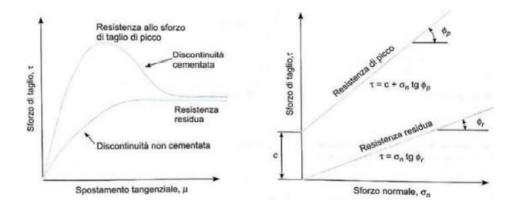


Figura 9 - Andamento degli spostamenti tangenziali in funzione dello sforzo di taglio applicato e inviluppi di resistenza a taglio secondo il modello di Mohr-Coulomb per discontinuità piane (De Vallejo, 2005)

In realtà, per le condizioni di picco, il criterio di Mohr-Coulomb non da una buona approssimazione essendo un criterio lineare; il modello più utilizzato per rappresentare l'andamento non lineare della resistenza a taglio per le condizioni di picco è il modello di Barton (1973), descritto attraverso la seguente equazione:

$$\tau_p = \sigma_n \cdot \tan \left(\varphi_r + JRC \cdot log_{10} \frac{JCS}{\sigma_n} \right)$$

Secondo tale modello la resistenza a taglio è funzione dello sforzo assiale di compressione (σ_n) , della rugosità della superficie di discontinuità (JRC), della resistenza delle asperità (JCS) e del tipo di materiale (φ_r) .

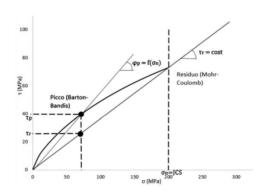


Figura 10 - Confronto tra il criterio di Mohr-Coulomb e quello di Barton

2.1.2 La matrice rocciosa: caratterizzazione e comportamento meccanico

La matrice rocciosa si presenta come un materiale molto compatto e abbastanza resistente, costituito da microfratture che lo rendono praticamente impermeabile, e costituisce la parte dell'ammasso roccioso che si trova tra una discontinuità e l'altra. Queste sue caratteristiche permettono di trattarlo in laboratorio come un mezzo continuo.

La sua caratterizzazione, dal punto di vista meccanico, avviene tramite una serie di prove di laboratorio che permettono di ricavarne i parametri di resistenza e deformabilità. Nel seguente schema (Figura 11) si riportano i principali test condotti in laboratorio.

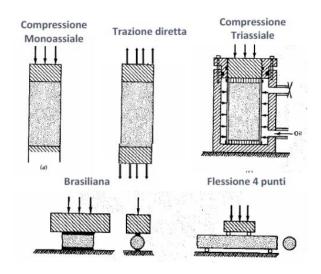


Figura 11 - Prove di laboratorio condotte sulla matrice rocciosa

Il comportamento meccanico a compressione viene definito tramite prove a compressione mono-assiale o triassiale. Nel primo caso si applica solo uno sforzo di compressione assiale che viene aumentato fino a portare a rottura il provino (il carico a rottura costituisce la resistenza a compressione mono-assiale \mathcal{C}_0). Dall'inviluppo di rottura ottenuto è anche possibile ricavare il modulo elastico E e il coefficiente di Poisson v (parametri di deformabilità).

Nel secondo caso viene applicato anche uno sforzo radiale di confinamento che viene mantenuto costante per tutta la durata del test e si eseguono diverse prove con diversi valori di confinamento. Si ottiene così, per ogni provino, un valore del carico assiale di rottura che aumenterà al crescere del confinamento e interpolando tutti questi valori sul piano di Mohr sarà possibile ottenere l'inviluppo di rottura di Mohr-Coulomb, la cui pendenza e la cui intercetta costituiscono i parametri di resistenza del materiale.

Il comportamento a trazione può essere definito mediante delle prove di trazione che possono essere condotte in configurazione diretta o indiretta.

In una prova di trazione diretta il provino viene portato a rottura per trazione, ma viste le complicazioni nell'applicare uno sforzo di trazione senza indurre sul provino delle rotture localizzate spesso il test viene eseguito in configurazione indiretta.

La prova di trazione indiretta maggiormente utilizzata è la prova brasiliana, in cui si applica uno sforzo diametrale di compressione (si risolve il problema del danneggiamento localizzato del provino) su un provino cilindrico, inducendo al centro del provino stesso una sollecitazione combinata di trazione e compressione. Poiché la resistenza a trazione della roccia è molto inferiore rispetto a quella a compressione, la rottura del provino avviene per trazione.

Per tenere contemporaneamente in considerazione la resistenza a trazione e quella a compressione in un unico inviluppo è necessario introdurre il criterio di resistenza di Hoek & Brown, criterio puramente empirico e non lineare che descrive l'andamento della tensione principale σ_1 in funzione della tensione di confinamento σ_3 (Figura 12).

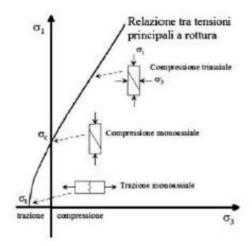


Figura 12 - Inviluppo di rottura di Hoek & Brown

L'inviluppo è descritto analiticamente dalla seguente equazione:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \cdot \left(m_i \cdot \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^{\alpha}$$

Con:

- $oldsymbol{m}_i$ parametro dipendente dalle caratteristiche litologiche del materiale roccioso;
- s parametro dipendente dal grado di fratturazione della roccia (pari a 1 per roccia intatta);
- α parametro pari a 0.5 nel caso di roccia intatta;
- $oldsymbol{\sigma}_{ci}$ resistenza a compressione monoassiale della roccia intatta.

2.1.3 L'ammasso roccioso: classificazione e caratterizzazione

Qualora l'ammasso roccioso venga trattato con un modello del discontinuo, la sua caratterizzazione dal punto di vista meccanico può essere effettuata attraverso i test di laboratorio già visti, condotti separatamente sulla matrice rocciosa e sulle discontinuità.

Se si utilizza l'approccio del continuo equivalente bisogna introdurre i sistemi di classificazione, che attraverso delle leggi empiriche possono portare alla stima dei parametri di resistenza e deformabilità e alla definizione dell'inviluppo di rottura secondo Hoek & Brown.

Questi sistemi suddividono l'ammasso roccioso in classi di qualità e attribuendo un punteggio ad alcune delle caratteristiche fondamentali della roccia (sia matrice rocciosa che discontinuità) è possibile eseguire una classificazione.

Tra i principali metodi di classificazione c'è sicuramente il metodo RMR (Rock Mass Rating, Bieniawski, 1973-1989), utilizzato per ammassi rocciosi di qualunque genere, in particolare per quelli interessati da opere in sotterraneo.

L'indice sulla base del quale viene eseguita la classificazione è l'indice RMR di base, variabile tra 0 e 100 e ottenibile sommando i punteggi attribuiti a cinque parametri dell'ammasso:

- Resistenza a compressione mono-assiale della roccia intatta C_0 ;
- RQD (Rock Quality Designation), parametro legato al grado di fratturazione dell'ammasso;
- Spaziatura delle discontinuità;
- Condizioni delle discontinuità, facendo riferimento a scabrezza, persistenza, apertura, riempimento e alterazione;
- Venute d'acqua.

Un altro sistema ampiamente utilizzato è quello GSI (Geological Strength Index, Hoek, 1994), basato sulle condizioni geologiche dell'ammasso. L'indice di qualità GSI viene valutato sulla base dell'impressione visiva della struttura dell'ammasso. Noto quest'indice è possibile stimare la riduzione della resistenza dell'ammasso in relazione a differenti condizioni geologiche.

L'indice GSI è molto utilizzato anche per la valutazione empirica dei parametri di resistenza del criterio di Hoek & Brown, che nel caso dell'ammasso roccioso presenta una formulazione leggermente diversa rispetto alla roccia intatta:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \cdot \left(m_b \cdot \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s_b \right)^{\alpha}$$

con:

$$\bullet \quad m_b = m_i \cdot e^{\frac{GSI - 100}{28 - 14D}};$$

- *D* tiene conto del grado di disturbo dell'ammasso roccioso a causa di azioni dinamiche;
- $\bullet \quad s_b = e^{\frac{GSI 100}{9 3D}};$

•
$$\alpha = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}} \right)$$

Noti i parametri D e GSI è possibile determinare in maniera puramente empirica il modulo di deformabilità E dell'ammasso con delle relazioni elaborate da Hoek e Diederichs nel 2006:

$$E_d = 100000 \cdot \left(\frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\frac{(75 + 25D - GSI)}{11}}} \right) [MPa]$$

Nel caso in cui sia noto il modulo di elasticità della roccia intatta:

$$E_d = E_i \cdot \left(0.02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\frac{(60 + 15D - GSI)}{11}}} \right) [MPa]$$

2.2 Classificazione dei fenomeni franosi

Si definisce frana il movimento di una massa lungo un versante, mobilitato a causa dell'attivazione di cinematismi o meccanismi instabili.

In un fenomeno franoso si distinguono due zone fondamentali:

- Zona di innesco, che coincide con la nicchia di distacco;
- Zona di propagazione, costituita dal corpo principale della frana e da una zona di accumulo del materiale.

Una frana può essere caratterizzata in maniera diversa a seconda dello stato di attività, dei volumi coinvolti (magnitudo) e della velocità di propagazione (intensità) che serve a descrivere localmente l'energia del fenomeno.

Di fondamentale importanza è comprendere con che tipologia di frana si potrebbe avere a che fare quando si analizza un versante potenzialmente instabile, poiché da questo dipendono le successive fasi dell'analisi di rischio, come ad esempio la scelta dei metodi di analisi più idonei.

Esistono diversi sistemi di classificazione delle frane che si focalizzano su aspetti diversi e il fatto che questa classificazione non sia univoca sottolinea la complessità del fenomeno, che può essere analizzato sotto diversi punti di vista.

Il sistema di classificazione più noto è sicuramente quello di Varnes (1978) utilizzato per l'analisi di diversi tipi di fenomeno.

TIPO DI MOVIMENTO	TIPO DI MATERIALE		
TIFO DI MIOVIMIENTO	ROCCIA	DETRITO	TERRENO
CROLLI	Crollo in roccia	Crollo di detrito	Crollo di terra
RIBALTAMENTI	Ribaltamento in roccia	Ribaltamento di detrito	Ribaltamento di terra
SCORRIMENTI O SCIVOLAMENTI	Scorrimento in roccia	Scorrimento di detrito	Scorrimento di terra
ESPANDIMENTO	Espandimento in roccia	Espandimento di detrito	Espandimento di terra
COLATE O FLUSSI	Colata in roccia	Colata di detrito	Colata di terra
COMPLESSE	Combinazione	di due o più tipi principali	di movimento

Tabella 2 - Classificazione di Varnes (1978)

Si può osservare dalla tabella che la classificazione dipende dalla tipologia di movimento e dal tipo di materiale, inoltre non tutte le combinazioni presentano la stessa probabilità di accadimento, perché esistono movimenti più tipici della roccia e movimenti più tipici del terreno.

2.2.1 Frane da crollo

Tipicamente il crollo è associato a instabilità di versanti in roccia o terreni cementati e non a terreni sciolti. I versanti interessati sono pareti di roccia pseudo verticale da cui si distacca una massa di materiale o di blocchi.

Il cinematismo dei blocchi è abbastanza complesso: esso prevede un ribaltamento o scivolamento iniziali, un volo e un impatto contro il versante, successivamente il moto prosegue per rimbalzi e/o rototraslazioni (Figura 13).

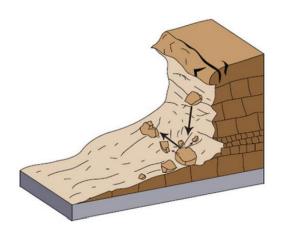


Figura 13 - Cinematismo di una frana da crollo

Lo studio e la modellazione del cinematismo sono molto complessi, inquanto occorre definire la geometria del pendio, volume e forma del blocco, velocità iniziale del blocco, litologia del blocco, caratteristiche del pendio e interazione, che incidono sulla quantità di energia dissipata negli urti.

Per quanto riguarda le cause, è possibile distinguerle in due tipologie:

- Cause predisponenti: la principale causa è la presenza di una parete in roccia pseudo verticale denudata, non essendoci copertura vegetale che può stabilizzare il versante, con sistemi di discontinuità che si intersecano.
 - A questo si aggiungono l'erosione al piede, che forma una parete strapiombante, e la presenza di riempimenti argillosi nelle discontinuità, che possono rigonfiare e aumentare la pressione laterale.
- Cause scatenanti: riguardano l'infiltrazione d'acqua nelle discontinuità (che può andare in pressione), cicli di gelo-disgelo (inducono stati tensionali), sisma, transito di mezzi o vibrazioni di origine antropica (inducono variazioni di tensione nel tempo), scalzamento al piede da parte di corsi d'acqua o del moto ondoso, azione eolica.

Riguarda solo versanti in roccia, in cui di nuovo avviene il distacco di un singolo blocco da una parete verticale, ma con un cinematismo diverso.



Figura 14 - Esempio di potenziale frana da ribaltamento multiplo

La presenza dei sistemi di discontinuità porta alla formazione di colonne snelle con conseguente rotazione dei blocchi attorno ad un punto, nel momento in cui la risultante della forza peso cada al di fuori della base d'appoggio dei blocchi stessi.

Il ribaltamento inoltre può riguardare un singolo blocco oppure si può parlare di ribaltamento multiplo (Figura 15), con più di un elemento che seguono lo stesso meccanismo.

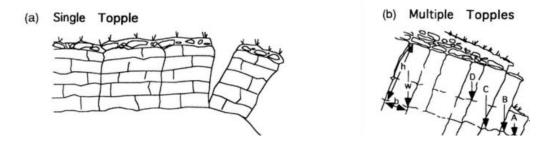


Figura 15 - Schema di ribaltamento singolo e multiplo

Anche in questo caso si parlerà di:

- Cause predisponenti: presenza di discontinuità con immersione dalla parte opposta del versante, erosione al piede, peso delle colonne, apertura delle fratture.
- Cause scatenanti: pressione idrostatica all'interno delle discontinuità, cicli di gelo-disgelo, radici delle piante, scalzamento al piede, sisma o vibrazioni di origine antropica.

2.2.3 Frane da scivolamento

Il fenomeno prevede lo scivolamento di un volume di roccia o terreno lungo una superficie e si possono avere tre casi differenti.

1. Frana da scivolamento rotazionale

Riguarda principalmente materiali a grana fine che si presentano con un unico strato o in più strati con caratteristiche simili tra di loro ed è un fenomeno relativamente lento.

Il cinematismo consiste in uno scorrimento di masse di roccia o terreno lungo una superficie curvilinea con concavità rivolta verso l'alto (Figura 16).

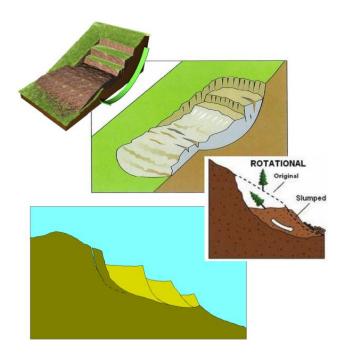


Figura 16 - Schema di una frana da scivolamento rotazionale

La zona di distacco è caratterizzata da una scarpata principale profonda e denudata che può essere verticale in sommità e da fianchi che presentano una profonda scarpata decrescente verso il piede.

La zona di accumulo presenta una testa con una superficie meno inclinata rispetto al versante originario, un corpo di frana costituito dai blocchi originari scivolati e rotti in masse più piccole e un piede con fessure trasversali che si estendono oltre il piede di frana.

2. Frana da scivolamento traslativo

Riguarda principalmente roccia e terreno non coesivo. Il cinematismo è attivato dalla formazione di una superficie di rottura a causa di una eterogeneità nel mezzo, come una discontinuità, un terreno meno resistente o al confine tra materiale alterato e non (Figura 17).

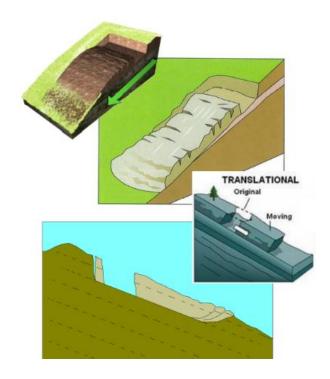


Figura 17 - Schema di una frana da scivolamento traslativo

Nei versanti in roccia, in base all'orientazione delle discontinuità è possibile avere una superficie di rottura piana o a gradoni (coinvolge diverse superfici). In ogni caso l'instabilità si manifesta in corrispondenza delle discontinuità poiché la stabilità è garantita finché esistono i ponti di roccia che vengono gradualmente ridotti dalle infiltrazioni d'acqua all'interno delle discontinuità, dalla presenza di materiale rigonfiante e dalle radici delle piante.

A differenza delle frane da scivolamento rotazionale, questi fenomeni sono generalmente molto rapidi.

3. Frana composta

È la combinazione di un meccanismo di rotazione e uno di scivolamento lungo uno strato di materiale con caratteristiche scadenti.

Durante il movimento si hanno dei continui cambi di direzione e di meccanismo che generano ulteriore fratturazione del materiale e lo scorrimento interno delle diverse parti di materiale porta alla formazione di zone di sprofondamento, dette *graben* (Figura 18).

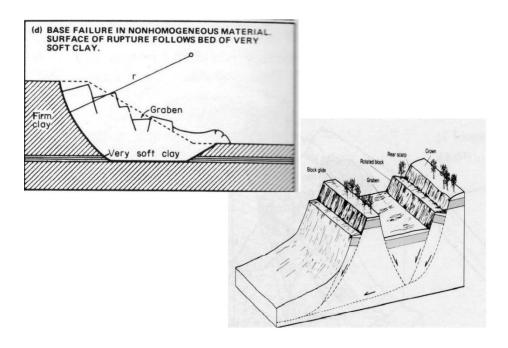


Figura 18 - Schema di una frana composta

In questo caso, le cause predisponenti si riconducono alla presenza di discontinuità orientate a favore di gravità, lungo le quali può svilupparsi lo scivolamento, o anche alla presenza di uno strato di terreno con caratteristiche più scadenti.

La principale causa scatenante è la presenza di acqua.

2.2.4 Frane per espansione laterale

Si tratta di un caso particolare in cui non è presente né una superficie di scorrimento né una zona con sviluppo di deformazioni plastiche ben definite. Generalmente, il fenomeno si manifesta quando una massa rocciosa rigida e fratturata giace su materiali meno resistenti e più deformabili.

Il materiale che sta sotto subisce deformazioni plastiche e liquefazione, mentre il materiale che sta sopra, essendo più rigido, non può deformarsi molto per cui si frattura in modo da seguire la geometria.

Si arriva dunque ad un sistema di porzioni isolate che si distaccano dal corpo principale e subiscono dei movimenti differenziali, prevalentemente in direzione orizzontale. La velocità del fenomeno è piuttosto bassa.

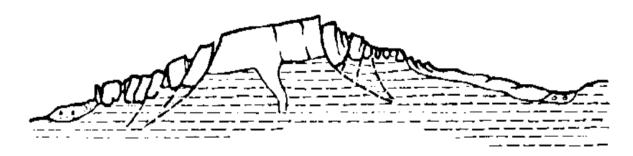


Figura 19 - Schema di una frana per espansione laterale

2.2.5 Frane per colata

Si tratta di un fenomeno molto rapido e poco prevedibile in cui l'acqua gioca un ruolo fondamentale. Può avvenire in ammassi rocciosi o terreni sciolti con movimenti molto simili a quelli di un fluido viscoso.

Non si distinguono in maniera ben definita né una zona di distacco né una scarpata principale poiché vengono coinvolti detriti a granulometria variabile che si trovano sul versante.

La pioggia è l'elemento di attivazione, si immette lungo il versante e incrementa il suo volume raccogliendo altro materiale. In questo modo la massa giunge a valle ad alta velocità e con un grosso volume di solido e fluido che presenta dunque un'elevata capacità distruttiva, raccogliendosi in una zona di deposito che viene detta conoide.

In base alle velocità raggiunte, alla tipologia di materiale coinvolto e al contenuto d'acqua è stata effettuata una classificazione dei vari tipi di colata (Hungr et al., 2001).

1. Colata detritica: è molto rapida (oltre 5 m/s) e include ondate di materiale grossolano.

- 2. Flusso fangoso: anch'esso è rapido ma coinvolge materiale con diversa granulometria rispetto al caso precedente (materiale prevalentemente coesivo) e questo può portare a diversi comportamenti e diverse tipologie di interventi.
- 3. Flusso di terra: può interessare materiale sia a grana grossa che a grana fine, ma in entrambi i casi si tratta di materiale saturo d'acqua; il tutto si muove come un corpo unico e può percorrere una distanza limitata. Inoltre, la velocità del fenomeno è piuttosto bassa il che rende possibili danni a strutture ma non a persone, poiché hanno il tempo di allontanarsi.
- 4. Valanga detritica: si tratta di flusso superficiale estremamente rapido di detriti saturi o parzialmente saturi. Il fenomeno non è incanalato lungo percorsi preferenziali ma si sviluppa in modo casuale su tutto il versante, non si identifica infatti una vera e propria zona di distacco.
- 5. **Valanga rocciosa**: nella fase di innesco si ha a che fare con materiale intatto, il quale si fratturerà durante la propagazione, diventando valanga detritica.

2.2.6 Fenomeni complessi

Si tratta di fenomeni generati dalla combinazione di più tipologie di movimento poiché, per esempio, si avviano in un modo e durante la propagazione si evolvono in qualcos'altro, come nel caso di:

- Scivolamento rotazionale che si evolve in flusso di terra;
- Scivolamento traslativo in roccia che si evolve in valanga rocciosa;
- Scivolamento traslativo in roccia che si evolve in colata detritica.

2.3 La caduta massi

Si parla di caduta massi quando si ha un distacco di volumi di roccia instabili da pareti rocciose molto acclivi, che procede con il moto lungo il versante con una serie di rimbalzi e rototraslazioni fino all'arresto. I blocchi scivolano a valle senza interagire tra di loro, di conseguenza il loro distacco può essere analizzato singolarmente.

Lo studio di questo fenomeno è di fondamentale importanza al fine di proteggere gli elementi a rischio (edifici, infrastrutture, attività economiche e persone) dai possibili danni che la caduta massi potrebbe causare.

Per affrontare il problema e adottare opportune misure di mitigazione è necessario definire la pericolosità del fenomeno, sulla base dell'area considerata, della probabilità di accadimento e dell'energia coinvolta, e il rischio sugli elementi esposti, che si basa sul concetto di vulnerabilità e di valore degli elementi stessi.

Gli interventi di mitigazione del rischio possono essere volti sia alla riduzione della pericolosità dell'area interessata che alla riduzione della vulnerabilità degli elementi a rischio.

Per quanto riguarda le cause che possono portare alla manifestazione di questo fenomeno si fa la seguente distinzione:

- Cause predisponenti: dipendono dalle caratteristiche geologiche e danno luogo alla configurazione potenzialmente instabile. Possono essere per esempio la sovrapposizione di materiali con diverse caratteristiche, la presenza di discontinuità, la pendenza del versante o le condizioni della falda all'interno del versante.
- Cause scatenanti: rappresentano il singolo evento che porta all'instabilizzazione e dipendono dai fattori climatici, dalla presenza o meno di vegetazione, dalle attività antropiche o dagli eventi sismici e vulcanici.

Per la progettazione degli interventi e delle opere di difesa è necessario conoscere alcune caratteristiche dell'evento franoso:

- Il volume, le caratteristiche geometriche e la tipologia del materiale coinvolto;
- L'estensione dell'area interessata dal fenomeno;
- L'intensità del fenomeno, espressa in termini di energia cinetica;
- Le altezze di rimbalzo dei blocchi durante il moto.

Entrando più nello specifico, lo studio del fenomeno avviene in due fasi distinte:

- Fase di innesco: bisogna definire la zona di distacco, il volume iniziale del blocco, il cinematismo di rottura e la velocità iniziale del blocco.
- Fase di propagazione: bisogna definire la traiettoria del moto lungo il versante, la velocità del blocco e l'evoluzione del moto a causa dell'impatto del blocco con il versante o con altri ostacoli.

2.3.1 Fase di innesco

La prima cosa da fare è capire qual è l'area potenzialmente instabile, analizzando i segni di dissesto, le foto aeree e l'indagine storica.

Una volta definita quest'area bisogna suddividerla in sotto aree omogenee, poiché l'area totale potrebbe non essere interessata dalle stesse discontinuità o essere costituita da diversi litotipi o ancora avere una diversa orientazione del fronte.

Per ogni sotto area omogenea individuata, in base al relativo sistema di discontinuità, se ne valuta il cinematismo, cioè un solido che ha la possibilità cinematica di uscire sul fronte; se questo diventa un vero e proprio collasso bisogna dare una resistenza a questa superficie e valutarne la stabilità con un metodo di calcolo. Se non c'è la possibilità cinematica, quest'ultima operazione non è necessaria.

Generalmente, i problemi di instabilità dei versanti si affrontano con il modello del discontinuo ed è possibile individuare diversi tipi di cinematismo, cioè diverse forme di solido di instabilità.

2.3.1.1 Analisi geometrica e tipologie di cinematismo

SCIVOLAMENTO PLANARE

È caratterizzato dal fatto che ogni sezione trasversale è uguale. La prima cosa da fare è chiedersi come devono presentarsi il piano del fronte e il piano delle discontinuità affinché questo cinematismo si possa mobilitare.

Risulta infatti necessario che l'immersione del fronte e quella del piano di discontinuità siano uguali, con una tolleranza di più o meno 20°, infatti, lo scivolamento avverrà lungo il piano rappresentativo delle discontinuità.

C'è anche una seconda condizione, ovvero che l'inclinazione del piano di discontinuità sia inferiore rispetto all'inclinazione del fronte (Figura 20). Se entrambe questa condizioni sono verificate, potenzialmente lo scivolamento planare può avvenire.

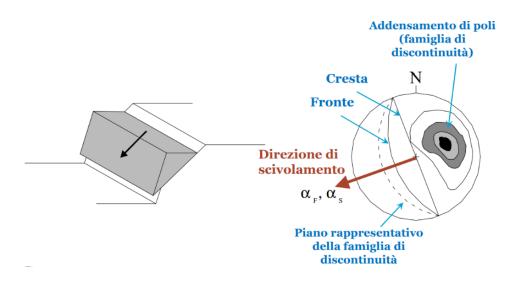


Figura 20 - Schema e condizioni di attivazione dello scivolamento planare

Questo cinematismo può anche essere arricchito dalla presenza di un altro sistema di discontinuità, i giunti di trazione, piani che chiudono il cuneo nella

parte posteriore senza la possibilità che si sviluppi attrito tra le facce interessate.

Affinché un giunto di trazione si possa formare è di nuovo necessario che si verifichino delle condizioni: l'immersione del giunto deve essere uguale a quella del fronte o al più deve differire da essa di 180°, con una tolleranza di circa 20°, mentre l'inclinazione del giunto deve essere compresa tra 70° e 90°.

RIBALTAMENTO PIANO

Non si ragiona più in termini di traslazione ma di rotazione e ci si chiede se un blocco ha la possibilità cinematica di ruotare attorno ad un punto.

La forma di ribaltamento più comune è il *block toppling*, che può portare alla rotazione di più blocchi; il ribaltamento avviene su un piano di base, grazie alla presenza di quello che era un giunto di trazione nello scivolamento planare.

Affinché si possa verificare questo fenomeno è necessario che il piano di discontinuità e il fronte abbiano la stessa immersione, con una tolleranza di circa 20°, e che l'inclinazione del piano di discontinuità sia inferiore rispetto a quella del fronte. Deve esserci, inoltre, un giunto di trazione che guardi verso l'esterno (deve guardare dall'altro lato rispetto al fronte) e che rispetti la condizione di planarità.

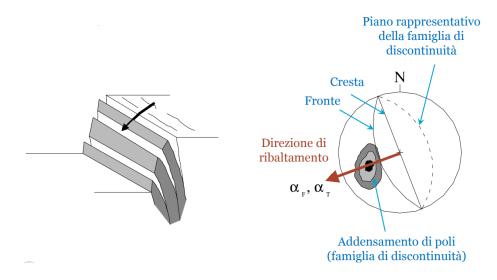


Figura 21 - Schema e condizioni di attivazione del ribaltamento piano

In alternativa si può avere *flexional toppling*, caratterizzato dalla presenza di elementi più sottili: non si formano dei blocchi, inquanto manca la discontinuità di base, ma delle colonne snelle che tendono a ribaltarsi l'una contro l'altra. Ovviamente, affinché il ribaltamento possa avvenire è necessaria la formazione di colonne snelle.

SCIVOLAMENTO A CUNEO

Si tratta di uno scivolamento tridimensionale. Si considera l'intersezione tra due piani di discontinuità A e B, di cui siano note l'immersione e l'inclinazione, e si ricavano l'immersione e l'inclinazione della linea di intersezione tra i due piani.

Affinché si possa formare un cuneo in grado di scivolare lungo questa linea è necessario che l'immersione della linea di intersezione tra i due piani sia ortogonale rispetto a quella del fronte, mentre la sua inclinazione deve essere inferiore rispetto a quella del fronte, altrimenti il cuneo si pianterebbe all'interno del versante senza avere la possibilità cinematica di scivolare.

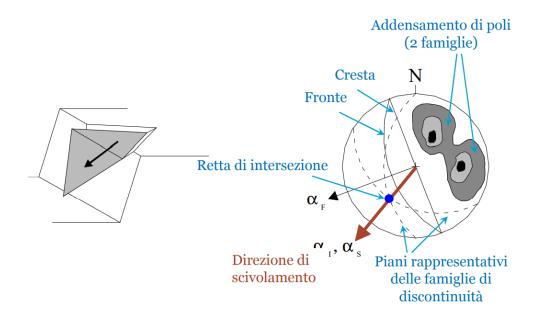


Figura 22 - Schema e condizioni di attivazione di uno scivolamento a cuneo

Anche in questo caso si può formare un giunto di trazione; sarà necessario che l'immersione del giunto coincida con l'immersione della linea d'intersezione con una tolleranza di circa 30°, mentre la sua inclinazione deve essere compresa tra 70° e 90° (deve essere sub verticale).

Una volta definito un cinematismo, per capire come questo si realizzi geometricamente, bisogna analizzare le altre caratteristiche dei piani di discontinuità, in particolare la spaziatura e la lunghezza delle tracce (intersezioni tra i piani).

2.3.1.2 Analisi geo-meccanica e metodo dell'equilibrio limite

Finora si è analizzata la situazione solo da un punto di vista geometrico, ma bisogna analizzarla anche dal punto di vista geo-meccanico, cioè dal punto di vista delle cause che possono portare all'instabilità di questi solidi in termini di forze (sisma, presenza di acqua, ecc.), sarà inoltre necessario conoscere la legge costitutiva del materiale (in questo caso le discontinuità).

Bisogna dunque definire un modello geo-meccanico, in cui si considerino delle forze agenti sul blocco analizzato e dei parametri di resistenza e deformabilità del materiale, dunque un modello di calcolo.

Il problema va risolto scrivendo delle equazioni differenziali (equilibrio, congruenza, costitutive) e integrandole, imponendo le condizioni al contorno.

Uno dei metodi di calcolo più utilizzati è il metodo dell'equilibrio limite, che ricorre a delle ipotesi semplificative, in particolare quella di mezzo rigido. L'ammasso roccioso, infatti, viene visto come un mezzo infinitamente resistente e indeformabile. Questa ipotesi vale dappertutto tranne che sulla superficie di potenziale rottura, dove vi si trova una discontinuità e dunque c'è un limite di resistenza, anche se pure in questo caso la deformabilità sarà nulla.

Facendo per esempio riferimento ad un cinematismo di scivolamento planare e al criterio di resistenza di Mohr-Coulomb, la resistenza su tale superficie sarà pari a:

$$\tau_p = \sigma_n \cdot tan\varphi_p$$

Lungo questa superficie, che nel metodo dell'equilibrio limite deve essere individuata a priori, bisogna confrontare il taglio agente con quello resistente, valutando così un fattore di sicurezza.

Questo dovrà sicuramente essere maggiore di uno, altrimenti il collasso sarebbe già avvenuto, e più è grande più si è lontani dalla condizione di rottura, avendo dunque un certo margine di sicurezza.

Per determinare il taglio agente e il taglio resistente, sotto l'ipotesi di corpo rigido, si può fare riferimento alle equazioni di equilibrio del corpo rigido (statica), valutando così le incognite necessarie.

Nelle rocce, il metodo dell'equilibrio limite si applica abbastanza bene poiché il materiale roccioso ha una resistenza ben più grande di quella delle discontinuità, per cui è più che plausibile l'ipotesi che un eventuale rottura avvenga lungo una superficie di discontinuità.

Resta comunque il fatto che si tratta pur sempre di un metodo approssimato che si porta dietro diverse incertezze, di conseguenza, qualora si volesse effettuare un'analisi più precisa sarà necessario ricorrere all'analisi numerica.

2.3.2 Fase di propagazione

In questa fase bisogna definire la posizione nello spazio e la velocità di un blocco durante il suo moto lungo il versante, al fine di analizzare la sua traiettoria e ipotizzare l'area di invasione assieme agli altri parametri necessari per la progettazione di un'eventuale opera di difesa.

In particolare, una volta avvenuto il distacco del blocco, bisogna analizzare due fasi del moto distinte:

- Traiettoria aerea: riguarda la traiettoria aerea del blocco dopo il distacco e/o la fase di volo tra due rimbalzi successivi;
- Interazione blocco-pendio: riguarda i diversi tipi di cinematismo (rotolamento, scivolamento, rimbalzo).

2.3.2.1 Trajettoria aerea

In questa fase, il blocco può muoversi con due diverse tipologie di cinematismo:

- Caduta a gittata: la velocità iniziale del blocco non è nulla, a causa di una sollecitazione esterna (sisma, ghiaccio, ecc.) e il blocco segue una traiettoria parabolica;
- Caduta libera: la velocità iniziale ha una componente orizzontale nulla e si ha una caduta per gravità.

Per descrivere il moto da un punto di vista analitico si considera un sistema di riferimento x-y in cui si parte dalle condizioni iniziali, ovvero la posizione iniziale $P_0(x_0, y_0)$ e la velocità iniziale $v_0(v_{0x}, v_{0y})$.

La posizione del blocco, a un istante di tempo t generico, può essere calcolata con le seguenti equazioni:

$$x = v_{0x} \cdot t + x_0$$

$$y = \frac{1}{2} \cdot g \cdot t^2 + v_{0y} \cdot t + y_0$$

con g accelerazione di gravità.

Per stimare il punto di contatto tra il blocco e il versante è sufficiente calcolare l'intersezione tra la retta passante per i due punti A e B appartenenti al profilo del versante e la parabola della traiettoria (Figura 23).

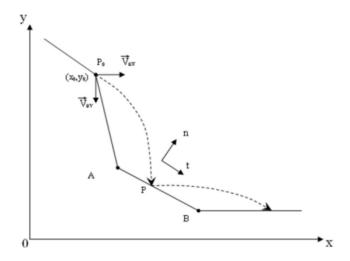


Figura 23 - Traiettoria della caduta a gittata (Giani 1992)

$$y = -\frac{1}{2} \cdot g \cdot \frac{(x - x_0)^2}{v_{0x}^2} + v_{0y} \cdot \frac{x - x_0}{v_{0x}} + y_0$$

$$\frac{y - y_1}{y_2 - y_1} = \frac{x - x_1}{x_2 - x_1}$$

Nella caduta libera, essendo nulla la componente orizzontale della velocità, l'unica forza agente sul blocco è la forza di gravità, si può inoltre trascurare l'attrito viscoso dovuto all'aria poiché ininfluente.

La velocità si può calcolare attraverso la seguente relazione:

$$v = g \cdot t = 9.81 \left[\frac{m}{s^2}\right] \cdot t \left[s\right]$$

2.3.2.2 Interazione blocco-pendio

Per eseguire questa analisi, è innanzitutto necessario conoscere le caratteristiche del blocco, in termini di peso, forma e geometria, la topografia del versante e le proprietà meccaniche dei materiali che costituiscono sia il blocco che il versante.

Si possono verificare diversi tipi di comportamento del blocco:

1. Scivolamento

Prevede lo scivolamento del blocco lungo il versante nella direzione di massima pendenza. La velocità di traslazione del blocco sarà funzione sia della pendenza del versante che del coefficiente di attrito dinamico tra il blocco e il versante stesso, mentre la velocità di rotazione sarà nulla.

2. Rotolamento

A differenza del caso precedente, la velocità angolare del blocco non è nulla e questo causa una riduzione della velocità di traslazione.

3. Rototraslazione

È una combinazione delle due risposte precedenti. Per stimare la velocità del blocco durante la rototraslazione è possibile utilizzare la formula di Hoek (1987):

$$V = \sqrt{(V_0^2 + 2 \cdot s \cdot g \cdot K)}$$

con:

- V_0 velocità iniziale;
- s distanza percorsa dal blocco;
- *g* accelerazione di gravità;
- K parametro che dipende dalla pendenza del versante e dall'angolo di attrito del materiale.

Si tratta di una relazione semplificativa, infatti si può osservare che la velocità del blocco non dipende né dalle sue dimensioni ne dalla sua forma, senza contare che la forma del blocco durante il moto può variare a causa degli urti contro il pendio che possono causare frammentazione o smussamento degli spigoli.

4. Frammentazione del blocco

Come precedentemente accennato, è possibile che durante il moto il blocco si frantumi dividendosi in blocchi più piccoli che percorreranno una distanza sicuramente inferiore rispetto a quella che avrebbe percorso il blocco intero. La frammentazione è sicuramente favorita dalla presenza di discontinuità all'interno del blocco.

5. Arresto

Avviene quando si ha la completa dissipazione dell'energia cinetica del blocco, la quale naturalmente dipende dalla sua velocità, dimensione e forma, dalla tipologia del suolo e dalla sua scabrezza e dall'eventuale vegetazione presente sul versante.

L'energia cinetica posseduta dai blocchi varia in funzione della loro dimensione: i blocchi di dimensioni maggiori possono possedere un quantitativo di energia cinetica più alto rispetto ai frammenti di piccole dimensioni, i quali però risentono meno dell'attrito dinamico tra blocco e pendio. I primi a fermarsi saranno i frammenti di dimensioni minori. (Turner e Schuster, 2012).

6. Rimbalzo

Avviene dopo che il blocco impatta contro la superficie del versante tornando successivamente in volo; questo comporterà ovviamente una variazione in termini delle sue componenti di velocità, la quale variazione dipenderà molto dalla pendenza locale del versante e dalle caratteristiche del materiale.

Per modellare il rimbalzo occorre conoscere velocità e forma del blocco prima e dopo l'impatto con il versante e il coefficiente di restituzione. (Turner e Schuster, 2012).

2.3.2.2.1 Coefficienti di restituzione

Durante l'impatto tra il blocco e il versante è possibile trascurare le forze esterne agenti e considerare solo quelle interne impulsive che agiscono garantendo la conservazione della quantità di moto totale del sistema. Nella fase di impatto, dunque, si possono ritenere validi i principi della conservazione della quantità di moto e dell'energia totale.

Parleremo inoltre di urto elastico se l'energia cinetica del sistema si conserva, in caso contrario si parlerà di urto anelastico.

Il coefficiente di restituzione viene introdotto per definire la dissipazione energetica che si ottiene a causa dell'impatto e definisce la variazione di velocità del blocco in seguito all'impatto stesso:

$$R = \frac{v_{post}}{v_{pre}}$$

con:

- v_{nost} velocità del blocco dopo l'impatto;
- $ullet v_{pre}$ velocità del blocco prima dell'impatto.

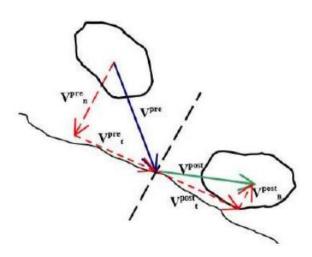


Figura 24 - Rappresentazione della velocità prima e dopo l'impatto (Migliazza et al. 2002)

In particolare, si definiscono due coefficienti di restituzione, R_n e R_t , per definire la variazione di velocità del blocco rispettivamente in direzione normale e in direzione tangenziale al piano in cui avviene l'impatto.

Per stimare i coefficienti di restituzione dei materiali che costituiscono un versante è possibile ricorrere alla back analysis, oppure, in mancanza di informazioni specifiche si possono utilizzare i valori disponibili in letteratura, come quelli forniti da Richards (1988), che si riportano nella seguente tabella.

Materiale	R _n	R _t
Roccia compatta	0,9-0,8	0,75-0,65
Materiale detritico misto a grandi blocchi di roccia	0,8-0,5	0,65-0,45
Materiale detritico compatto a piccoli blocchi di roccia	0,5-0,4	0,45-0,35
Pendio ricoperto d'erba	0,4-0,2	0,3-0,2
Bedrock duro	0,53	0,99
Strada asfaltata	0,4	0,9
Affioramenti di bedrock con grandi blocchi e superfici dure	0,35	0,85
Ricoprimento pendio	0,32	0,82
Pendio ricoperto da vegetazione	0,32	0,8
Terreno soffice con poca vegetazione	0,3	0,8

Tabella 3 - Coefficienti di restituzione (Richards, 1988)

2.3.2.2.2 Effetti della forma del blocco

È un aspetto che può influenzare parecchio l'analisi traiettografica per due motivi:

- Influenza la tipologia di impatto (spigolo-spigolo, spigolo-piano, piano-piano) e la possibilità che il blocco venga frammentato o si arresti;
- Influenza la modalità con cui proseguirà il moto dopo l'impatto (rimbalzo, rotolamento, scivolamento, ecc.)

In Figura 25 si evidenzia come la forma del blocco possa portare a diverse modalità di prosecuzione del moto dopo l'impatto, come mostrato dai risultati di esperimenti condotti con dei blocchi prismatici.

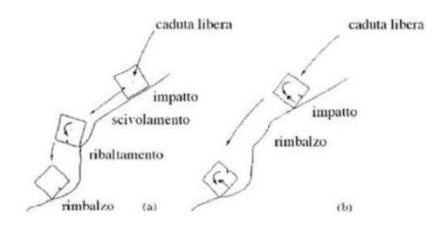


Figura 25 - Tipologia di movimento in funzione delle condizioni d'impatto (Giani, 1992)

Quando il masso impatta il versante con una faccia, il tipo di moto post-impatto più probabile è lo scivolamento, che continua finché un cambiamento di pendenza del pendio provoca un ribaltamento. Se l'impatto avviene sullo spigolo del blocco invece è più probabile che si generi un rimbalzo e successivamente un moto di rotolamento. (Giani, 1992).

Bisogna tener conto anche di un altro aspetto importante, cioè la relazione tra la forma del blocco e la scabrezza del versante che costituisce un ostacolo per il moto del blocco, poiché questa riduce la velocità e l'energia del blocco all'impatto, provocando di contro un incremento del numero e dell'altezza dei rimbalzi.

Questa scabrezza deve essere definita in un tratto ben preciso, ovvero a cavallo del punto di impatto tra blocco e versante e per una lunghezza pari almeno al raggio del blocco (Giani, 1992).

In ogni caso, tenere conto della forma del blocco è un aspetto tutt'altro che semplice poiché la si può solo ipotizzare al momento del distacco e a causa delle interazioni con il versante sarà inevitabilmente soggetta a delle variazioni, per esempio a causa degli smussamenti sugli spigoli dovuti alle collisioni.

2.3.2.2.3 Effetti della dimensione del blocco

Può essere un aspetto importante nel momento in cui il versante è ricoperto da materiale detritico, poiché la quantità di energia dissipata e il tipo di moto sono in questo caso influenzati dalla differenza di dimensione che c'è tra il blocco e i detriti, in particolare è possibile distinguere due situazioni:

- Se il blocco ha dimensioni ben più grandi rispetto ai detriti, l'impatto sarà caratterizzato da una maggiore dissipazione energetica e il blocco tenderà a rotolare;
- Se il blocco ha dimensioni inferiori o simili a quelle dei detriti, la dissipazione energetica sarà inferiore e il blocco tenderà a rimbalzare.

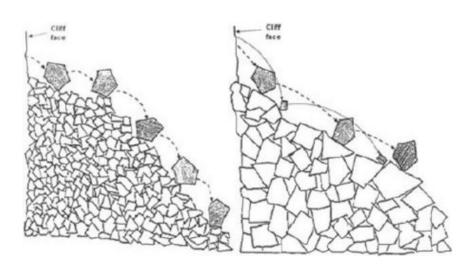


Figura 26 - Moto dei blocchi lungo un versante ricoperto da detriti (Giani, 1992)

2.3.2.2.4 Effetto della vegetazione

La presenza di vegetazione, in particolare di alberi, può giocare un ruolo molto importante in questa analisi, infatti, nella zona di distacco, le radici possono avere un duplice effetto: uno positivo che è quello di cucire il blocco al versante e ostacolarne il distacco (protezione attiva), uno negativo che è dovuto al fatto che le radici possono penetrare nelle discontinuità favorendo il distacco.

Durante la propagazione lungo il versante, invece, la presenza di vegetazione può portare solo vantaggi; infatti, una foresta può essere vista come una sorta di protezione naturale contro la caduta massi inquanto può portare all'arresto, alla deviazione o al rallentamento dei blocchi e in tutti questi casi si avrà una riduzione del contenuto energetico del blocco grazie ad un effetto dissipativo (protezione passiva).

2.3.3 Modellazione del fenomeno

Per analizzare il comportamento del blocco lungo il versante è necessario introdurre un modello e questa operazione può essere effettuata con diversi metodi:

- Modelli bidimensionali, quasi tridimensionali o tridimensionali;
- Modelli empirici, cinematici o numerici;
- Modelli che schematizzano il blocco come un corpo rigido, un punto materiale o una via di mezzo tra le due (metodo ibrido);
- Modelli probabilistici o deterministici.

Nei modelli bidimensionali le traiettorie vengono studiate su un sistema di riferimento 2D sui cui assi vengono riportati una progressiva e la quota, mentre il profilo deve essere individuato dall'operatore, seguendo generalmente la linea di massima pendenza.

Anche nei modelli quasi tridimensionali si ha a che fare con un dominio 2D ma in questo caso il profilo su cui svolgere l'analisi viene definito tramite GIS; si eseguono due analisi bidimensionali separate, una in cui si definisce il profilo bidimensionale e una sul profilo appena individuato.

Nei modelli tridimensionali si lavora con domini 3D ed esistono delle relazioni tra la traiettoria del blocco, la sua cinematica, la posizione dei punti d'impatto, le altezze di rimbalzo e gli impatti con la vegetazione. Il vantaggio di questo metodo sta nel poter 59

simulare tutte le possibili traiettorie che il blocco può seguire, anche quelle meno prevedibili (Barbero, 2018).

2.3.3.1 Modelli empirici

Si basano su osservazioni e correlazioni empiriche e sono molto utili per stimare in modo molto semplice, anche se piuttosto approssimato, l'area d'invasione, soprattutto per aree di grande estensione.

L'ipotesi che sta alla base di questi metodi è che la dissipazione dell'energia cinetica del blocco è proporzionale alla distanza percorsa dal blocco stesso.

Sono modelli molto semplici da utilizzare in ambiente GIS ma per la stima dei parametri si fa riferimento alle serie storiche per cui ci si porta dietro diverse incertezze (Barbero, 2018).

Uno dei metodi empirici più utilizzati è quello dello *shadow angle* (Evans e Hungr, 1993) che usa il metodo dei coni d'ombra e si basa sulla morfologia del versante e sui dati storici. Attraverso questo metodo è possibile definire un cono d'ombra, ovvero un'area all'interno della quale dovrebbero arrestarsi tutti i blocchi (Barbero, 2012).

2.3.3.2 Metodi numerici

Studiano il fenomeno attraverso la discretizzazione del problema in un numero finito di elementi. Esistono tante tipologie di metodi numerici e per capire quale si adatti meglio alla situazione che si sta analizzando bisogna prima comprendere la natura del materiale. Nel caso specifico della caduta massi, essendo i blocchi di roccia dei mezzi discontinui, il metodo numerico che si adatta meglio è quello degli elementi distinti.

Il DEM (Distinct Element Method) è molto oneroso dal punto di vista computazionale inquanto è possibile analizzare nuovi contatti tra i blocchi o la separazione di blocchi che prima erano a contatto. Questa caratteristica lo rende un metodo molto valido per analizzare l'evoluzione del fenomeno. Si studiano dunque le successive configurazioni che portano a quella finale (Barla, 2018).

2.3.3.3 Modelli cinematici

Per essere utilizzati necessitano la definizione della geometria del versante e dei parametri geo-meccanici dei materiali che costituiscono il blocco e il versante. Attraverso la risoluzione di equazioni che descrivono la dinamica del fenomeno è possibile l'assegnazione di valori di velocità e posizione dei blocchi e quindi la definizione delle condizioni cinematiche.

Possono essere modelli bidimensionali o tridimensionali: i primi sono molto semplici da utilizzare ma necessitano di numerose semplificazioni che vanno a ridurre l'accuratezza dei risultati, i secondi sono molti utili per eseguire un'analisi traiettografica affetta da minori incertezze.

In base all'approccio utilizzato i modelli empirici possono essere anche probabilistici o deterministici: i modelli deterministici non possono tener conto della variazione dei parametri nel corso dell'analisi, mentre quelli probabilistici creano una distribuzione statistica dei valori assegnati ai parametri di input. Ogni traiettoria simulata ha una certa probabilità di accadimento in funzione della distribuzione di frequenza statistica dei parametri. (Castelli et al., 2016).

I modelli cinematici, infine, possono essere classificati in base alle modalità di schematizzazione del blocco: metodo del blocco rigido, metodo lumped mass, metodo ibrido.

2.3.3.3.1 Metodo del blocco rigido

In questo metodo si attribuisce al blocco una forma, una dimensione e una massa. Il metodo offre la possibilità di definire la traiettoria aerea del blocco e il suo comportamento all'impatto con il versante, in funzione della scabrezza del versante e dell'angolo che il pendio forma con la direzione orizzontale in corrispondenza del punto d'impatto.

L'analisi, che può essere condotta con diversi codici di calcolo, prevede sei fasi successive:

- 1. Definizione e discretizzazione del versante: la definizione del versante può avvenire attraverso un'analisi bidimensionale o tridimensionale: nel primo caso è necessaria un'analisi accurata sulla base dei dati storici presenti in letteratura, per trovare la sezione di DTM (Digital Terrain Model) che più si adatta al moto del blocco, anche se spesso il problema è molto complesso per cui si preferisce analizzare più sezioni; nel secondo caso il profilo del versante viene definito attraverso il modello digitale del terreno.
- 2. Individuazione della nicchia di distacco: può avvenire attraverso osservazioni in situ o tramite analisi dell'ortofoto e anche in questo caso si può effettuare un'analisi bidimensionale o tridimensionale: nel primo caso la nicchia di distacco è puntiforme o al più lineare, nel secondo caso è rappresentata tramite un poligono. Indipendentemente dal tipo di analisi condotta, la nicchia di distacco può essere definita attraverso i dati storici presenti in letteratura o attraverso semplici osservazioni visive.
- 3. Individuazione della forma e del volume dei blocchi: per quanto riguarda il volume dei blocchi potenzialmente instabili questo può essere definito in diversi modi: attraverso l'analisi delle caratteristiche riportate in letteratura che si riferiscono a eventi passati, attraverso un rilievo geo-strutturale oppure si può effettuare una stima del volume sulla base dei volumi dei blocchi presenti al piede del versante; utilizzare tutte e tre queste informazioni sarebbe la scelta più opportuna.
 - Per quanto riguarda la forma, questa può essere definita attraverso i software (sfera, ellissoide, parallelepipedo, ecc.) e sulla base della forma assegnata se ne calcolano poi le dimensioni e i volumi.
- 4. Definizione delle caratteristiche del versante: riguardano principalmente la copertura vegetale, la presenza di ostacoli, la tipologia di materiale di cui è costituito e tutte quelle proprietà necessarie per la taratura dei coefficienti di restituzione.
- 5. Assegnazione della velocità iniziale del blocco: si definisce in base alla causa che ha innescato il fenomeno e in base al tipo di cinematismo. Attraverso i

- software è possibile assegnare le componenti orizzontale e verticale della velocità iniziale del blocco.
- 6. Scelta del numero di simulazioni: è chiaro che aumentando il numero di simulazioni si ottiene una maggiore accuratezza dei risultati anche se aumenta la complessità computazionale. Il giusto numero da scegliere è quello tale per cui un ulteriore aumento non produce una variazione dei risultati ottenuti, poiché si è raggiunta la convergenza.

2.3.3.3.2 Metodo lumped mass

In questo caso il blocco viene modellato come un punto materiale, che in particolare rappresenta il baricentro del blocco stesso, il quale comportamento verrà studiato attraverso il comportamento del punto materiale e sarà dunque indipendente dal volume del blocco.

Si può assegnare una velocità al blocco, in termini di componente normale e tangenziale alla superficie del pendio, ma non si può tenere conto della velocità rotazionale.

Questo tipo di analisi viene condotto da un punto di vista energetico: prima del distacco il blocco possiede solo energia potenziale, quando avviene il distacco e inizia il moto l'energia potenziale si trasforma progressivamente in energia cinetica ed energia dissipata, fino a quando il blocco si arresta, situazione in cui sia l'energia cinetica che quella potenziale sono nulle poiché tutta l'energia è stata dissipata.

Uno tra i più conosciuti codici di calcolo che utilizza un metodo lumped mass è Rocfall (Hoek 1987), utilizzato anche in questo lavoro di tesi. Tramite Rocfall è possibile eseguire analisi statistiche in due dimensioni e ricavare i valori di energia cinetica, velocità, altezze di rimbalzo e i punti di arresto dei blocchi. Il blocco è rappresentato come un punto, dotato di massa ma privo di dimensioni.

2.3.3.3.3 Metodo ibrido

È una combinazione dei due metodi precedentemente descritti, in particolare si utilizza il metodo lumped mass per simulare la caduta libera e il metodo del blocco rigido per riprodurre i cinematismi di scivolamento e rotazione.

Anche in questo caso è necessario inserire dati di input quali i valori relativi alla scabrezza del versante e alla vegetazione.

In conclusione, effettuando un'analisi traiettografica tramite l'ausilio di software è possibile ottenere in output i seguenti risultati:

- Le traiettorie dei blocchi lungo il versante;
- La distanza di arresto dei blocchi;
- La velocità, l'energia cinetica e le altezze di rimbalzo dei blocchi.

Questi risultati possono essere utilizzati per definire la pericolosità dell'area di interesse e per l'eventuale progettazione di opere di difesa, anche sulla base del livello di dettaglio e dell'accuratezza dei dati di input.

3. RISCHIO DA CADUTA MASSI

La valutazione del rischio di frana si basa su un'analisi di rischio, ovvero un'operazione multidisciplinare che si articola in diverse attività:

- Analisi della pericolosità H, definita come la probabilità che un fenomeno si manifesti in un certo luogo e in un certo intervallo di tempo;
- Identificazione degli elementi a rischio *E*, ovvero gli elementi potenzialmente esposti all'evoluzione del fenomeno, come case, persone, attività economiche, insediamenti industriali, ecc.;
- Analisi della vulnerabilità degli elementi a rischio V, ovvero il potenziale danno sugli elementi esposti;
- Calcolo del rischio R.

La valutazione del rischio permette di suddividere il territorio in diverse aree secondo dei livelli di rischio, in modo da comprendere quali siano le zone che necessitano maggiormente di un intervento di mitigazione, e può essere banalmente calcolato mediante la seguente relazione;

$$R = H \cdot E \cdot V$$

In questo capitolo si affronteranno nel dettaglio tutte le analisi sopra elencate al fine di comprendere come sia possibile valutare operativamente il rischio di frana di una determinata area.

3.1 Analisi della pericolosità

Come sopra accennato ci si riferisce alla probabilità di occorrenza di un fenomeno franoso potenzialmente distruttivo in una determinata zona e in un determinato intervallo di tempo.

Sulla base di tale definizione, l'obbiettivo è quello di realizzare delle carte di pericolosità, ovvero delle cartografie in cui si associa al territorio una classe di pericolosità corrispondente a una certa probabilità di occorrenza.

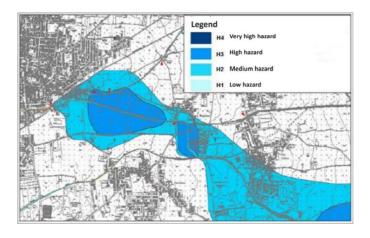


Figura 27 - Esempio di carta di pericolosità

La costruzione di queste carte avviene seguendo diversi step:

- Previsione tipologica, ovvero la previsione del tipo di frana che si può verificare nell'area analizzata;
- Previsione spaziale, ovvero la previsione di quale zona possa instabilizzarsi;
- Previsione temporale, ovvero la previsione dell'intervallo di tempo in cui può manifestarsi l'instabilità;
- Previsione dell'evoluzione, ovvero la previsione della porzione di territorio che sarà interessata dal fenomeno;
- Previsione dell'intensità, ovvero la previsione delle dimensioni e della velocità di una frana, da cui si può dedurre il contenuto energetico, fondamentale per la progettazione delle opere di difesa.

In realtà, questa procedura presenta dei limiti:

- Difficoltà nel reperimento delle informazioni, dal momento che si stanno analizzando fenomeni naturali parecchio imprevedibili;
- In aree soggette a fenomeni di instabilità passati, esiste la possibilità che l'instabilità si ripresenti in futuro a meno di variazioni di fattori ambientali (variazioni climatiche, cambio d'uso del suolo, attività antropiche, ecc.). Poiché questi fattori sono abbastanza variabili nel tempo, se si è manifestato un evento non è detto che ce ne sarà un altro in futuro e questo rende molto più complicata la previsione;
- La definizione della pericolosità è un'operazione molto complessa a causa della natura discontinua delle frane nello spazio e nel tempo, della mancanza di dati storici sufficienti e della difficoltà nell'identificare i fattori di innesco.

L'operazione più complicata è sicuramente l'analisi temporale, infatti è molto più semplice prevedere dove si manifesterà il fenomeno franoso che non quando. Per questo motivo, spesso, alle carte di pericolosità si sostituiscono le carte di suscettibilità che non fanno esplicito riferimento all'aspetto temporale.

Dunque, riassumendo, si fa la seguente distinzione:

- Carte di pericolosità: introducono la probabilità di localizzazione nello spazio e nel tempo;
- Carte di suscettibilità: introducono una probabilità di occorrenza solo spaziale.

Si analizzano adesso, in dettaglio, i vari step necessari per eseguire un'analisi di pericolosità.

3.1.1 Previsione tipologica

Come è stato detto in precedenza, si tratta di un'operazione fondamentale poiché da questa dipendono le successive fasi dell'analisi di rischio, ad esempio la scelta dei metodi di analisi più idonei.

La caratterizzazione di una frana si basa su alcuni aspetti fondamentali:

- 1. Dimensioni della frana, che dipendono dai seguenti aspetti (riportati in Figura 28):
 - Larghezza della massa franata (1);
 - Larghezza della superficie di rottura (2);
 - Lunghezza della massa franata (3);
 - Lunghezza della superficie di rottura (4);
 - Lunghezza totale (5);
 - Profondità della massa franata (6);
 - Profondità della superficie di rottura (7).

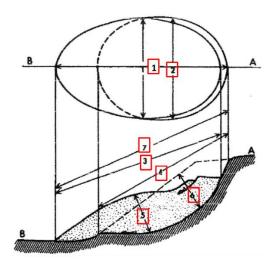


Figura 28 - Schema relativo alle dimensioni di una frana

- 2. Stato di attività della frana, in base al quale si può fare la seguente distinzione:
 - Frana attiva: è attualmente in movimento;
 - Frana riattivata: è attualmente attiva dopo un periodo di inattività;
 - Frana sospesa: è stata attiva nell'ultimo ciclo stagionale ma attualmente è inattiva;
 - Frana inattiva: non ha dato segni di movimento nell'ultimo ciclo stagionale.
- 3. Volume della frana: è stata effettuata una classificazione delle frane sulla base del volume di materiale depositato (Fell, 1994), che è diverso dal volume del materiale all'innesco del fenomeno poiché durante la propagazione del fenomeno la massa può raccogliere altro materiale lungo il versante. Si riporta la seguente classificazione in Tabella 4.

Description	Volume (m³)
Extremely large	> 5·10 ⁶
Very large	$1.10^6 \div 5.10^6$
Medium to large	$2.5 \cdot 10^5 \div 1 \cdot 10^6$
Medium	$5 \cdot 10^4 \div 2.5 \cdot 10^5$
Small	$5 \cdot 10^3 \div 5 \cdot 10^4$
Very small	$5 \cdot 10^2 \div 5 \cdot 10^3$
Extremely small	< 5·10²

Tabella 4 - Classificazione di una frana in base al volume di materiale depositato (Fell, 1994)

4. Velocità della frana: anche sulla base di questo parametro è stata effettuata una classificazione delle frane, con dei termini che hanno un significato quantificabile (Cruden & Varnes, 1994).

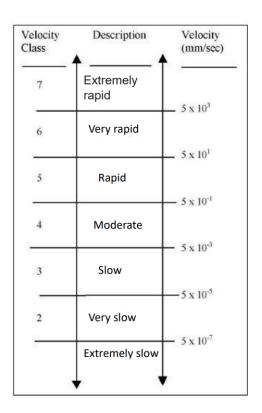


Tabella 5 - Classificazione di una frana in base alla velocità (Cruden & Varnes, 1994)

5. Movimenti di versante: per la classificazione delle frane sulla base dei movimenti di versante si rimanda al Capitolo 2, Paragrafo 2.2 (Classificazione dei fenomeni franosi).

3.1.2 Previsione spaziale

Consente di definire un modello di innesco per l'analisi di stabilità, la cui articolazione si articola in quattro step:

- Costruzione di un modello geometrico, ovvero la definizione dell'area e del volume potenzialmente instabile;
- Individuazione del cinematismo;
- Costruzione di un modello geo-meccanico, che aggiunge al modello geometrico le cause e i parametri di resistenza;
- Analisi di stabilità, condotta secondo un metodo di calcolo basato sul fattore di sicurezza (come il metodo dell'equilibrio limite) o sul creep.

3.1.2.1 Modello geometrico

L'area potenzialmente instabile può essere delimitata con diversi strumenti:

- Segni di dissesto sul versante, lesioni di edifici, crolli su vie di comunicazione, ecc.;
- Foto aeree e indagini SAR, che permettono di individuare aree affette da instabilità;
- Indagine storica.

Per definire il volume potenzialmente instabile, è necessario effettuare un'analisi del versante in profondità, per comprendere dove si colloca, per esempio, la superficie di scivolamento.

Questa superficie può essere ricavata tramite carte topografiche e DTM (modello digitale del terreno), oppure tramite metodi geofisici, sondaggi e applicazione di sistemi di monitoraggio degli spostamenti in superficie e in profondità.

3.1.2.2 Definizione del cinematismo

È un'operazione che può essere effettuata mediante l'individuazione dei sistemi di discontinuità e l'applicazione di sistemi di monitoraggio che possono restituire informazioni relative all'area e alla profondità del fenomeno franoso o ai movimenti in atto e alla loro evoluzione spazio-temporale.

Conoscere gli spostamenti e capire se c'è un'accelerazione è molto utile, perché ad un movimento si può associare una potenziale causa d'innesco, come la pioggia, orientando così gli interventi.

Esistono diversi sistemi di monitoraggio e la scelta di quello più opportuno deve essere effettuatala sulla base di:

- Tipologia di frana e sua evoluzione spazio-temporale;
- Materiale coinvolto nel fenomeno;
- Dimensioni della frana;
- Velocità di evoluzione della frana;
- Obiettivo dello studio.

È possibile, inoltre, distinguere il monitoraggio di superficie da quello di profondità. Il primo è lo studio della cinematica e della geometria del corpo di frana e permette di delimitare l'area della zona in movimento. Può essere effettuato con diversi strumenti come gli estensimetri di superficie, distanziometri a nastro, fessurimetri, misure topografiche, fotogrammetria, laser scanner, ecc.

Il monitoraggio di profondità serve a determinare il campo deformativo in profondità al fine di identificare la profondità della superficie di scivolamento e individuare la volumetria in gioco. Può essere effettuato con estensimetri di profondità, inclinometri, indagini geofisiche, ecc.

3.1.2.3 Modello geo-meccanico

Come precedentemente accennato, al modello geometrico bisogna aggiungere due elementi: le cause e i parametri di resistenza dell'ammasso roccioso che costituisce il versante.

1. Cause

I principali fattori che possono innescare un evento franoso sono:

- Fattori geologici, per esempio la sovrapposizione di strati di materiale
 o la presenza di faglie o ancora la fratturazione;
- Fattori morfologici, come la pendenza del versante;
- Fattori idrogeologici, per esempio le condizioni della falda all'interno del versante, eventuali movimenti dinamici di falda o i meccanismi di movimento dell'acqua all'interno del versante;
- Fattori climatici e vegetazionali, come la variazione della temperatura,
 la pioggia, i disboscamenti e gli incendi;
- Fattori antropici, come scavi, riporti o abbandono delle terre.

Le cause si possono distinguere in predisponenti o scatenanti, come già visto al Capitolo 2, paragrafo 2.3 (La caduta massi).

Una causa, inoltre, può portare a una riduzione del fattore di sicurezza lungo una superficie, fino, nei casi più drastici, a scendere al di sotto dell'unità, provocando così una rottura. Sulla base di questo concetto è possibile effettuare un'altra distinzione:

- Cause esterne: costituiscono tutti i fenomeni che variano le condizioni di stabilità del versante per accrescimento delle azioni di taglio, per esempio variazioni geometriche del versante, scavi, carichi statici e dinamici o variazioni delle condizioni di falda;
- Cause interne: costituiscono tutti i fenomeni che variano le condizioni di stabilità del versante per riduzione della resistenza a taglio del materiale e sono aspetti intrinseci al versante, come comportamento

fragile o rammollente, alterazione del materiale o variazione della struttura interna del materiale per filtrazione.

2. Parametri di resistenza

Possono essere ottenuti effettuando delle prove di laboratorio o delle prove in sito, molto utilizzate sulle sabbie, essendo questi dei materiali difficili da campionare e portare in laboratorio senza grossi disturbi.

Si è già parlato di prove di laboratorio quando si è affrontata la trattazione sulla caratterizzazione dell'ammasso roccioso.

Per quanto riguarda le prove in sito, queste possono avere diversi obiettivi:

- Ricostruzione del profilo stratigrafico, mediante sondaggi, prove penetrometriche o dilatometriche;
- Individuazione del livello di falda, tramite misure piezometriche, sondaggi o pozzi;
- Definizione delle caratteristiche di permeabilità;
- Definizione dei parametri di deformabilità;
- Definizione dei parametri di resistenza a taglio;
- Definizione della pressione orizzontale a riposo.

Una volta note tutte queste informazioni si hanno tutti gli elementi necessari per la costruzione del modello geo-meccanico.

3.1.2.4 Analisi di stabilità

74

Le analisi di stabilità si basano su due metodi di calcolo: i metodi dell'equilibrio limite (già visto al Capitolo 2, paragrafo 2.3.1.2), metodi semplificati che richiedono un minor numero di informazioni sulle caratteristiche del sito, e i metodi delle tensioni.

I metodi dell'equilibrio limite vengono impiegati nello studio d'innesco di diversi cinematismi come il toppling (block toppling, flexural toppling, block-flexure toppling) o lo scivolamento (con superficie di rottura piana o curva).

I metodi delle tensioni sono dei metodi numerici più complicati inquanto calcolano, a differenza dei metodi dell'equilibrio limite, l'evoluzione del processo deformativo e

la variazione dello stato tensionale nei vari punti che costituiscono l'area analizzata e quindi sono dipendenti dal tempo.

Questi metodi richiedono sia la legge costitutiva sia i criteri di resistenza dei materiali, per tener conto del loro comportamento e quindi della rottura progressiva.

In particolare, quando un'area si plasticizza progressivamente, le deformazioni cominciano a localizzarsi e la mappa di distribuzione delle deformazioni mostra delle zone di concentrazione lungo la fascia di rottura, che in questo caso non è una superficie netta come nei metodi dell'equilibrio limite.

3.1.3 Previsione temporale

In questa fase bisogna aggiungere l'informazione temporale, cioè comprendere quando e in quanto tempo si manifesterà il fenomeno.

Effettuando un'analisi numerica è possibile ottenere come risultato la simulazione di un meccanismo di rottura ma non si sa in quanto tempo il versante subisca il processo deformativo. Per risolvere questo problema, si può pensare di abbinare il modello a degli spostamenti misurati da un inclinometro, che si sviluppano in un certo intervallo di tempo.

L'evoluzione dello spostamento è modellata numericamente e si confronta con l'evoluzione degli spostamenti reali, non solo in termini di entità ma anche di evoluzione temporale; per fare questo serve un elemento di confronto, che è dato dalle misure reali.

Così facendo, gli spostamenti del modello assumono un significato temporale e diventa possibile iniziare a fare una previsione temporale su quando il versante arriverà al collasso.

La previsione temporale è legata alla probabilità di occorrenza, infatti non definisce l'istante temporale in cui l'evento si manifesterà, bensì la probabilità di occorrenza *P* di una frana avente una certa intensità nell'intervallo temporale di un anno. Da qui è possibile definire il periodo di ritorno:

$$T = \frac{1}{P}$$

Dalla probabilità di occorrenza si definiscono la pericolosità e il rischio, anche se, bisogna considerare che fenomeni con uguale probabilità di occorrenza possono presentare un diverso grado di pericolosità e la relazione tra i due parametri non è affatto semplice.

La pericolosità può essere valutata attraverso due schemi differenti:

• Criterio di Del Prete, valido per fenomeni lenti:

$$H = P$$

• Criterio di Fell, valido per diversi tipi di frana:

$$H = P \cdot I$$

Con I intensità della frana espressa in termini di volume di massa franata.

Ai due criteri viene associato un sistema di classificazione della pericolosità di un fenomeno in relazione al periodo di ritorno e, ovviamente, tale classificazione può essere fatta solo una volta individuate le caratteristiche di velocità del fenomeno.

Class	Hazard	T (years)	Landslide type
1	Very high	<2	Uninterrupted or seasonal
2	High	2-5	intermittent
3	Moderate	5-20	intermittent
4	Low	20-50	intermittent
5	Very low	>50	intermittent

Tabella 6 - Classificazione per frane a cinematica lenta (Del Prete et al., 1992)

Hazard	T (years)	P (yearly)
Extremely high	1	1
Very high	5	0.2
High	20	0.05
Moderate	100	0.01
Low	1000	0.001
Very low	10000	0.0001

Tabella 7 - Classificazione per frane di tipo generale (Fell, 1994)

La valutazione della probabilità di occorrenza può avvenire secondo due differenti approcci: uno statistico e uno meccanico.

3.1.3.1 Approccio statistico

Si trascura la fisica del problema e si esegue una semplice analisi statistica su una serie storica.

Da una parte è possibile analizzare serie storiche relative agli effetti, ovvero serie temporali su eventi franosi che si sono manifestati in una certa zona. In tal caso, il parametro chiave è la frequenza annua degli eventi franosi in un periodo di N anni, definita come il rapporto tra il numero *n* di eventi e il numero *N* di anni a disposizione:

$$f(n) = \frac{n}{N}$$

Se il numero *N* di anni monitorati è sufficientemente lungo, è possibile confondere la frequenza annua con la probabilità di occorrenza e calcolare la pericolosità in un periodo di *n* anni seguendo la definizione di Del Prete.

Se N è piccolo rispetto al tempo di ritorno T si perde l'informazione relativa al fenomeno e la pericolosità verrà calcolata moltiplicando il numero di anni a disposizione e la probabilità di occorrenza.

C'è anche la possibilità che non si abbiano a disposizione gli storici delle frane; in questo caso si possono analizzare le serie storiche relative alle cause, ossia lo studio di fenomeni naturali come piogge o terremoti che sono stati documentati mediante misure in sito nel tempo.

Monitorando solo le potenziali cause si cercano di stimare i tempi di ritorno dei movimenti franosi.

Ci si focalizza sull'uso delle informazioni relative ai fenomeni più comuni, ovvero piogge e terremoti. Attraverso l'uso di modelli empirici si determinano le soglie d'allerta: nel caso delle piogge si determina la soglia minima di pioggia alla quale è possibile l'innesco del fenomeno franoso, attraverso una correlazione tra le piogge misurate con un pluviometro e gli spostamenti misurati con un inclinometro. È accettabile che sotto tale soglia di allerta ci siano al più il 5 % degli eventi, soprattutto se questi avvengono con intensità bassissime e durate molto lunghe.

Per quanto riguarda i terremoti, sempre attraverso l'uso di modelli empirici, si determinano le soglie di magnitudo, correlando la magnitudo di un sisma in un'area al possibile innesco di fenomeni di instabilità. In questo caso il problema è più complesso essendo il sisma un'azione impulsiva e meno controllabile rispetto alle piogge, infatti, l'evoluzione delle piogge può essere analizzata nel tempo e si può osservare il graduale avvicinamento alla condizione critica.

3.1.3.2 Approccio meccanico

In questo caso non si trascura la fisica del problema. Si introducono un modello afflussi-deflussi, le caratteristiche geotecniche e piezometriche e si effettua un'analisi meccanica del versante.

Attraverso un'analisi numerica su un versante con un certo livello di falda, è possibile valutare l'entità della pioggia che porta ad un incremento critico del livello di falda, ovvero ad un livello tale per cui il fattore di sicurezza va al di sotto dell'unità producendo un collasso.

Chiaramente, per effettuare questa operazione è necessario introdurre un modello di infiltrazione, che definisce la risposta del livello di falda e dipende dalle caratteristiche di permeabilità del versante, e un modello meccanico.

Una volta nota l'entità della pioggia che potenzialmente può produrre un collasso, si valuta il periodo di ritorno, semplicemente osservando nei dati pluviometrici ogni quando si ripete quell'evento di pioggia critico.

Per quanto riguarda i terremoti, la valutazione delle condizioni di stabilità può essere effettuata con due diversi approcci:

- Approccio pseudo-statico: è il più semplice e prevede di sostituire nel modello l'azione sismica con un'azione statica permanente la cui entità dipende dalle caratteristiche del sito;
- Metodo di Newmark: è un'analisi più sofisticata volta a determinare lo spostamento del volume instabile in funzione delle accelerazioni variabili nel tempo (accelerogramma).

3.1.4 Previsione dell'evoluzione

È un'operazione fondamentale per il dimensionamento di opere passive, che non impediscono il verificarsi dell'evento franoso ma lo controllano riducendo i danni sul territorio. A volte, infatti, non è possibile prevenire un evento e si può solo cercare di limitarne gli effetti.

Conoscendo la volumetria in gioco e il meccanismo di distacco, ci si pone come obiettivo quello di ricavare l'area potenzialmente impattata dalla massa franante. Le velocità di arrivo e gli spessori coinvolti.

Questo tipo di analisi può essere effettuato con diversi approcci:

- 1. Metodi empirici: sono speditivi e semplici da utilizzare ma presentano alcune limitazioni, inquanto i risultati valgono solo per il sito specifico e non possono essere riadattati ad aree con diverse caratteristiche in termini di materiale, tipologia di bacino, ecc.
 - Inoltre, questi metodi restituiscono una distanza di propagazione analizzando una sola sezione e quindi ignorando la propagazione laterale; pertanto, sono efficaci soltanto in sistemi confinati, dove l'evoluzione avviene lungo una direzione principale.
 - Sono comunque molto validi e utili se utilizzati come metodi di analisi preliminare.
- 2. Metodi analitici: restituiscono come risultato finale la risoluzione di una formula. Il più utilizzato è il modello *lumped mass* che analizza il moto della massa come quello relativo allo spostamento di un punto materiale corrispondente al baricentro della massa stessa.
 - L'evoluzione, in questo caso, è trattata secondo un approccio energetico, facendo riferimento a una componente di energia potenziale, una di energia cinetica e una di energia dissipata.
 - Il metodo presenta delle limitazioni dovute al fatto che si sta ignorando il comportamento meccanico del materiale, inoltre, riducendo la massa al suo baricentro se ne ignora l'area.
- 3. Metodi numerici: sono dei metodi più esaustivi che prevedono il ricorso a un modello, cioè a una semplificazione della realtà, in cui la massa eterogenea

può essere schematizzata secondo un modello discontinuo o secondo un modello del continuo equivalente.

Si ottengono risultati in output decisamente più accurati ma, di contro, la costruzione del modello richiede la conoscenza di un certo numero di informazioni, per cui la loro applicazione è sicuramente più complessa.

I metodi sono stati elencati in ordine di complessità applicativa ma anche di capacità del risultato ad essere di carattere generale e non specifico di un sito ben preciso. I metodi empirici, infatti, devono essere adattati di volta in volta al sito in esame, mentre i metodi numerici possono essere applicati indipendentemente dalle caratteristiche geologiche e morfologiche del sito.

3.1.5 Previsione dell'intensità

Dall'analisi precedente, si sono ottenute informazioni relative alla velocità, all'area d'impatto, agli spessori e al volume coinvolto e partendo da queste informazioni si può risalire alla stima dell'intensità del fenomeno.

L'intensità di una frana è complessa da valutare, per via della sua non univocità in termini di misura, si possono infatti seguire più vie:

 Conseguenze sull'incolumità della vita umana: delle classi d'intensità vengono tabellate in funzione delle possibili conseguenze, attribuendo alcuni fenomeni associati.

Intensity	Possible consequences	Landslide type
Null	Unlikely (except secondary consequences)	Slow-kinematics movements
Moderate	Isolated incidents	Isolated falls
High	Few casualties	falls, slides, earth and mud flows
Very high	Catastrophe (tenths of casualties)	Massive falls or slides, rapid debris-, earth- or mud-flows

Tabella 8 - Classificazione dell'intensità rispetto alle conseguenze sull'incolumità umana

• Conseguenze sul quadro economico, in termini di onere degli interventi:

Intensity	Level of required countermeasures	Example
Low	10% of the economic worth of a single house	Removal of single unstable blocks
Moderate	Technical intervention sustainable by a small number of property owners: housing blocks or small parcels	Removal of blocks, or installation of rockfall nets. Drainage of a small volume
High	Specific, highly-qualified technical intervention, covering a area much larger than a single housing property	Stabilization of a large portion of slope; Stabilization of a rock face
Very high	Technical intervention is not feasible at an acceptable cost.	Massive slide or collapse

Tabella 9 - Classificazione dell'intensità rispetto alle conseguenze economiche

 Velocità: a determinati range di velocità si associano delle classi d'intensità;
 tale classificazione richiede la conoscenza della natura del fenomeno in termini di tipologia, materiale coinvolto e stato di attività:

Velocity class	Description	Damage	Speed (m/s)
7	Extremely rapid	Catastrophe of major violence; buildings destroyed by impact of displaced material; many deaths; escape unlikely	
6	Very rapid	Some lives lost; velocity too great to permit all persons to escape 5-	
5	Rapid	Escape evacuation possible; structures, possessions, and equipment destroyed	5-10-4
4	Moderate	Some temporary and insensitive structures can be temporarily maintained	5·10 ⁻⁶
3	Slow	Remedial construction can be undertaken during movement; insensitive structures can be maintained with frequent maintenance work if total movement is not large during a particular acceleration phase	5.10-8
2	Very slow	Some permanent structur6 undamaged by movement	5-10-10
1	Extremely slow	Imperceptible without instruments; construction possible with precautions	-

Tabella 10 - Classificazione dell'intensità rispetto alla velocità, con associati danni attesi (Cruden & Varnes, 1994)

Туре	Topple	Slide	Slide Flow						
Material	Rock	Rock Debris Earth			Rock	Debris	Earth/Mud		
Activity status	-	N	R	-	N	R	-	-	-
Velocity class	6-7	5-6	1-5	1-6	5-6	1-5	1-2	1-7	1-4

Tabella 11 - Associazione dei movimenti alle loro tipiche classi di velocità

Volume coinvolto:

	Magnitude M					
М	Description	Volume [m³]				
7	Extremely large	> 5 000 000				
6	Very large	> 1 000 000, < 5 000000				
5	Medium-Large	> 250 000, < 1 000 000				
4	Medium	> 50 000, < 250 000				
3	Small	> 5 000, < 50 000				
2,5	Very small	> 500, < 5 000				
2	Extremely small	< 500				

Tabella 12 - Classificazione dell'intensità rispetto al volume coinvolto (Fell, 1994)

• Energia cinetica: combina le informazioni relative alla massa (volume) e alla velocità, che prese singolarmente porterebbero a delle imprecisioni: ad esempio, fenomeni franosi di piccola entità ma molto rapidi possono avere un'intensità maggiore, in termini di conseguenze, rispetto a fenomeni di grande entità ma lenti. Riferendo l'intensità all'energia cinetica si prendono in considerazione entrambi questi parametri.

Note tutte queste informazioni è possibile procedere alla costruzione delle carte di pericolosità secondo i seguenti step:

- Delimitazione delle aree in frana, con perimetrazione a posteriori dei fenomeni basata sulla lettura del territorio, con distinzione in funzione della tipologia di movimento e dello stato di attività;
- Introduzione e applicazione di una scala dell'intensità delle frane;

- Assegnazione della probabilità di occorrenza a ciascuna area, espressa in termini di periodo di ritorno dell'evento atteso;
- Valutazione dei livelli di pericolosità, tramite combinazione dei valori di intensità e di frequenza di occorrenza delle frane. La combinazione avviene moltiplicando, in termini matriciali, la scala di intensità e la scala di frequenza e il risultato è una scala di pericolosità, con la quale si costruisce la carta di pericolosità (Dispense di Slope stability and landslide risk mitigation, 2017).

3.2 Valutazione del danno

Una volta stimata la pericolosità bisogna analizzare l'aspetto economico attraverso la valutazione del danno, la quale avviene in due fasi distinte: l'identificazione degli elementi a rischio E e l'analisi di vulnerabilità degli elementi a rischio V.

Gli elementi a rischio possono essere persone, beni, attività economiche e produttive, insediamenti industriali, ecc. e la loro identificazione riguarda la definizione del loro numero, delle loro caratteristiche e del loro valore economico.

Questa valutazione può essere effettuata attribuendo un valore ai singoli elementi e di conseguenza il valore totale sarà dato dal prodotto tra il costo unitario W e il numero di unità esposte N:

$$E = N \cdot W$$

In alternativa è possibile perimetrare l'area di interesse *S* e attribuirle un valore medio *W*, valutando così il valore della zona come prodotto tra la superficie esposta e il costo unitario:

$$E = S \cdot W$$

Gli elementi a rischio possono essere individuati facendo riferimento alla seguente tabella:

Classe	Descrizione
EO	Aree disabitate o improduttive
E1	Case sparse, infrastrutture viarie minori, zone agricole o a verde pubblico
E2	Nuclei abitati, insediamenti industriali, artigianali e commerciali minori, infrastrutture viarie minori
E3	Centri abitati parzialmente coinvolti, grandi insediamenti industriali e commerciali, infrastrutture viarie
E4	Centri abitati completamente coinvolti, grandi insediamenti industriali e commerciali, beni architettonici storici e artistici, principali infrastrutture viarie, servizi di rilevante interesse sociale e corsi d'acqua

Tabella 13 - Classi di elementi a rischio

La vulnerabilità degli elementi a rischio rappresenta il grado di perdita atteso per gli elementi a rischio a causa della manifestazione di un evento franoso avente assegnata intensità; dunque, dipende dalla probabilità che l'elemento subisca un danno e dall'intensità del fenomeno.

Si esprime in una scala che va da 0 (nessuna perdita) a 1 (perdita totale). Nella seguente tabelle si riportano le classi di vulnerabilità.

Classe	Descrizione
VO	Nessun elemento risulta esposto a rischio
V1	Gli elementi a rischio possono subire danni estetici o danni funzionali minori
V2	Gli elementi a rischio hanno bassa probabilità di essere distrutti o gravemente danneggiati
V3	Gli elementi a rischio hanno alta probabilità di essere distrutti o gravemente danneggiati
V4	Gli elementi a rischio hanno alta probabilità di essere distrutti, gravemente danneggiati ed esiste la possibilità che vengano coinvolte persone

Tabella 14 - Classi di vulnerabilità

Si può così procedere alle definizione del danno come aliquota V del valore E dell'elemento a rischio che può essere compromessa a causa del manifestarsi di un evento ed è ottenibile come prodotto tra il valore dell'elemento a rischio e la vulnerabilità:

$$D = E \cdot V$$

Da un punto di vista pratico, il danno si calcola secondo una procedura matriciale in cui si valutano le classi degli elementi a rischio relative ad una certa area e la scala di vulnerabilità; l'incrocio delle due classi permette la valutazione del danno secondo classi di danno (Tabella 15 e 16).

Vulnerabilità	V0	V0 V1	V2	V3	V4
Elementi a rischio	VU				
EO	D0	D0	D0	D0	D0
E1	D0	D0	D1	D2	D3
E2	D0	D1	D2	D3	D4
E3	D0	D2	D3	D4	D4
E4	D0	D3	D4	D4	D4

Tabella 15 - Valutazione del danno

Classe	Nome	Descrizione
D0	Nessun danno	-
D1	Danno basso	Danni estetici o funzionali a pochi alementi a rischio; bassa probabilità per gli stessi di essere gravemente coinvolti dal fenomeno
D2	Danno medio	Danni estetici o funzionali a molti elementi a rischio; bassa probabilità per alcuni elementi di essere pesantemente coinvolti; alta probabilità che possano subire gravi danni infrastrutture secondarie, aree agricole ed edifici isolati
D3	Danno alto	Bassa probabilità che molti elementi a rischio siano coinvolti; alta probabilità che alcuni elementi a rischio siano pesantemente coinvolti
D4	Danno molto alto	Il fenomeno può determinare gravi danni a molti elementi a rischio e con possibile coinvolgimento di vite umane

Tabella 16 - Classi di danno

La valutazione della vulnerabilità è molto complessa per cui si assume vulnerabilità unitaria (massima) laddove si ha a che fare con aree vulnerabili estese e densamente antropizzate, per andare a favore di sicurezza; in tal caso il danno sarà uguale al valore esposto.

3.3 Calcolo del rischio

Il rischio è definito come l'entità del danno atteso in una certa area e in un certo intervallo di tempo a causa di un potenziale evento franoso ed è dato dal prodotto dei parametri visti nei precedenti paragrafi secondo due diverse formulazioni:

1.
$$R = P \cdot V \cdot E = P \cdot D \quad \text{se } H = f(P; I)$$

In questo caso si prende in considerazione la probabilità di occorrenza, poiché la pericolosità dipende dall'intensità la quale è già considerata nella vulnerabilità; considerando anche la pericolosità, infatti, l'intensità sarebbe contata due volte.

2.
$$R = H \cdot E \cdot V = P \cdot D$$
 se $H = f(P)$

In questo caso la pericolosità si considera poiché si ignora l'intensità, che, come nel caso precedente, è sempre tenuta in conto nella vulnerabilità.

Questa moltiplicazione, in realtà, non è altro che una combinazione matriciale della pericolosità e del danno che permette di definire quattro classi di rischio, da R4 (Rischio molto elevato) a R1 (Rischio moderato), come stabilito dal DL 180 dell'11 giugno 1998.

Con questa legge si è anche introdotto il PAI (Piano per l'assetto idrogeologico), uno strumento conoscitivo, normativo e tecnico-operativo che permette di pianificare e 88

programmare le azioni, gli interventi e le norme d'uso che riguardano la difesa del territorio dal rischio idrogeologico.

Il PAI è lo strumento di riferimento per i problemi di stabilità ed è articolato in tre fasi:

- 1. Individuazione delle aree interessate da potenziali eventi;
- 2. Perimetrazione delle aree e valutazione dei livelli di rischio, in termini di pericolosità degli eventi considerati e individuazione degli elementi a rischio;
- 3. Programmazione e mitigazione del rischio.

Per quanto riguarda la programmazione, il PAI indica cosa è consentito fare e cosa non lo è per ogni classe di rischio:

- Classe R4: mitigazione della vulnerabilità, demolizione o messa in sicurezza;
 non è possibile costruire nulla;
- Classe R3: non è possibile costruire nulla;
- Classe R2: è possibile costruire ma solo dimostrando che gli interventi siano compatibili con i livelli di rischio della zona;
- Classe R1: è possibile eseguire qualunque intervento a patto che non si incrementi il livello di rischio della zona.

Si precisa che per gli interventi in zona R4, R3 ed R2 è necessario il parere preventivo delle Autorità di Bacino, enti introdotti con la Legge 183/89 che hanno la gestione dei bacini idrografici, ossia delle porzioni di territorio delimitate da spartiacque che raccolgono l'acqua in un'asta principale.

Si riportano di seguito la tabella per la valutazione del rischio e quella con la suddivisione delle classi di rischio con la relativa descrizione.

R = H(P) x D		Pericolosità					
		Н0	H1	H2	Н3	Н4	
	D0	R1	R1	R1	R1	R1	
	D1	R1	R2	R2	R3	R3	
Danno (D = E x V)	D2	R1	R2	R3	R3	R4	
	D3	R1	R2	R3	R4	R4	
	D4	R1	R3	R3	R4	R4	

Tabella 17 - Valutazione del rischio

Classe	Nome	Descrizione
R1	Rischio moderato	Danni sociali, economici e al patrimonio ambientale sono marginali
R2	Rischio medio	Sono possibili danni minoriagli edifici, alle infrastrutture e al patrimonio ambientale che non pregiudicano l'incolumità del personale, l'agibilità degli edifici e la funzionalità delle attività economiche
R3	Rischio elevato	Sono possibili problemi per l'incolumità delle persone, danni funzionali agli edifici e alle infrastrutture con conseguente inagibilità degli stessi, la interruzione di funzionalità delle attività socioeconomiche e danni rilevanti al patrimonio ambientale
R4	Rischio molto elevato	Sono possibili la perdita di vite umane e lesioni gravi alle persone, danni gravi agli edifici, alle infrastrutture e al patrimonio ambientale, la distruzione di attività socioeconomiche

Tabella 18 - Classi di rischio

Una volta valutato il rischio sarà possibile procedere con gli interventi strutturali di messa in sicurezza dei centri abitati e delle infrastrutture, volti ad abbassare il livello di rischio dell'area considerata.

4. METODOLOGIE DI ANALISI DI RISCHIO DA CADUTA MASSI

In questo capitolo si introduce l'analisi di rischio per caduta massi e vengono elencati e descritti una serie di metodi, che verranno poi applicati nel seguente studio di tesi per eseguire un'analisi di tipo qualitativo.

Si è già visto nei capitoli 2 e 3 il fenomeno della caduta massi e il rischio connesso ad un potenziale fenomeno franoso e si è evidenziato che un metodo semplice ed efficiente per ridurre i danni potenziali futuri connessi a questa tipologia di fenomeni è un'adeguata gestione e pianificazione del territorio basata sulla realizzazione di mappe con zonazione della pericolosità, che consiste nella suddivisione di una regione in aree omogenee a livello di pericolosità caduta massi.

Queste zone, che sulle mappe sono rappresentate con diversi colori, sono direttamente legate a regolamenti, nonché a restrizioni, sulla pianificazione e sull'uso del territorio.

Le mappe di zonazione delle frane possono essere classificate come mappe di suscettibilità, pericolosità e rischio.

Sebbene in letteratura siano presenti molte linee guida generali e raccomandazioni sulla pericolosità frane e sulla zonazione del rischio, soltanto poche di queste sono focalizzate sulla pericolosità caduta massi, infatti in molti casi le linee guida relative alla zonazione delle frane sono anche usate per la valutazione della pericolosità caduta massi.

In base alla dimensione dell'area di studio, la zonazione delle frane può essere eseguita a diverse scale: nazionale (<1:250.000), regionale (1:25.000 - 1:250.000), locale (1:5.000 - 1:25.000) e specifica del sito (1:1.000 - 1:5.000); ciascuna scala richiede un diverso grado di dettaglio e accuratezza sui dati di input e le mappe che si ottengono potranno essere utilizzate per diversi scopi.

Per esempio le mappe nazionali e regionali indagano ampie porzioni di territorio e forniscono solo un' indicazione generale del problema senza distinguere la tipologia di frana, mentre le mappe locali e specifiche del sito, indagando aree più piccole, forniscono qualche dettaglio in più come la tipologia di frana (nel nostro caso si tratta di caduta massi) o a volte anche un'analisi di stabilità, per cui vengono principalmente utilizzate per stabilire dei regolamenti sulla pianificazione del territorio.

La scala della zonazione e le caratteristiche dei dati disponibili sono fondamentali per la scelta della metodologia da utilizzare per effettuare un'analisi del rischio.

In base al metodo utilizzato la letteratura fa distinzione fra tre principali categorie di zonazione della pericolosità: zonazione di base (metodi empirici), intermedia (metodi statistici), sofisticata (metodi deterministici): le prime due categorie sono le più utilizzate nella pratica, dati i minori costi e la minore disponibilità di dati richiesta.

È possibile utilizzare procedure qualitative o quantitative per fare distinzione tra le classi di pericolosità: le prime richiedono meno dati ma sono soggettive e si basano sull'assegnazione di un punteggio e di risultati forniti solo in termini descrittivi, le seconde si basano su valori numerici o sulla probabilità di occorrenza del fenomeno analizzato nella zona in questione.

La scelta di uno o dell'altro metodo, naturalmente, dipende dall'accuratezza richiesta in base alla natura del problema oltre che dalla quantità e qualità dei dati disponibili, è invece indipendente dalla complessità dei metodi utilizzati per definire la pericolosità.

4.1 Metodi di analisi

La valutazione della pericolosità e del rischio caduta massi può essere sia qualitativa che quantitativa, le differenze riguardano i dati di input, le procedure utilizzate e i risultati ottenuti.

I metodi qualitativi definiscono questi parametri attraverso descrittori qualitativi, classificazioni, indici di peso o sistemi di valutazione che si basano sull'attribuzione di punteggi, di conseguenza, i risultati di questi metodi tendono ad esprimere la pericolosità e il rischio utilizzando dei termini classificativi (Es: rischio elevato, moderato, basso). Risultano i metodi più utilizzati nella pratica inquanto sono molto semplici e rapidi da applicare.

I metodi quantitativi definiscono i parametri di pericolosità e rischio utilizzando dei valori numerici o degli intervalli numerici, piuttosto che termini qualitativi. Si valutano pertanto con una probabilità numerica, seguita da una stima della frequenza, della propagazione e dell'intensità. Lo scopo finale di un'analisi quantitativa è quello di quantificare il rischio ed esprimere il potenziale danno in termini economici.

A livello attuale, l'analisi quantitativa necessita di un dettagliato inventario storico degli eventi di caduta massi che ne documenti l'attività nell'area in esame; nella maggior parte dei casi questi dati sono carenti e questo è il motivo per cui l'analisi con metodi qualitativi è la più utilizzata.

Si riportano di seguito una serie di metodi di analisi qualitativa che verranno applicati in questo studio di tesi.

4.1.1 Rockfall Hazard Rating System (RHRS)

Questo metodo (Brauner & Wyllie 1976) è stato sviluppato per valutare la pericolosità caduta massi lungo le strade e le autostrade dell'Oregon (USA).

Consiste in una valutazione preliminare al fine di individuare gli intagli rocciosi che richiedono un'analisi più dettagliata.

In questa valutazione preliminare la parete rocciosa è suddivisa in diverse sezioni definite in modo tale che per ciascuna di esse il livello e lo sviluppo dell'evento franoso possono essere considerati uguali (Pierson 1992). Tali sezioni sono definite in maniera puramente soggettiva sulla base di analisi e osservazioni condotte da geologi e ingegneri e sono successivamente raggruppate in tre categorie: A, B, C (Pierson et al. 2005).

"A" sta ad indicare che l'intaglio roccioso richiede un'analisi dettagliata, "B" stessa cosa a patto che siano disponibili i fondi e il tempo per poterla effettuare (c'è meno urgenza), "C" significa che l'intaglio non richiede un'analisi dettagliata inquanto non costituisce una minaccia.

I più dettagliati sistemi di classificazione definiscono la pericolosità utilizzando nove categorie a cui sono assegnati dei punteggi in maniera esponenziale da 3 a 81. Questi punteggi possono essere riportati in una scala al continuo da 1 a 100 (Pierson & Van

Vickle 1993) e il punteggio continuo *y* per ogni categoria può essere ottenuto dalla seguente formula:

$$y = 3^{x}$$

dove l'esponente x è calcolato in maniera diversa per ogni categoria, in modo tale che il massimo punteggio attribuibile a ciascuna categoria sia pari a 100.

Sommando i punteggi relativi alle singole categorie si ottiene un punteggio finale (da 9 a 900) che non è altro che una stima della pericolosità: punteggi più alti indicano una pericolosità più elevata e viceversa.

Si riportano di seguito le 9 categorie a cui si fa riferimento:

- 1. Altezza del versante: è misurata a partire dalla strada fino al più alto blocco soggetto a potenziale collasso; se è presente un versante naturale sopra l'intaglio bisogna considerare la somma delle due altezze. Naturalmente versanti più alti indicano una pericolosità più alta a causa del maggiore contenuto energetico del potenziale evento.
- 2. Efficacia del fosso: è stimata qualitativamente (qualora ce ne sia la presenza) considerando la sua potenziale abilità a prevenire, durante un evento di caduta massi, il raggiungimento della strada da parte dei blocchi. Questo parametro è stimato sulla base di alcuni fattori come l'altezza e la pendenza del versante, la larghezza, la profondità e la forma del fosso, il volume atteso di materiale coinvolto nell'evento di caduta massi, la presenza di irregolarità sul versante che potrebbero influenzare il percorso dei blocchi.
- 3. Rischio medio del veicolo (AVR): rappresenta la probabilità che un veicolo si trovi nella zona di potenziale pericolo durante l'evento di caduta massi ed è espresso come percentuale del tempo:

$$AVR = \frac{ADT \times SL/24}{PSP} \times 10$$

dove ADT è la media del traffico giornaliero (espressa in numero di veicoli per giorno), SL è la lunghezza del versante, 24 è il numero di ore per giorno, PSP è il limite di velocità imposto.

4. Percentuale della distanza visiva di decisione (PDSD): è la lunghezza di strada richiesta al guidatore per prendere una decisione riguardante un'azione evasiva e può essere calcolata come segue:

$$PDSD = \frac{ASD}{DSD} \times 100$$

dove ASD è la distanza visiva attuale, ovvero la lunghezza di strada necessaria al guidatore per percepire la presenza in strada di un oggetto inaspettato, DSD è la distanza visiva decisionale, ovvero la distanza richiesta al guidatore per rilevare il pericolo (entrambe espresse in Km).

- 5. Larghezza della carreggiata: è misurata perpendicolarmente alla linea centrale della strada, da un bordo del marciapiede all'altro e rappresenta lo spazio disponibile per evitare un ostacolo presente sulla strada.
- 6. Caratteristiche geologiche: questo fattore include due situazioni differenti, ammassi rocciosi con sistemi di discontinuità multipli e ammassi rocciosi soggetti ad erosione. Se in una parete rocciosa le due situazioni coesistono, e non è chiaro quale delle due è quella dominante, bisognerà assegnare un punteggio ad entrambe ed il caso con il più alto punteggio sarà utilizzato per il calcolo della pericolosità finale.
- 7. Dimensione dei blocchi o volume di materiale coinvolto nell'evento: si fa riferimento al primo parametro quando l'evento franoso riguarda un solo blocco, si usa il secondo quando si ha a che fare con un evento che riguarda più blocchi aventi dimensioni diverse. Entrambi i parametri vengono stimati sulla base dei dati raccolti dagli eventi passati o qualora questi non siano presenti sulla base di osservazioni in situ.

- 8. Condizioni climatiche e presenza di acqua sul versante: questi parametri sono valutati sulla base di una stima qualitativa di alcuni fattori come l'intensità delle piogge, i fenomeni di gelo-disgelo e la circolazione delle acque sotterranee.
- 9. Dati storici riguardanti la caduta massi: si tratta di dati raccolti dai database relativamente all'attività di caduta massi del passato e vengono utilizzate quattro sottoclassi:
 - Poche cadute: il fenomeno di caduta massi non rappresenta un problema inquanto la frequenza annuale è piuttosto bassa; si fa riferimento a questa categoria quando non si hanno a disposizione dati storici;
 - Cadute occasionali: i fenomeni si manifestano regolarmente;
 - Cadute frequenti: i fenomeni si manifestano frequentemente, soprattutto durante alcune stagioni;
 - Cadute costanti: i fenomeni si manifestano frequentemente durante tutto l'anno; questa sottoclasse si usa spesso quando l'attività di caduta massi è piuttosto severa.

Category	Rating criteria and scores							
	3 points	9 points	27 points	81 points				
Slope height (ft)	25	50	75	100				
Slope height (m)	7.6	15.2	22.9	30.5				
Ditch effectiveness	Good catchment	Moderate catchment	Limited catchment	No catchment				
Average vehicle risk	25 % of the time	50 % of the time	75 % of the time	100 % of the time				
Percent of decision sight distance	Adequate, 100 % of low design value	Moderate, 80 % of low design value	Limited, 60 % of low design value	Very limited, 40 % of low design value				
Paved road width (ft) 44		36	28	20				
Paved road width (m)	Paved road width (m) 13.4		8.5	6.1				
Geologic character								
(a) Case 1								
Structural condition	Discontinuous joints, favorable orientation	Discontinuous joints, random orientation	Discontinuous joints, adverse orientation	Continuous joints, adverse orientation				
Rock friction	Rock friction Rough, irregular		Planar	Clay infilling or slickensided				
(b) Case 2								
Structural condition	Few erosion features	Occasional erosion features	Many erosion features	Major erosion features				
Difference in erosional rates	Small difference	Moderate difference	Large difference	Extreme difference				
Block size (ft)	lock size (ft) 1		3	4				
Block size (m) or	ock size (m) or 0.3		0.9	1.2				
Volume per event (Yd3)	3	6	9	12				
Volume per event (m ³)	2.3	4.6	6.9	9.2				
Climate and presence of water on slope			High precipitation or long freezing periods or continual water on slope	High precipitation and long freezing periods or continual water on slope and long freezing period				
Rockfall history	Few falls	Occasional falls	Many falls	Constant falls				

Tabella 19 - Criterio di assegnazione dei punteggi col metodo RHRS (Pierson, 1992)

Come già detto in precedenza, sommando i punteggi relativi alle singole categorie si ottiene un punteggio finale da attribuire alla pericolosità che sarà utilizzato per determinare la priorità in termini di misure di mitigazione da attuare.

Dopo l'eventuale mitigazione, il punteggio dovrebbe essere rivalutato, per verificare l'efficacia degli interventi che sarà marcata da una riduzione del punteggio stesso.

Questo metodo è sicuramente il più conosciuto per la valutazione della pericolosità caduta massi; tuttavia, esso fa riferimento a parametri relativi sia alla definizione di pericolosità che a quella di rischio (Fell et al. 2008).

Per esempio, parametri come l'altezza del versante, le caratteristiche geologiche, la dimensione dei blocchi, il clima, la presenza di acqua sul versante e i dati storici relativi a eventi passati fanno tutti riferimento alla definizione di pericolosità, mentre parametri come il percorso seguito dai blocchi, le condizioni del traffico stradale,

l'efficacia del fosso e la larghezza della carreggiata sono associati alla definizione di rischio.

Di conseguenza nel 2005 è stato suggerito di dividere il punteggio in due componenti, ciascuna relativa alla pericolosità e al rischio, ottenibili sommando i punteggi dei relativi parametri, per poi ottenere il punteggio totale moltiplicando i due punteggi distinti.

Il vantaggio di questa operazione è che pericolosità e rischio vengono trattati separatamente, di conseguenza il punteggio finale permette di fare una distinzione tra siti a basso rischio e siti ad alto rischio.

Il problema principale di questo metodo è legato alla sua soggettività inquanto è fortemente dipendente dalle abilità di chi esegue le valutazioni. I punteggi assegnati, infatti, dipenderanno dagli operatori che potrebbero interpretare diversamente le terminologie descrittive delle varie categorie, di conseguenza il punteggio finale è raramente riproducibile.

Tuttavia, nonostante è uno dei metodi più vecchi per questo tipo di valutazione, ha degli importanti pregi come ad esempio quello di prendere in considerazione tutti i parametri che rientrano nell'attuale definizione di pericolosità, come la suscettibilità, la frequenza e la possibile zona di arresto dei blocchi, inoltre, anche se il rischio non è l'obbiettivo principale di questo metodo, si tiene parzialmente conto dell'esposizione spazio-temporale del veicolo e della sua vulnerabilità, anche se, essendo un metodo qualitativo, mancano informazioni relative al valore economico.

Si conclude la trattazione su questo metodo dicendo che è abbastanza semplice da utilizzare e ha costruito le basi per successivi sviluppi volti al soddisfacimento di requisiti di diversi dipartimenti di trasporto che sulla base di alcune modifiche hanno poi introdotto i metodi RHRS modificati.

Si riportano nella tabella seguente le principali modifiche, caratteristiche e referenze adottate da diversi dipartimenti.

Method	State/country	Modifications	References			
Rock Slope Rating Procedure	New York (USA)	Multiplicative structure	Wyllie (1987), New York State DOT (1996, 2007), Hadjin (2002)			
mRHRS	Italy	More objective classes	Budetta (2004)			
MORFH RS	Missouri (USA)	More objective classes Weathered rocks and karst Hazard and consequences are separated	Maerz et al. (2004, 2005), Youssef and Maerz (2012)			
ORHRM	Ohio (USA)	More objective classes Smaller slopes, differential weathering	Shakoor and Woodard (2005)			
TRHRS	Tennessee (USA)	More objective classes Several failures modes	Bateman (2003), Rose (2005), Vandewater et al. (2005), Mauldon et al. (2007)			
CRHRS	Colorado (USA)	More objective classes More parameters about geology and climate Hazard and risk scores are separated	Stover (1992), Andrew (1994), Santi et al. (2009)			
RHRON Ontario More objective classes (Canada) More parameters about geology Rock cuts less than 30 m in height with blasting damage		More parameters about geology Rock cuts less than 30 m in height with	Franklin and Senior (1997), Senior (2003), Franklin et al. (2013)			

Tabella 20 - Sommario dei metodi RHRS modificati più utilizzati (Ferrari et al. 2016)

4.1.2 Rock Engineering System (RES)

Questo metodo è stato inizialmente sviluppato per fenomeni complessi su larga scala.

Consiste nella stima dei principali parametri che influenzano una certa area e nel successivo studio della loro interazione che avviene per mezzo di una matrice di interazione asimmetrica (Hudson & Harrison 1992; Mazzoccola & Hudson 1996; Hudson 2013).

Si tratta di una matrice quadrata in cui si posizionano i parametri sopra citati sulla diagonale principale, mentre le loro reciproche interazioni sono collocate in senso orario nelle corrispondenti posizioni fuori dalla diagonale.

Le interazioni binarie tra i parametri sono quantificate utilizzando dei codici numerici che generalmente variano in un range da 0 (nessuna interazione) a 4 (forte interazione) e le somme di questi valori su ogni riga e su ogni colonna della matrice rappresentano rispettivamente la "causa" e l'"effetto".

La causa quantifica l'influenza che un parametro della diagonale principale ha sugli altri parametri, mentre l'effetto rappresenta quanto il sistema ha influenza sul parametro stesso.

La somma della causa e dell'effetto di ciascun parametro fornisce la sua interattività: più alto è questo valore e più il parametro considerato sarà dominante.

Il peso di ciascun parametro può essere calcolato come segue:

$$w_{i} = \frac{C_{Pi} + E_{Pi}}{\sum_{i} C_{Pi} + \sum_{i} E_{Pi}} \times \frac{100}{n}$$

dove C ed E sono la causa e l'effetto di ogni parametro (P_i), n è la massima valutazione ammissibile per ogni parametro.

Inizialmente il metodo introduceva l'indice di intensità caduta massi (RII) (Cancelli & Crosta 1993) che successivamente, nel 2004, fu sostituito dall'indice di pericolosità caduta massi (RHI) (Zhang et al. 2004).

Si analizzano di seguito entrambi gli indici.

4.1.2.1 Indice di intensità caduta massi

Analizza l'interazione tra i 15 parametri che definiscono l'instabilità da caduta massi, ovvero:

- 1) Dimensione del blocco
- 2) Geometria e topografia del versante
- 3) Moto del blocco
- 4) Traiettoria del blocco
- 5) Massima distanza della zona d'arresto raggiunta
- 6) Velocità
- 7) Impatto

- 8) Coefficienti di restituzione normale e tangenziale
- 9) Materiale del versante
- 10) Resistenza dell'ammasso roccioso
- 11) Rugosità della superficie
- 12) Vegetazione
- 13) Altezza di libera caduta
- 14) Coefficiente di resistenza
- 15) Target della caduta massi

Si osserva che il parametro 10 descrive la suscettibilità e dovrà essere stimato sulla base di indagini geomeccaniche, il parametro 1 fa riferimento alla magnitudo attesa dell'evento, il parametro 6 descrive l'intensità, inquanto correlabile all'energia cinetica, mentre tutti gli altri parametri servono a definire la zona di runout.

Si assegna un valore da 0 a 3 a ciascun parametro, valori maggiori sono legati a classi di intensità maggiori.

L'indice RII sarà dato dalla somma dei valori dei parametri (V_i) moltiplicata per i corrispondenti pesi (W_i) :

$$RII = \sum_{1}^{15} V_i \times W_i$$

Il massimo valore possibile è pari a 100 ed indica la più elevata intensità, inoltre questo valore è un punteggio assoluto, il che permette di predire la localizzazione più critica e di comparare diversi versanti, infatti, una volta che i pesi sono definiti per la prima volta, essi sono fissati e non dovranno essere calcolati di nuovo.

Le principali limitazioni di questo metodo sono la soggettività nella scelta dei parametri, la quantificazione della loro interazione e la codifica della matrice. Inoltre, il valore finale di RII indica la potenziale intensità di un fenomeno di caduta massi e non fa riferimento alla probabilità di occorrenza, questo significa che si tiene conto solo della suscettibilità e non della frequenza, necessaria per la valutazione della pericolosità.

Per superare quest'ultimo inconveniente si introduce l'indice di pericolosità caduta massi (RHI).

4.1.2.2 Indice di pericolosità caduta massi (RHI)

In questo caso si introducono due matrici di interazione: una per tener conto dell'intensità analizzata con l'indice RII e definita sulla base di 10 parametri, una per tener conto della frequenza basata su 4 parametri.

La prima viene utilizzata per il calcolo dell'indice di intensità modificato (RIIm), la seconda viene utilizzata per calcolare l'indice di frequenza caduta massi (RFI).

I parametri della prima matrice sono i seguenti:

- 1) Geometria del blocco
- 2) Resistenza del blocco
- 3) Geometria del versante
- 4) Materiali del versante
- 5) Vegetazione
- 6) Modalità di moto del blocco
- 7) Coefficienti di restituzione
- 8) Coefficiente di resistenza
- 9) Possibile velocità
- 10) Massima distanza percorsa

I parametri della seconda matrice sono:

- 11) Numero dei blocchi
- 12) Stabilità del blocco
- 13) Eventi scatenanti

14) Storia della caduta massi

Ancora una volta si assegna un valore da 0 a 3 a ciascun parametro delle due matrici (con gli stessi criteri di prima) e si calcolano gli indici RIIm e RFI rispettivamente con le seguenti formule:

$$RIIm = \sum_{1}^{10} V_i \times W_i$$

$$RHI = \sum_{1}^{4} V_i \times W_i$$

Per finire si calcola l'indice RHI come segue:

$$RHI = \frac{RIIm}{100} \times \frac{RFI}{100}$$

RHI varia da 0 a 1 e sulla base di questo valore sono state definite 5 classi di pericolo:

1) Estremamente pericoloso: RHI ≥ 0.7

2) Molto pericoloso: $0.6 \le RHI \le 0.7$

3) Pericoloso: $0.5 \le RHI \le 0.6$

4) Generale: $0.3 \le RHI \le 0.5$

5) Non pericoloso: RHI \leq 0.3.

Il punto debole di questo metodo sta nella codifica delle matrici che forniscono dei risultati soggettivi a causa dell'attribuzione, appunto soggettiva, di valori ai diversi parametri.

Inoltre, si può dire che la suscettibilità non viene descritta accuratamente perché le proprietà dell'ammasso roccioso e le posizioni di rilascio non sono considerate e questo è il principale motivo per cui l'indice RHI è utilizzato per studiare problemi su larga scala, andando ad identificare e comparare i versanti più critici.

4.1.3 Analytic hierarchy process methods (AHP)

È un metodo multi-oggettivo che consente di strutturare un problema rappresentando, correlando e quantificando i suoi elementi (Zhao et al. 1986; Saaty 1990).

In ognuno di questi metodi il peso di ciascun parametro è valutato con una correlazione lineare di coppie di parametri usando una matrice.

A ciascun parametro è assegnato un valore numerico che traduce il significato di un parametro rispetto agli altri; quando la comparazione tra i due parametri è effettuata al contrario il valore assegnato sarà il reciproco del primo.

A questo punto tutti i valori sono normalizzati e mediati lungo le righe della matrice per ottenere il peso di importanza relativo di ogni parametro (Saaty 2006).

Si calcola il rapporto di coerenza (CR) per controllare la coerenza dei pesi assegnati:

$$CR = \frac{\lambda_{max} - n}{(n-1)RI}$$

dove λ_{max} è il massimo autovalore della matrice, n è il numero di parametri, RI è un indicatore di media casuale della matrice.

Se CR è più piccolo di 0.1 la matrice è coerente, il che significa che i pesi calcolati sono accettabili, in caso contrario la matrice deve essere ricostruita (Saaty 1990).

Questo metodo è stato molto utilizzato per la costruzione di mappe di suscettibilità e pericolosità delle frane (Yagi 2003; Ayalew et al. 2004; Komac 2006; Yoshimatsu and Abe 2006; Yalcin 2008; Rozos et al. 2011; Yalcin et al. 2011; Hasekiog ullari and Ercanoglu 2012; Pourghasemi et al. 2012; Kayastha et al. 2013), mentre solo poche applicazioni riguardano la caduta massi.

Si descrivono di seguito due differenti metodi appartenenti alla categoria dei metodi AHP.

4.1.3.1 Risk Assessment of Rockfall Hazard (RARH)

Questo metodo è stato sviluppato nel 2009 (Li et al. 2009) per investigare la pericolosità caduta massi lungo le nuove autostrade Cinesi.

Il primo step consiste nell'assegnare un punteggio a ciascun parametro sulla base del suo significato e della sua importanza all'interno del problema.

In un secondo momento si determina il peso di ciascun parametro applicando l'AHP; si costruisce così la matrice dei rapporti di peso, approssimando l'importanza di tutti i parametri.

Parameter	Н	SMR	Dd	h	f	Ditch	AVR	PDSD	Lc	Weight
Slope height (H)	1	1/2	1	1/2	1/3	2	2	2	2	0.100
Slope mass rating (SMR)	2	1	2	1	1	1	1	3	2	0.159
Block size (Dd)	1	1/2	1	1/3	1/3	1/2	1/2	2	2	0.081
Annual rainfall (h)	2	1	3	1	1	2	2	4	3	0.190
Rockfall frequency (f)	3	1	3	1	1	2	2	5	4	0.217
Ditch effectiveness (Ditch)	1/2	1/4	1/2	1/4	1/5	1/2	1/2	1	1	0.046
Average vehicle risk (AVR)	1/2	1	2	1/2	1/2	1	1	1	2	0.099
Percent decision sight distance (PDSD)	1/2	1/3	1/2	1/4	1/5	1	1	1	2	0.058
Roadway width (Lc)	1/2	1/2	1/2	1/3	1/4	1/2	1/2	1/2	1	0.050

Tabella 21 - Esempio di matrice dei pesi derivata da un caso studio in Cina (Li et al. 2009)

Nel terzo step si separano i parametri di pericolosità da quelli di vulnerabilità del veicolo: i primi includono l'altezza del versante, la dimensione dei blocchi, il volume di materiale interessato per evento, le precipitazioni annuali e la frequenza degli eventi di caduta massi, mentre i parametri di vulnerabilità del veicolo includono l'efficacia del fosso (qualora presente), AVR, DSD e la larghezza della carreggiata.

I valori da assegnare a questi parametri possono essere calcolati moltiplicando il punteggio assegnato al primo step per il relativo peso.

Il punteggio finale, che altro non è che il rischio finale (R) viene calcolato come segue:

$$R = n(\eta_I \times P_I + \eta_{II} \times P_{II})$$

rispettivamente dei valori di pericolosità P_I e dei valori di vulnerabilità del veicolo P_{II} . Nello specifico η_I si riferisce alla geometria e alle proprietà del versante e alla forma dei blocchi, η_{II} si riferisce alla pavimentazione stradale e alla struttura autostradale. Entrambi i coefficienti variano da 1 (per condizioni favorevoli) a 1.2 (per condizioni

dove n è il numero di parametri, η_I e η_{II} sono coefficienti di correzione

L'indice R può essere utilizzato per identificare i versanti più pericolosi e quindi comprendere se sono necessari dei lavori di mitigazione o degli studi più approfonditi, infatti, i versanti con valori alti di R dovrebbero essere investigati più nel dettaglio in modo da individuare gli interventi più opportuni per ridurre il rischio.

4.1.3.2 Three Gorges Assessment System Rockfall Risk (ASRFR)

Il metodo è stato sviluppato per investigare la pericolosità e il rischio caduta massi di versanti naturali lungo una rotta di navigazione in Wu Gorge, una riserva nella provincia di Hubei in Cina (Bolin et al. 2010).

sfavorevoli).

La valutazione del rischio include 15 parametri, 7 relativi alla pericolosità (H) e 8 relativi alle potenziali conseguenze (C).

I parametri di pericolosità sono i seguenti:

- 1) Dimensione dei blocchi
- 2) Condizioni al contorno di ammassi rocciosi rischiosi
- 3) Attività umana
- 4) Fattore meteorologico
- 5) Resistenza della roccia intatta
- 6) Struttura dell'ammasso roccioso
- 7) Presenza di acqua sul fronte roccioso

I parametri relativi alle potenziali conseguenze sono:

- 8) Frequenza del passaggio di navi e punti di attracco
- 9) Potenziale percorso di propagazione della caduta massi
- 10) DSD, che riflette il tempo di reazione per il capitano della nave nell'intraprendere azioni evasive in caso di evento caduta massi
- 11) Dimensione dei blocchi
- 12) Potenziale altitudine della caduta massi
- 13) Distribuzione del "ghiaione"
- 14) Potenziale forma dei blocchi
- 15) Presenza e tipologia di ostacoli sul versante

La maggior parte di questi parametri possono essere determinati mediante delle indagini in situ o delle fotografie aeree.

Ciascun parametro viene assegnato ad una classe: le classi e i relativi punteggi sono determinati dividendo l'intervallo previsto in parti uguali e i punteggi variano da 0.2 a 1.

I pesi relativi a ciascun parametro sono calcolati applicando l'AHP.

Al solito il valore di ciascun parametro può essere determinato moltiplicando il suo punteggio per il relativo peso, i valori di pericolosità (H) e conseguenza (C) sono poi valutati sommando i valori dei rispettivi parametri.

A questo punto i valori di H e C vengono normalizzati a valori tra 0 e 1 in modo da rappresentare una probabilità relativa. Il rischio finale R è poi calcolato moltiplicando H e C.

Il limite di questo metodo è dovuto al fatto che fornisce delle classi di rischio relative inquanto le soglie limite non sono standard ma dipendono dai valori risultanti di R, di conseguenza siti diversi non possono essere comparati, inoltre alcuni valori nel sistema di valutazione a punteggio sono strettamente correlati all'area di Wu Gorge e quindi non sono applicabili ad altri contesti.

Un altro limite è dovuto alla forte soggettività del metodo legata all'attribuzione dei pesi per i diversi parametri.

4.1.4 Rockfall Hazard Assessment Procedure (RHAP)

È un metodo semi-quantitativo (Regione Lombardia 2000; Mazzoccola and Sciesa 2001) molto utilizzato per l'analisi di pericolosità caduta massi su versanti di montagna, per esempio nel settore Alpino in Italia (Ferrari et al. 2011; Ferrero et al. 2011).

In questo caso il volume di materiale interessato dal potenziale evento e la zona di runout dei blocchi vengono considerati in maniera quantitativa, utilizzando soluzioni cinematiche, mentre la frequenza è valutata qualitativamente senza tenere conto dei dati storici.

È stato sviluppato per fenomeni di caduta massi con un volume di materiale interessato non superiore a 1000 m³ ed è caratterizzato da tre step principali:

- Divisione della parete rocciosa in settori potenzialmente soggetti a caduta massi;
- 2) Simulazione delle traiettorie dei blocchi al fine di stabilire le classi di pericolosità preliminari;
- 3) Stima della frequenza di occorrimento al fine di stabilire le classi di pericolosità finali.

Il primo step, dunque, permette la suddivisione in aree omogenee caratterizzate dalle medesime proprietà geomeccaniche dell'ammasso roccioso e dalla medesima topografia del versante (spesso intesa in termini di pendenza), pertanto richiede delle adeguate indagini in situ.

A questo punto bisogna individuare un profilo di versante rappresentativo per ciascuna area omogenea che verrà utilizzato per effettuare le simulazioni numeriche sui blocchi in caduta.

Nel secondo step si analizza la propagazione dei blocchi usando un modello traiettografico bidimensionale; al fine di eseguire simulazioni rigorose si riportano le seguenti raccomandazioni:

- La sorgente dell'evento deve trovarsi in cima al versante, poiché è la posizione più sfavorevole;
- Come volume e forma dei blocchi bisogna considerare quelli osservati alla base del versante;
- Anche il massimo volume osservato deve essere usato nelle simulazioni per definire la classe di pericolosità preliminare;
- I coefficienti di restituzione e la rugosità devono essere valutati considerando le caratteristiche del versante (ad esempio la presenza di vegetazione) utilizzando un approccio di *back analysis* che considera le traiettorie e la zona di runout dei blocchi relativi ad eventi passati;
- Si consiglia di eseguire almeno 1000 simulazioni.

I risultati di tale analisi forniscono tre classi di pericolosità preliminari, in base alla percentuale di blocchi stoppati:

- Zona ad alta pericolosità (H4): il 70 % dei blocchi si fermano;
- Zona a media pericolosità (H3): il 95 % dei blocchi si fermano;
- Zona a bassa pericolosità: il 100 % dei blocchi si fermano.

Nello step conclusivo si passa alla stima della probabilità di occorrenza in ogni area omogenea.

Per farlo si divide la parete rocciosa in una griglia a maglie quadrate regolare composta da celle con dimensioni variabili tra i 5 e i 20 metri e in ciascuna cella si controlla la presenza (si assegna un punteggio pari a 1) o assenza (punteggio pari a 0) dei seguenti elementi di instabilità:

- Ammasso roccioso particolarmente fratturato con evidente possibilità di distacco dei blocchi;
- Inclinazione dei blocchi;
- Zone intensamente fratturate;
- Superfici alterate, per esempio a causa di recenti eventi di caduta massi;
- Sorgenti d'acqua sul fondo dei blocchi.

Le percentuali risultanti vengono suddivise in tre classi (instabilità bassa, media o alta); non ci sono delle soglie assolute quindi i valori sono diversi da caso a caso.

Le aree omogenee con una percentuale di instabilità inferiore al 10 % non devono essere considerate zone pericolose.

Per concludere si esegue un ultimo passaggio per la determinazione delle classi di pericolosità finali che si ottengono considerando sia la pericolosità preliminare (valutata al secondo step) che la classe di instabilità (valutata al terzo step).

Si definiscono 5 classi di pericolosità finali:

- Pericolosità molto bassa (H1);
- Pericolosità bassa (H2);

- Pericolosità media (H3);
- Pericolosità alta (H4);
- Pericolosità molto alta (H5).

	Low	Medium	High
H1	_	H1	H2
H2	H1	H2	Н3
Н3	H2	Н3	H4
H4	Н3	H4	H5

Tabella 22 - Definizione della classe di pericolosità finale con il metodo RHAP (Ferrari et al. 2016)

Queste classi possono essere utilizzate in combinazione alle categorie relative all'utilizzo del territorio e alle tipologie di elementi a rischio per definire quattro livelli di rischio, utili per la gestione e la pianificazione del territorio.

Questo approccio è abbastanza valido e innovativo, sia perché può essere considerato in parte quantitativo sia perché permette di divincolarsi dalla necessità di avere a disposizione dati storici.

D'altra parte, si può dire che la definizione di rischio va oltre questo metodo, infatti aspetti come l'esposizione, la vulnerabilità e il valore economico non vengono considerati.

4.1.5 Rockfall Risk Assessment in Quarries (ROFRAQ)

È il primo metodo ad essere applicato nel contesto delle miniere e riguarda la valutazione qualitativa della pericolosità e del rischio caduta massi (Alejano et al. 2008).

È un metodo empirico basato sui seguenti aspetti:

- A) Presenza di blocchi sul versante;
- B) Condizioni di potenziale instabilità;
- C) Occorrenza del fenomeno di innesco;
- D) Percorso dei blocchi;
- E) Presenza di lavoratori e macchinari sul fondo del versante.

A ciascuno di questi aspetti viene assegnato un punteggio da 0 a 10 e il punteggio finale sarà dato dal prodotto dei singoli punteggi a cui ne viene sommato un sesto (F) legato alla storia della miniera.

Questo valore (indice ROFRAQ) da una stima della probabilità di occorrenza di un incidente da caduta massi in una data miniera sul versante.

Si analizzano separatamente i singoli coefficienti.

Fattore A

È molto legato al grado di fratturazione dell'ammasso roccioso e può essere valutato sulla base di osservazioni geologiche in situ e sulla base delle mappe topografiche.

Investiga la presenza sul versante di blocchi inclini al collasso analizzando una serie di sotto-coefficienti:

- **a** numero di discontinuità
- **b** loro continuità
- c presenza di eventuali faglie
- **d** presenza di danni da esplosione
- e condizioni di banco e pulitura
- f presenza di blocchi sul versante
- g altezza del versante

A ciascuno di questi sotto coefficienti viene attribuito un punteggio e il fattore A potrà essere calcolato come segue:

$$A = \left(\frac{a \times b + c + d + e + f}{2}\right) \times g$$

Fattore B

Analizza l'attitudine di ciascun blocco al collasso ed è il fattore più difficile da stimare inquanto richiede una dettagliata analisi geomeccanica della superficie rocciosa oltre che l'orientamento delle discontinuità rispetto all'orientamento del fronte del versante.

In questo modo è possibile individuare la presenza di un'instabilità e il suo eventuale meccanismo.

Tenendo conto della spaziatura e della persistenza delle discontinuità è poi possibile stimare, attraverso un'analisi numerica, la percentuale di superficie del versante interessata da ognuno dei meccanismi precedentemente individuati.

A questo punto si calcola il fattore B con la seguente formula:

$$B = 10 \left\{ 1 - \left[\prod_{i=1}^{n} \left(1 - \frac{P_i}{100} \right) \right] \right\}$$

dove P_i è la percentuale di area del versante interessata dagli \emph{n} meccanismi.

Fattore C

Analizza la presenza di eventi che potrebbero innescare un meccanismo di collasso. Si considerano cinque sotto-coefficienti che tengono conto delle condizioni metereologiche storiche, delle osservazioni in situ e della pianificazione della miniera:

- a massima precipitazione nell'arco di 24 ore in un periodo di ritorno di 50 anni
- **b** periodo medio in assenza di gelo (0°C) espresso in giorni
- c presenza di acqua sulla superficie del versante

- **d** grado di erosione dell'ammasso roccioso
- **e** vibrazioni dovute a esplosioni

A ciascun coefficiente è assegnato un punteggio e il fattore C sarà calcolato come somma dei singoli punteggi.

Fattore D

Analizza la probabilità che i blocchi raggiungano la base della miniera. Dipende da un sotto-coefficiente *Db*, la cui definizione richiede simulazioni cinematiche di caduta massi che tengano conto della geometria del versante in modo da stimare la percentuale di blocchi che possono raggiungere le aree di lavoro.

A questo vengono aggiunti altri 4 sotto-coefficienti:

- *a* immersione generale del versante
- **b** condizione delle berme e pulitura della superficie
- c irregolarità della superficie
- d presenza di reti o fossi sul versante

Questi valori possono essere ottenuti dall'osservazione delle mappe topografiche o da osservazioni in situ.

Il fattore D verrà calcolato come segue:

$$D = (Db + a + b + c) \times d$$

Fattore E

È il coefficiente più significativo poiché rappresenta la probabilità che un blocco in caduta colpisca un macchinario o un lavoratore.

È costituito da due componenti: una che tiene conto delle persone (E_{pers}) e una che tiene conto dei macchinari (E_{mach}) ed entrambe dipendono dai seguenti sotto-coefficienti:

- a dimensione dei blocchi (per un singolo blocco) o volume dei blocchi (per più blocchi)
- **b** tempo trascorso alla base del versante da operatori e macchinari
- c spazio occupato dai macchinari (c_{mach}) o dai lavoratori (c_{pers}), espresso in termini di percentuale della lunghezza del versante
- d posizione degli elementi a rischio rispetto al piede del versante

Questi valori sono definiti sulla base di osservazioni in situ e della pianificazione della cava.

Il fattore E si determina con la seguente formula:

$$E = 10 - \left[\frac{(10 - E_{mach}) \times (10 - E_{pers})}{10} \right]$$

dove

$$E_{mach} = a \times \frac{b}{100} \times \frac{c_{mach}}{100} \times d \times 10$$

$$E_{pers} = a \times \frac{b}{100} \times \frac{c_{pers}}{100} \times d \times 10$$

Fattore F

Tiene in considerazione la storia in termini di caduta massi della cava analizzata; in assenza di dati storici relativi ad incidenti F si prende pari a 1.

ARE THERE POTENTIAL		oint ets (a)	ce	Joint ontinui (b)	ity		ults (c)	(O overbla	bserve sting ((d)	-	e		nch & cleanup (e)		slo	ks on opes (f)		Slope heigh (g)		A={[(a*b +c+d+e			
FALLING	0-1	0.5	<1	m	0.6	NO		0	Pre-s	plit	-2	2	Very re	gular	3	Many	7-10	<2	<25 m 0.5 +f]/		+f]/2}*g			
BLOCKS?	2	1	1-3	3 m	8.0	Small x	1 (0.5	Half-ba	rrels	-0.	.5	Regu	lar -	1	Several	3-7	50) m	0.8				
а	3	3	3-1	0 m	1	Large x	1	1	Non	е	0)	Occasi	onal	0	Some	1-3	100	0 m	1	0 <a<10< th=""></a<10<>			
a	4	5	10-2	20 m	1.2	2	1	1.5	Sligh	ht	1		Infrequ	uent	1	Few	0.1-1	150	0 m	1.3				
	>5	7	>2	0 m	1.4	>2		2 Ex	cess. ov	erbreak	2.	5	Little/n	one	3	None	0.0-0.1	>25	60 m	1.5				
ARE THE	-	GEO						DATA IN		INS			TU OBSE		N/RE		NG OF SI				GENERAL			
BLOCKS POTENTIALLY		SIM	PLE	B*	, 0	OMPLE	x	B* (*1.1)	EVO	LUTIVE		3* 1.4)		IN-SIT	J		TECH. UDY	FALLE	EN BLO		AVERAGE (correct. B*)			
UNSTABLE?	' H	Plane	failure	1 010	-	Ravellin	0	,,	Block	toppling	<u>-</u>		A	000.		- 01	001	711 01		.00	(conoct. D)			
b	_		failure		_	any bloc				al topplin		-	В											
ь	_	- 10	r failure		_	ree bloc				all slope	-		C											
	_			on facto	_			mechani					D											
,	Wher									ea %. F	Rating ((B) is	calculate	ed as: B	=10 ×	{ı-[ˈt̪	$\frac{1}{4} \left(1 - \frac{P_i}{100} \right)$	}	0<	B<10				
IS A TRIGGERING EFFECT LIKE		Max. 24h rainfall for a 50-year return period (a)											Wea	eathering/erosion (d)			Blasting vibration (specific load) (e)							
TO PRODUC		<5	0 mm		0.1	>30	00	0.	.1	Dr	/	0	Unw	veathered		0	<250 gr/	m ³	0.1	c	C=a+b+c+d+e			
INSTABILITY Triggering	?	50 -	-80 mm		0.5	250-	300	0.	.4	Dan	np (0.1	Slightly	y weathere	d	0.1	250-400 (gr/m ³	0.5					
Phenomena		80 – 110 mm 1		1.5	200-	200–250 1				0.3			0.3	400-550 (gr/m ³	1 0 <c<10< td=""></c<10<>								
С		110- 150 mm		n	4		150-200		2	Dripping (0.7 Very		weathered		0.7	550-700 g	700 gr/m ³ 1.5						
		>15	50 mm		6	<15	50	2.	.5	Flow	ing	1	Extreme	ely weather	ed	1	>700 gr/	m ³	2					
		Bench height (m) & Berm/catch-bench width [BW] (m)									General				Face irregularity (c)		_ c	D=(D _b +a+b+ c)*d						
ARE THE			5	1	0	1	2	1	15	2	20	S	lope dip (a)	'	(b)	up				1 1 '				
BLOCKS LIKE		BW	D _b	BW.	D _b	BW	Db	BW	Db	BW	D_b		(4)		(6)		High		+2		0 <d<10< th=""></d<10<>			
TO REACH TH		<1	10	<1	10	<2	10	<3	10	<4	10	40	0 +2	Opti	mal	0	Medium	1	+0.5		Estimated			
MINE BUTTO	*11	1.5	7	2	9	3	8	4	9	5	9.5	48	° +1	Go	od	+0.5	Low		0		robability of			
d		2	4	3	6	4	5	5	6	6	7.5	56	° +0.5	Limi	ted	+1	Mesh	/ ditcl	hes		lock reaching			
-		2.5	1	4	2	5	2.5	6	3	7.5	2.5	60	_	Po	or	+1.5		(d)] ['	nine bottom (RockFall)			
		>3	0	5	0.2	6	1	7	1	9	0.5	72		Very	poor	+3	Yes	_	0	-	(ROCKFall)			
	_			>5.5	0	7 >	0	>8.5	0	10	0	80	P -1				No	_	1					
ARE BLOCKS LIKELY TO IMPACT ON		Block size (1 falling block) (>1 fall block) (a ₁) (a ₂)			alling slope toe by cks) machinery/			Space occupied by machinery/workers vs. slope length (%) (c)			rkers	Position of machinery/ workers in relation to slope toe (d)				E _{mach} = (b/100) *(c- mach/100)* (a ₁ or a ₂)*d*10 E _{pers} = (b/100) *(c-								
WORKERS	<	0.001	m ³	0.9	<0.1 m	3 1		Days/y			pace or		ed by e length		y close (x/H < 10 %) 1			,		00)* (a₁ or *d*10				
MACHINERY?	0.0	001-0.1	l m³	1	0.1–5 m	1 ³ 1.5	5	shifts/	day			nach)		Clos	e (x/H	< 25 %) 0.5		E=1	0-[(10	- E _{mach})*(10			
		0.1—1 n	n ³	1.2	5-50 m	3 2		hours/s						Avera	ge (x	H < 50 9	%) 0.1			Epe	_{rs})/10]			
	_	_			'	1		% time u	time under persons		opace o		ler persons (1 m) vs. s		sons (1 m) vs. slope			s slope Ear (v/H = 10		100 0/	0.0	4	0.00025 <e<10< td=""></e<10<>	
е		>1 m ²	,	1.5	>50 m	2.5	5	slop	pe		length	(c-)	Far	(x)H·	100 %) 0.0			000	25-E-40			

Tabella 23 - Scheda dati per il calcolo dell'indice ROFRAQ (Alejano et al. 2008)

SLOPE ROCKFALL HISTORY

Several rockfalls

No accidents

Some rockfalls

1 reported accident

Occasional

rockfalls

Frequent rockfalls >1 reported accident 1.5

Noti tutti i coefficienti sarà possibile determinare l'indice ROFRAQ moltiplicandoli tra loro. Questo indice varia tra 0 e 150 000 e fornisce una stima indicativa del livello di rischio e delle misure di mitigazione necessarie.

Esso può essere calcolato anche facendo riferimento ai soli lavoratori o ai soli macchinari come segue:

No recorded rockfalls 0.75

Very few rockfalls 0.9

No data

Unreliable observations 1.0

$$ROFRAQ_{mach} = A \times B \times C \times D \times E_{mach} \times F$$

$$ROFRAQ_{pers} = A \times B \times C \times D \times E_{pers} \times F$$

In alternativa si può calcolare anche un altro indice ($ROFRAQ_{BASIC}$) che stima la probabilità di occorrenza di un evento di caduta massi sul versante senza considerare la presenza di lavoratori o macchinari:

$$ROFRAQ_{BASIC} = A \times B \times C \times D$$

Questo metodo tiene conto della suscettibilità, della magnitudo, della zona di arresto, della frequenza, della probabilità di raggiungimento degli elementi a rischio da parte dei blocchi e dell'esposizione, ma non tiene conto della vulnerabilità e del valore economico.

Di conseguenza si può dire che il valore finale dell'indice ROFRAQ non rappresenta nè la pericolosità nè il rischio bensì la probabilità di occorrenza di un incidente.

Si può osservare come il fattore E sia molto significativo, infatti su un versante con alta suscettibilità e pericolosità, in assenza di elementi a rischio alla base l'indice ROFRAQ sarà comunque basso.

Non si tiene conto della traiettoria dei blocchi per cui non è possibile valutare la probabilità che un blocco colpisca un lavoratore o un macchinario, così come non si tiene conto della variabilità degli eventi e della presenza di misure protettive precedentemente adottate (Peila et al. 2011).

Altri svantaggi sono legati al fatto che il metodo è stato prevalentemente sviluppato per cave in ammassi rocciosi molto resistenti, per cui bisognerebbe adottare alcune modifiche per poterlo applicare a rocce sedimentarie le cui instabilità sono legate per lo più a fenomeni di erosione.

Per finire, ROFRAQ è un metodo applicabile al sito specifico e non è adatto a una rapida valutazione in situ della pericolosità, perché i fattori B e D non possono essere stimati in situ, per esempio la determinazione del fattore D richiede un'analisi di simulazione al computer che necessita di una certa quantità di tempo.

4.2 Scelta del metodo di analisi più opportuno

Non è affatto semplice identificare la metodologia più adatta da applicare ad un sito specifico, nonostante i vari metodi siano stati sviluppati per differenti propositi e campi di applicazione.

Questa scelta sarà influenzata principalmente dalla disponibilità di dati: ciascun metodo richiede osservazioni in situ, alcuni richiedono anche delle misure in situ o addirittura prove di laboratorio (questi ultimi metodi devono essere evitati laddove non sia possibile ottenere un campione da testare in laboratorio), per cui si ha una forte dipendenza dalla possibilità che si ha di reperire determinati dati e dalla loro eventuale qualità (grado di dettaglio).

È ovvio che un metodo non può essere applicato se non c'è la possibilità di stimarne il relativo indice.

Si può concludere questa trattazione osservando che il punto debole delle metodologie analizzate è la determinazione dell'intensità, nonostante essa giochi un ruolo fondamentale nella zonazione della pericolosità in molte guide linea nazionali (Raetzo et al. 2002; Corominas et al. 2003; Copons et al. 2004). Essa può essere descritta attraverso alcuni parametri, come l'energia cinetica e la velocità, che sono

molto complicati da definire con un'analisi qualitativa; infatti, sono necessarie delle simulazioni di caduta massi tipiche di un'analisi quantitativa.

Tuttavia, questi metodi sono estremamente utili per confrontare diversi versanti e individuare in modo molto rapido le sezioni più critiche che necessitano un'analisi più approfondita.

5. CASO DI STUDIO: LA STRADA DEL VALLONE DI ELVA

L'oggetto di studio del seguente lavoro di tesi è la strada del Vallone di Elva, Strada Provinciale 104 che conduce al Comune di Elva in provincia di Cuneo ed è anche conosciuta come "strada dell'Orrido" date le insidiose pareti rocciose che aggettano a strapiombo sulla carreggiata e che sono il risultato di un'intensa azione erosiva di natura torrentizia.

Con i suoi 9 Km di estensione e le sue 12 gallerie scavate nella roccia è un assoluto capolavoro ingegneristico; infatti, la costruzione della strada fu piuttosto ardua, costò la vita a parecchi operai ed i lavori si protrassero per circa settanta anni.

La strada, che collega Elva alla Valle Maira, è di fondamentale importanza per gli Elvesi inquanto, essendo il più diretto collegamento per raggiungere il paese, pose fine all' isolamento che storicamente lo caratterizzò, causando non poche difficoltà di comunicazione e trasporto con il resto della regione.

Ad oggi la strada risulta chiusa dal 2015 a causa dei numerosi fenomeni di instabilità avvenuti negli anni dopo la sua costruzione e tale chiusura rappresenta motivo di grande disagio per le ragioni suddette, oltre che anche sul fronte del turismo che negli ultimi decenni ha assunto particolare importanza per l'economia della Valle Maira.

5.1 Cenni storici

I lavori di costruzione della strada furono piuttosto travagliati a causa di discordanze di pareri, mancanze economiche, rapporti con le comunità confinanti e altri interessi particolari (Bersani, Baudino, 2004).

Lo storico isolamento di Elva era dovuto al fatto che il suo unico collegamento con il fondo valle era costituito da un sentiero passante per i due alti e pericolosi colli di San Giovanni e Bettone che collegavano Elva con il Comune di Stroppo, collocato ad un'altitudine inferiore e dal quale era possibile raggiungere gli altri paesi della Valle Maira.



Figura 29 - Foto storiche con indicazione del vecchio sentiero (Bersani, Baudino, 2004)

Spesso, specialmente durante la stagione invernale, il sentiero risultava impercorribile a causa di forti nevicate e avverse condizioni metereologiche e ciò implicava non poche difficoltà di comunicazione nonché di trasporto dei viveri.

Fu questo il motivo per cui a partire dal 1838 gli Elvesi, attraverso una delibera comunale destinata al re Carlo Alberto, proposero il progetto di realizzazione della nuova strada del Vallone. Purtroppo, la mancanza di fondi e la pericolosità del Vallone, dopo non pochi dibattiti, portarono all'abbandono del progetto. Tra le altre cose, sul fondo della Valle Maira, non vi era ancora una strada adeguata e carrozzabile con cui raccordarsi, motivo per cui si stabilì di attendere almeno la sua realizzazione.

Quando nel 1880 l'Elvese Alessandro Claro lasciò in eredità i suoi beni al Comune di Elva affinché provvedesse ad aprire una strada sul Vallone, venne istituita la Commissione Claro, che si sarebbe occupata di promuovere la costruzione della strada, così partirono i lavori.

Prove tangibili sono presenti lungo l'attuale strada, in particolare all'altezza della statua della Madonna del vallone è presente una lapide dedicata a tutti i benefattori della strada stessa.



Figura 30 - Foto storiche nicchia della Madonna del Vallone, lapide che ricorda i benefattori della strada (Bersani, Baudino, 2004)

Inizialmente, si cercò di scavare a mano o con esplosivo un primo passaggio largo circa un metro, ovvero un sentiero che correva a zig-zag lungo le pareti (Dao E., 1985).

Tuttavia, le continue assenze di fondi e la pericolosità dei lavori prolungarono parecchio la costruzione del sentiero, inoltre il Comune di Stroppo respinse la domanda di Elva di far passare il sentiero attraverso il suo territorio poiché lo riteneva troppo pericoloso in quanto fortemente soggetto a caduta massi, anche se dietro questa respinta si celavano probabilmente motivi di natura politica ed economica.

Per perseguire lo scopo, il Consiglio Comunale di Elva fece ricorso a personalità di rilievo della Provincia, tra cui il prefetto, e in particolare a Giovanni Giolitti, così da raggiungere un'intesa grazie alla quale ripartirono i lavori di costruzione del sentiero che termineranno soltanto nel 1893, anche grazie alla concessione di molta manodopera gratuita da parte degli Elvesi.

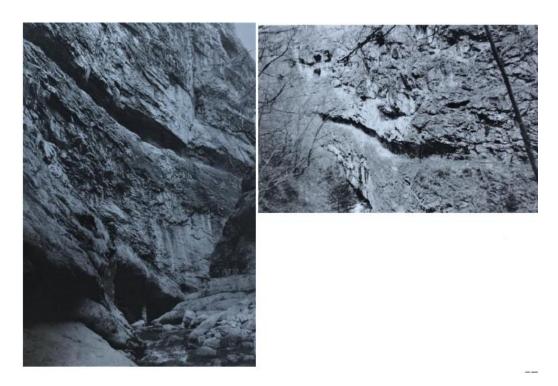


Figura 31 - Primo sentiero scavato nella roccia (Bersani, Baudino, 2004)

La percorrenza del sentiero, tuttavia, si rivelò piuttosto pericolosa, così nel 1894 il Comune richiese l'intervento del Ministro della Guerra presentando un progetto di miglioramento.

Questo fu accolto e i lavori si conclusero nel 1899; da quel momento in poi, il Comune di Elva, tramite interventi parziali, si preoccupò di ottenere un ulteriore allargamento del sentiero fino a quando nel 1934 non si riuscì ad ottenere una mulattiera di larghezza pari a circa un metro e mezzo.





Figura 32 - Mulattiera scavata nella roccia (Provincia di Cuneo, anni '30)

Soltanto nel 1956 si riuscirà ad ottenere una strada carrozzabile. Anche in questo caso ci furono non pochi problemi e rallentamenti a causa della mancanza di finanziamenti e allo scoppio della guerra con la Francia nel 1940 che ovviamente comportò l'interruzione dei lavori per l'intera durata della Seconda Guerra Mondiale.

Sempre in quell'anno vennero aperte altre strade carrozzabili che raccordavano Elva con il Colle di Sampeyre e con Stroppo (Bersani, Baudino, 2004), così si riuscì finalmente a porre fine all'isolamento del Comune dopo oltre settanta anni di lavori.

Sin dalla sua costruzione la strada ha sempre evidenziato fenomeni di dissesto naturali o indotti proprio dalla realizzazione della stessa (Provincia di Cuneo, 2015).

Numerosi sono i crolli che interessano o hanno interessato l'intera strada: alcuni hanno riguardato il distacco di singoli blocchi di volume variabile, altri hanno interessato porzioni di ammasso di entità maggiore. Di particolare rilevanza, negli ultimi anni, sono stati i crolli avvenuti l'11 dicembre 2014 e il 28 febbraio 2015 alle progressive medie Km 0+650 e Km 1+850 (la progressiva di riferimento è calcolata dal bivio della strada provinciale SP422 della Valle Maira) che hanno avuto entità tale da indurre le autorità alla chiusura al traffico della strada provinciale del Vallone, chiusura che permane anche oggi.

5.2 Inquadramento generale e geografico

La Val Maira, tipico solco valico di origine glaciale, fa parte delle Alpi Cozie Meridionali e ha un'estensione di 60 km, dal displuvio alpino italo francese alla pianura con andamento ovest-est, e viene tagliata a metà dal Torrente Maira che le dà il nome. La valle confina a Nord con la Valle Varaita; a Sud con la Valle Grana nella parte bassa e con la Valle Stura nella parte alta; a Ovest con la Francia e a Est sbocca nella pianura padana. Inoltre, la valle si caratterizza per diversi importanti valloni laterali che in essa confluiscono, arricchendone la varietà e la spettacolarità ambientali (Carriero, 2020).

Fra questi valloni si contraddistingue il Vallone di Elva, chiamato in principio Vallone della Comba, che è una delle tante valli secondarie della Valle Maira, e si trova nella parte alta, sul lato orografico sinistro della valle, in prossimità di Ponte Marmora (Carriero, 2020).

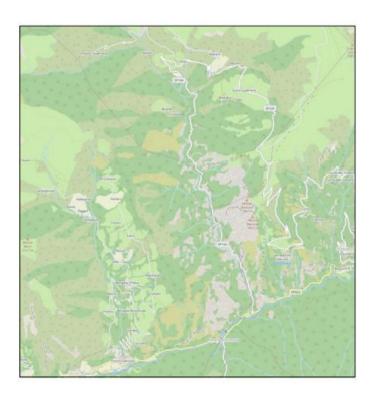


Figura 33 - Mappa del Vallone di Elva (ITHACA, ISPRA)

Il territorio in cui sorge il vallone è quello esposto a meridione e quindi meglio soleggiato, che è stato il più favorevole agli insediamenti abitativi. L'altitudine varia dai 160 metri, del punto inferiore, ai 3064 del dominante Pelvo d'Elva. Molto importante agli effetti delle comunicazioni è il Colle di Sampeyre, in antico d'Elva, che a 2284 metri di altitudine collega a nord le Valli Maira e Varaita. Il capoluogo si trova nella borgata Serre a 1637 metri (Bersani, Baudino, 2004).

Dal punto di vista geografico, la strada del Vallone di Elva è situata nella sinistra orografica della Valle Maira, in uno dei numerosi valloni laterali che in essa confluiscono. La valle si trova in provincia di Cuneo, nel Piemonte sudoccidentale (Italia) e fa parte di una vasta area storico-geografica chiamata Occitania, che comprende la parte più occidentale dell'Italia, l'intera Francia meridionale e piccole aree della Spagna. Inoltre, confina a nord con la Valle Varaita, a sud-est con la Valle Grana e a sud-ovest con la Valle Stura di Demonte; infine, ad ovest confina con la Francia e ad est ha sbocco sulla pianura padana (Albello, 2020). Ne fanno parte 14 comuni che si estendono per circa 55 Km lungo l'intera valle (Figura 34).

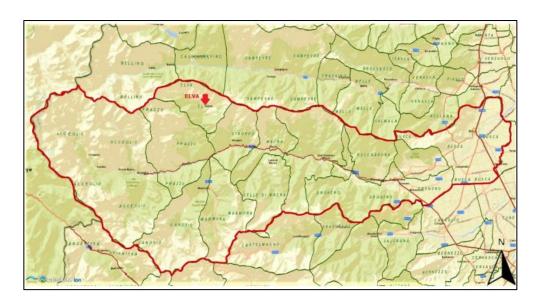


Figura 34 - Inquadramento geografico della Valle Maira (Geo-portale Isprambiente)

La strada del Vallone, formalmente classificata come strada provinciale SP104, collegava direttamente il comune di Elva (situato a circa 1.637 m s.l.m.) con il bivio "Valle Maira - Elva" della strada di fondovalle Maira, la provinciale SP422. Il comune di Elva può essere attualmente raggiunto grazie alla provinciale SP335 che, dalla SP422, attraversa il comune di Stroppo ed il Colle della Cavallina (a quota 2.000 m) fino ad Elva (Albello, 2020), (Figura 35).



Figura 35 - Inquadramento geografico della Strada del Vallone (Geo-portale Isprambiente)

La Val Maira, percorsa dal torrente Maira da cui prende il nome, è lunga circa 60 km ed attraverso di essa sono esposte vari tipi di rocce metamorfiche tipiche delle Alpi Occidentali. Le Alpi, viste nel loro insieme, sono state originate dalla collisione continentale tra due placche continentali, la placca Europa (a NO) e quella Adria (a SE), originariamente separate da un dominio oceanico, detto oceano Ligure-Piemontese e sviluppatosi nel Giurassico (Carriero, 2020).

La geologia di dettaglio della valle può essere ricavata dal Foglio 78-79 Argentera-Dronero alla scala 1:100000 e dalla Carta geologica del Piemonte a scala 1.250000 (web gis arpa Piemonte e Piana et al., 2017).

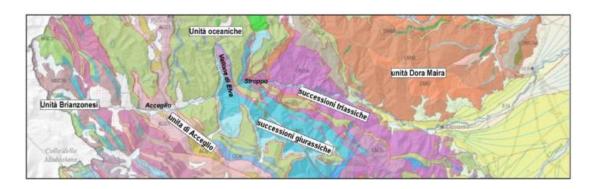


Figura 36 - Schema geologico della Val Maira (webgis.arpa.piemonte)

Nello specifico, la strada del Vallone, ovvero il tratto di valle d'interesse per il seguente studio, lunga complessivamente 8+750 Km, può essere geologicamente divisa in due zone in base alla conformazione in cui si sviluppa la strada.

I primi 5 Km circa della strada sono impostati in dolomie e calcari dolomitici grigio chiari, o neri, in banchi di notevole potenza, ed interstrati di cineriti. La loro formazione avvenne nel Carnico e nel Norico (Triassico superiore). Gli ultimi chilometri, ossia la porzione sommitale del Vallone in prossimità dell'abitato di Elva, risultano invece essere impostati nei calcescisti e calce micascisti, con notevoli aree ricoperte da terreni che sono sede di una deformazione gravitativa profonda di versante (frana denominata "Prafiol"), (Albello, 2020).

Queste rocce carbonatiche calcareo-dolomitiche, letteralmente tagliate dalla strada, durante il Giurassico si sono depositate in natura in un mare poco profondo e con un clima di tipo tropicale, come confermano pure i fossili racchiusi al loro interno (Bersani, Baudino, 2004). Si tratta di zone in cui si espandeva un oceano oggi scomparso, l'Oceano Alpino, così chiamato perché la sua estensione si può ancora ricostruire lungo la gran parte della catena alpina. Le montagne un tempo formavano infatti un fondale marino che solo successivamente è stato sollevato alle quote attuali, mostrando anche i fossili marini che un tempo giacevano sui fondali stessi. Le forze responsabili dell'innalzamento furono colossali spinte di compressione sviluppatesi nello scontro fra i continenti che bordavano tutta l'area compresa tra

l'Europa e l'Asia da un lato, l'Africa, l'Arabia e l'India dall'altro (Bersani, Baudino, 2004).

In Figura 37 è possibile osservare uno schema dell'orogenesi alpina.

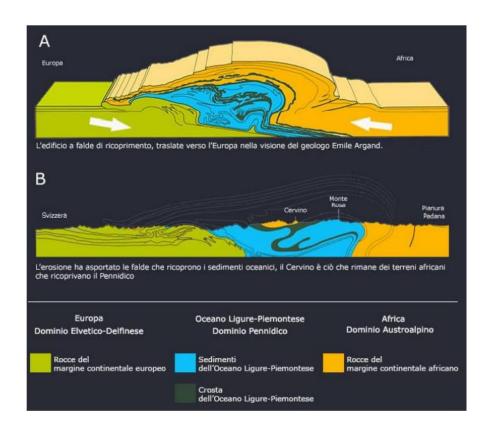


Figura 37 - Orogenesi alpina (digilands.it)

5.3 Studi già effettuati

Recenti studi di tesi hanno già avuto come oggetto di analisi il Vallone di Elva. Uno di questi (Albello 2020) si è occupato di analizzare la natura dei principali versanti lungo la strada soggetti ad instabilità e le possibili cause legate ai cedimenti avvenuti fino ad oggi, dopo aver realizzato un quadro completo delle condizioni geo-morfologiche e idrologiche dei tratti di versante instabili sulla base di analisi condotte sui principali fenomeni di instabilità registrati dalla Provincia di Cuneo dal 1970 fino ad oggi.

In Tabella 24 si riportano i principali fenomeni d'instabilità registrati e presenti negli archivi della Provincia di Cuneo, la data di accadimento e la loro ubicazione secondo una progressiva chilometrica che inizia in corrispondenza del piazzale presente alla congiunzione della strada del Vallone con la strada di fondovalle.

	Fenomeni di instabilità									
Settore	#	km	Data	N° identificativo	Caratteristica del fenomeno	Rilievo				
	1	0 + 150	1996	1.1	Erosione al piede del muro di sostegno della strada	-				
2	2 2	0+310	03 Marzo 2013	2.1	Lastre fino a 1m³ e frammenti di roccia caddero verticalmente sulla strada	B2				
	2	0+510	03 Giugno 2018	2.2	Lastre fino a 5 m³ subirono una probabile rottura per flessione ad un'altezza di circa 8 m	BZ				
4	3	0 + 550	1999	3.1	Circa 15 m³ di materiale si distaccarono da un tratto di versante con carattere aggettante e morfologia a "tettuccio"	B5				
4	4 0+		4 0 + 650		11 Dicembre 2014	Oltre 20 m³ di materiale si distaccarono dall'alto 4.1 probabile superamento della resistenza a trazior giunto		В6		
5	5	0 + 700	13 Febbraio 2014	5.1	Blocchi di circa 0.5 m³ si distaccarono da pareti rocciose con altezze elevate	-				
7	6	1 + 400	16 Febbraio 2013	6.1	Uno sperone di roccia di circa 350 m³ scivolò dalle pareti fortemente verticalizzate	-				
8	7	1 + 650	12 Dicembre 2015	7.1	Materiale lapideo di circa 0.5 m³ si depositò sulla strada	-				
			1972	8.1	Una imponente porzione di versante di circa 1200 m³ scivolo lungo il versante					
		1 + 850	1999	8.2	Una porzione di versante di circa 240 m³ scivolò lungo il versante	FDANA				
9	8	1 + 850	10 Settembre 2007	8.3	Una porzione di versante di circa 45 m³ scivolò lungo il versante	FRANA				
			28 Febbraio 2015	8.4	Una imponente porzione di versante di circa 2500 m³ scivolò lungo il versante					
43	9	2 + 900	10 Marzo 2008	9.1	Alcuni blocchi di materiale roccioso di circa 15 m³ scivolarono sul versante	-				
12	10	3 + 000	04 Aprile 2016	10.1	Un considerevole numero di massi di circa 20 m³ crollò lungo il versante	-				

Tabella 24 - Principali fenomeni d'instabilità e relativi tratti di strada rilevati (Analisi delle condizioni di stabilità della strada del Vallone, 2022)

Si osserva che, in tabella, si fa riferimento a codifiche di settori, versanti e rilievi effettuati lungo l'intera strada, che, di fatto, è stata operativamente suddivisa in due parti (strada bassa e strada alta) e in sottosettori.

Si riporta, nelle seguenti immagini, l'ortofoto delle due porzioni di strada con l'ubicazione dei fenomeni d'instabilità elencati in Tabella 24 (triangoli numerati) e

l'ubicazione dei punti di rilievo geo-strutturale degli ammassi rocciosi svolti per effettuarne la caratterizzazione.

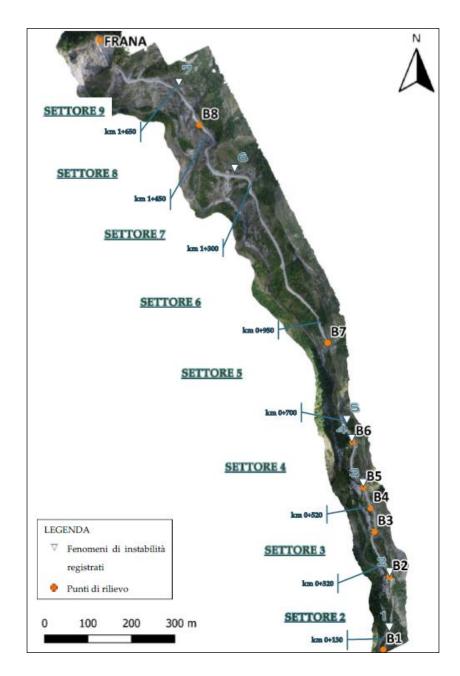


Figura 38 - Ortofoto strada bassa

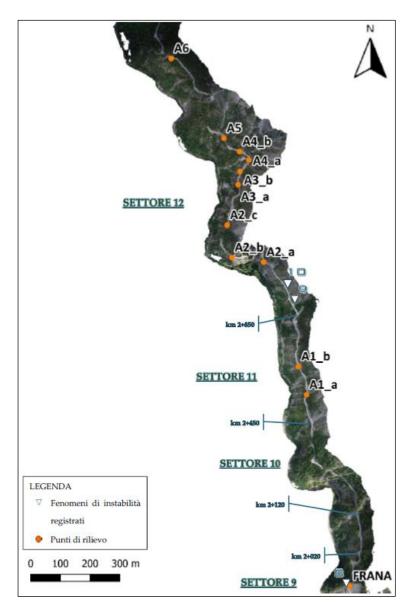


Figura 39 - Ortofoto strada alta

Fra tutti i tratti di versante, è stato esaminato con particolare attenzione quello situato alla progressiva media 1+850 Km, denominato Liscione, grazie all'utilizzo di metodi di calcolo agli elementi distinti (DEM) basati su tecniche numeriche avanzate.

Studiando gli andamenti delle precipitazioni giornaliere e della neve cumulata al suolo tra l'anno 2007 e l'anno 2018, periodo in cui si sono manifestati la maggior parte dei fenomeni d'instabilità, è stato possibile individuare dei picchi principali che però non coincidono con i giorni di manifestazione degli eventi, inoltre, le precipitazioni e la neve cumulata nei giorni di accadimento sono parecchio inferiori a

quelle dei picchi, per cui non si è rilevata una correlazione tra di essi ed i cedimenti avvenuti (Albello 2020).

Si riporta in Tabella 25 il confronto tra i dati registrati nei giorni dei picchi e i dati registrati nei giorni in cui sono avvenuti i fenomeni d'instabilità.

Fenomeni d'instabilità							
		ELVA		CANOSIO/CANOSIO-CAPOL.			
Data	Precipitazione	Neve cumulata	Neve sciolta	Precipitazione	Neve cumulata		
	[mm]	[cm]	[cm]	[mm]	[cm]		
10/09/2007	9	-	-	12,6	-		
10/03/2008	-	37	56	3,2	12		
16/02/2013	0	42	46	0	-		
03/03/2013	0	59	39	0	-		
13/02/2014	-	105	53	0,8	-		
11/12/2014	0	11	47	0	-		
28/02/2015	0	88	138	0	-		
12/12/2015	0	0	3	0	-		
04/04/2016	8,4	24	106	6,6	-		
03/06/2018	23,2	0	5	21,2	-		

PICCHI							
	ELVA/CANOSIO	Neve cumu		Neve sciolta ELVA			
[n	nm]	[cm]	[c	m]		
29/06/2008	80 / 96,8	17/12/2008	171	09/04/2011	157		
02/06/2011	98 / 96,2	07/02/2015	155	17/04/2013	152		
06/09/2011	163,2 / 125	17/03/2018	143	10/03/2015	161		
05/09/2014	- / 84,8			16/04/2015	172		
24/09/2016	153,4 / 130,8			26/04/2018	187		

Tabella 25- Dati di precipitazione, neve cumulata e neve sciolta (Albello 2020)

Anche analizzando le oscillazioni sismiche registrate dalla stazione PZZ, appartenente alla rete RSNI, operando un confronto tra le immagini delle oscillazioni registrate nei giorni in cui sono avvenuti i fenomeni d'instabilità e le immagini delle oscillazioni registrate durante due forti sismi (per i quali è accertato che non si siano verificati cedimenti lungo il Vallone) è emerso che i picchi sulle prime immagini sono notevolmente inferiori a quelli registrati durante i forti sismi appena citati e quindi non sufficienti da poter essere definiti come la causa scatenante dei cedimenti avvenuti (Albello 2020).

Un altro studio (Carriero 2020) è stato condotto al fine di acquisire le informazioni preliminari, per una conoscenza approfondita dell'ammasso roccioso, attraverso azioni di rilievo da non contatto (fotogrammetria da terra e aerea con droni) che hanno consentito di studiare la struttura degli ammassi alla scala di versante, in modo da individuare e misurare la presenza di discontinuità, la loro orientazione e spaziatura e la conseguente definizione della distribuzione statistica dei volumi dei blocchi che possono distaccarsi.

È emerso che, in generale, in tutti i settori analizzati, sono presenti tre sistemi di discontinuità: quello del piano di strato, che risulta essere il più persistente, e almeno altri due sistemi tra loro coniugati che possono andare a formare blocchi di diverse forme e dimensioni (Carriero 2020).

Dalla successiva analisi dei cinematismi si può giungere alla conclusione che in generale l'ammasso sia soggetto prevalentemente al cinematismo di scivolamento planare, specialmente nella parte alta della strada.

La parte finale del suddetto studio ha riguardato un'analisi di stabilità per l'interpretazione del grosso fenomeno di scivolamento (Liscione). In particolare, sono state effettuate delle simulazioni sul modello per comprendere quale fosse l'influenza dei ponti di roccia nei giunti e della presenza della pressione idrostatica, evidenziando che, nel caso di giunto completamente saturo, la percentuale di ponti di roccia non sufficiente alla stabilità della lastra è pari al 10 %, mentre nel caso di giunto parzialmente saturo è pari al 5 %. È comunque da considerare che in questa analisi i giunti sono stati considerati tutti uguali e con caratteristiche uniformi e non è stata considerata la presenza di pressioni idrostatiche tra i giunti stessi, il che rende lo studio non completamente esaustivo (Carriero 2020).

Nel seguente lavoro di tesi verrà effettuata un'analisi di rischio in varie sezioni della strada (circa ogni 50 metri), utilizzando diverse metodologie qualitative descritte in

dettaglio nel capitolo 4, al fine di individuare le zone più critiche che quindi richiederanno interventi di messa in sicurezza più tempestivi.

6. APPLICAZIONE DEI METODI E ANALISI DEI RISULTATI

Nel seguente capitolo verranno esposte, da un punto di vista pratico, le modalità di applicazione delle metodologie descritte al Capitolo 4, includendo una spiegazione su come siano stati raccolti i dati, sulla base di osservazioni in situ e delle foto precedentemente scattate, oltre che i criteri con cui sono stati assegnati i punteggi ai vari dati raccolti.

In particolare, l'intera area è stata analizzata per settori, uno ogni circa 50 metri, per i quali si sono assunte caratteristiche omogenee dell'ammasso roccioso, e per ciascuno di questi sono stati applicati diversi metodi di analisi, al fine di avere un confronto tra i vari risultati ottenuti.

L'obiettivo è quello di ottenere, con ciascun metodo di analisi, una percentuale di rischio relativa per ciascun settore, in modo da analizzare l'andamento del rischio lungo l'intera strada e comprendere dunque quali sono i settori che richiedono un intervento più tempestivo.

La trattazione si concluderà con il metodo di analisi ROFRAQ, che è stato il metodo più attenzionato in questo studio di tesi e, in particolare, si affronterà la modalità di applicazione di tale metodo in ambito stradale, poiché si ricorda che questo nasce per affrontare analisi di rischio da caduta massi all'interno delle miniere.

6.1 Applicazione del metodo RHRS

Per l'applicazione di tale metodo di analisi, la cui spiegazione è stata riportata nel dettaglio nel Capitolo 4, Paragrafo 4.1.1, è stata creata una tabella in cui sono stati riportati tutti i parametri di interesse, facendo distinzione tra i parametri relativi alla pericolosità e quelli relativi al rischio.

Per comprendere meglio il lavoro svolto, si riporta di seguito un esempio di analisi svolta al Km 0 + 260, in cui è presente la suddetta tabella con annesso riferimento fotografico.

Km 0 + 260	PARAMETRI	PUNTEGGIO	SOMMA	PUNTEGGIO TOTALE	RISCHIO [%]	
	Altezza del versante					
	Caratteristiche geologiche					
PERICOLOSITÀ	Dimensione dei blocchi o volume di materiale coinvolto nell'evento	60	265	48230	24.12	
	Condizioni climatiche e presenza di acqua sul versante	40				
	Dati storici riguardanti la caduta massi	60				
	Efficacia del fosso	45				
RISCHIO	Rischio medio del veicolo (AVR)	42	182			
KISCHIO	Percentuale della distanza visiva di decisione (PDSD)	25	182			
	Larghezza della carreggiata	70				

Tabella 26 - Applicazione del metodo RHRS nel settore posto al Km 0 + 260

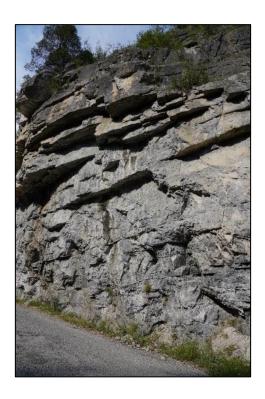


Figura 40 - Riferimento fotografico del settore posto al Km 0+260

Tramite osservazioni in situ e con l'aiuto del riferimento fotografico è stato possibile assegnare un punteggio soggettivo ai parametri, facendo riferimento al criterio di assegnazione dei punteggi riportato in Tabella 19.

Per alcuni parametri si è scelto di assegnare un punteggio che è stato mantenuto costante per tutti i settori, questo perché si può ritenere, con sufficiente approssimazione, che le relative caratteristiche non cambino lungo lo sviluppo della strada; i parametri in questione sono: condizioni climatiche e presenza di acqua sul versante, rischio medio del veicolo (AVR), percentuale della distanza visiva di decisione (PDSD), larghezza della carreggiata.

Per quanto riguarda le condizioni climatiche, avendo la strada un'estensione totale di 9 Km, è più che plausibile presumere che queste non cambino di settore in settore, mentre per quanto riguarda la presenza di acqua sul versante, come osservato in situ, questa può variare a seconda dell'esposizione o delle caratteristiche morfologiche del versante, ma, vista la complessità nell'analizzare nel dettaglio questo aspetto

settore per settore, si è deciso di attribuire un punteggio medio pari a 40 e costante lungo tutto lo sviluppo della strada.

Il rischio medio del veicolo (AVR) è stato calcolato applicando la formula riportata nel Capitolo 4, Paragrafo 4.1.1, che, dipendendo da fattori costanti lungo lo sviluppo della strada, ha fornito sempre lo stesso valore per ogni settore. In particolare, per calcolare tale parametro, si è scelto di fare riferimento ad una lunghezza del versante (SL) pari a 5 Km, un limite di velocità imposto (PSP) pari a 50 Km/h e una media del traffico giornaliero (ADT) pari a 100 auto per giorno, ipotizzando un'eventuale apertura della strada e tenendo conto di una media affluenza veicolare.

Anche la percentuale della distanza visiva di decisione (PDSD) è un parametro calcolato con una formula analitica i cui fattori non cambiano lungo lo sviluppo della strada, in particolare, tenendo conto della tortuosità del tracciato, è stato fissato il fattore ASD (distanza visiva attuale) pari a 35 metri, mentre, per il fattore DSD (distanza visiva decisionale), facendo riferimento ad un limite di velocità imposto pari a 50 Km/h e ad una condizione media di attenzione del guidatore, è stato attribuito un valore di 145 metri.

Infine, per quanto riguarda la larghezza della carreggiata, essendo questa piuttosto ridotta per tutta l'estensione della strada, si è scelto di attribuire un punteggio abbastanza alto, pari a 70 per ogni settore analizzato, poiché, sicuramente, una carreggiata stretta contribuirà parecchio ad aumentare la percentuale di rischio.

Una volta attribuiti i punteggi a tutti i parametri, è stato possibile calcolare la percentuale di rischio relativa per ogni settore. Sulla base di questi risultati, si riporta nel seguente grafico l'andamento della percentuale di rischio ottenuta in funzione dello sviluppo della strada.

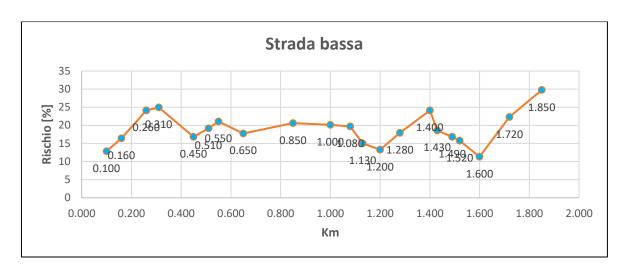


Figura 41 - Andamento del rischio con metodo RHRS lungo la strada bassa

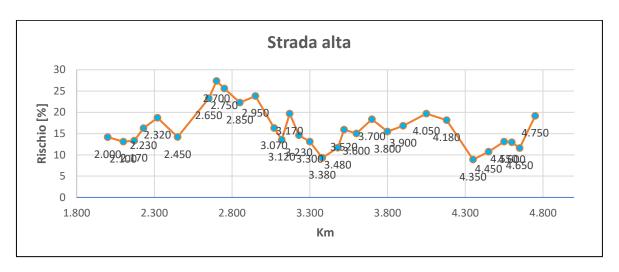


Figura 42 - Andamento del rischio con metodo RHRS lungo la strada alta

Si riportano i risultati ottenuti anche in forma tabellare.

Km	Rischio [%]
0.100	12.83
0.160	16.43
0.260	24.12
0.310	24.96
0.450	16.84
0.510	19.17
0.550	21.07
0.650	17.77
0.850	20.62
1.000	20.14
1.080	19.68
1.130	15.02
1.200	13.28
1.280	17.95
1.400	24.12
1.430	18.59
1.490	16.83
1.520	15.76
1.600	11.33
1.720	22.3
1.850	29.76

Tabella 27 - Rischio con metodo RHRS lungo la strada bassa

Km	Rischio [%]				
2.000	14.16				
2.100	13.09				
2.170	13.33				
2.230	16.28				
2.320	18.72				
2.450	14.19				
2.650	23.31				
2.700	27.36				
2.750	25.61				
2.850	22.3				
2.950	23.84				
3.070	16.32				
3.120	13.56				
3.170	19.7				
3.230	14.6				
3.300	13.09				
3.380	9.29				
3.480	11.69				
3.520	15.93				
3.600	15.02				
3.700	18.37				
3.800	15.47				
3.900	16.84				
4.050	19.7				
4.180	18.14				
4.350	8.88				
4.450	10.75				
4.550	13.09				
4.600	12.96				
4.650	11.61				
4.750	19.17				

Tabella 28 - Rischio con metodo RHRS lungo la strada alta

Dai risultati ottenuti si può evincere che, lungo la strada bassa, il settore più esposto a rischio è quello del "Liscione", al Km 1+850, risultato più che compatibile con gli eventi storici che si sono manifestati.

Lungo la strada alta c'è una variabilità del rischio più marcata, con i picchi più alti tra il Km 2+700 e il Km 2+950.

Con i risultati ottenuti si è anche effettuata un'analisi di frequenza, al fine di comprendere che percentuale di strada è maggiormente esposta a rischio. Per effettuare questa operazione si è deciso di suddividere il rischio in cinque classi così suddivise:

• Rischio molto basso: da 0 a 6 %;

• Rischio basso: da 6 a 12 %;

• Rischio medio: da 12 a 18 %;

• Rischio alto: da 18 a 24 %;

• Rischio molto alto: da 24 a 30 %.

Si riportano di seguito i risultati dell'analisi, sia in forma tabellare che in istogramma.

Classi di rischio	Limite superiore	Freq. assoluta	Freq. Relativa	Freq. percentuale
0-6	6	0	0.000	0%
6-12	12	1	0.048	5%
12-18	18	9	0.429	43%
18-24	24	7	0.333	33%
24-30	30	4	0.190	19%
Totale	-	21	1	100%

Tabella 29 - Analisi di frequenza con metodo RHRS lungo la strada bassa

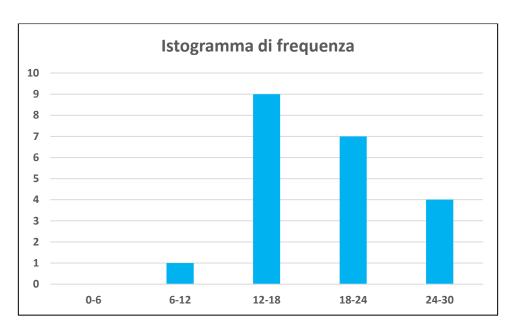


Figura 43 - Istogramma di frequenza con metodo RHRS lungo la strada bassa

Classi di rischio	Limite superiore	Freq. assoluta	Freq. Relativa	Freq. percentuale
0-6	6	0	0.000	0%
6-12	12	5	0.238	24%
12-18	18	15	0.714	71%
18-24	24	9	0.429	43%
24-30	30	2	0.095	10%
Totale	-	21	1	100%

Tabella 30 - Analisi di frequenza con metodo RHRS lungo la strada alta

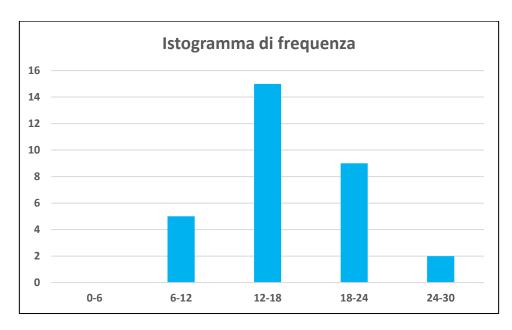


Figura 44 - Istogramma di frequenza con metodo RHRS lungo la strada alta

Dall'analisi di frequenza si evince che, per la strada bassa il 33 % dei settori analizzati presentano un rischio alto e il 19 % presentano un rischio molto alto, mentre per la strada alta il 43 % dei settori presentano un rischio alto e il 10 % presentano un rischio molto alto.

La parte di strada che presenta un alto rischio è dunque parecchio alta e molti settori richiederebbero degli interventi di messa in sicurezza anche con una certa urgenza, anche se c'è da evidenziare che la suddivisione in classi di rischio è stata effettuata in maniera puramente soggettiva; pertanto, i risultati ottenuti non devono essere considerati risultati esatti ma servono a comprendere quali siano le porzioni di strada che richiedono un intervento più immediato rispetto ad altre.

6.2 Applicazione del metodo RES

Anche per l'applicazione di questo metodo, spiegato in dettaglio nel Capitolo 4, Paragrafo 4.2.1, è stata costruita una tabella in cui i parametri di interesse sono stati suddivisi in due categorie, al fine di determinare un indice di intensità e uno di frequenza. Si riporta di seguito un esempio di analisi condotta al Km 2+950, facendo riferimento alla suddetta tabella e ad annesso riferimento fotografico.

Km 2 + 950	Parametri	W	V	WxV	RIIm	RFI	RHI	Rischio [%]
	Geometria dei blocchi 3.35 1.2 4.02 Resistenza dei blocchi 2.07 1 2.07 Geometria del versante 2.56 1.6 4.096							
	Resistenza dei blocchi	2.07	1	2.07				
	Geometria del versante	2.56	1.6	4.096				
INITENICITÀ	Materiali del versante	2.96	2	5.92			0.2589	25.89
INTENSITÀ	Vegetazione	2.47	3	7.41	E0 36	59.26 -		
INTENSITA	Modalità di movimento dei blocchi	4.44	0.5	2.22	59.20			
	Coefficienti di restituzione	3.55	1.5	5.325				
	Coefficiente di resistenza	2.86	2	5.72				
	Possibile velocità	4.73	2	9.46		Į l		
	Massima distanza percorsa	4.34	3	13.02			ļ	
	Numero di blocchi	7.97	1.5	11.955				
EDEOLIENZA	Stabilità dei blocchi	7.97	1.8	14.346	-	42.604		
FREQUENZA	Fenomeni di innesco	6.52	1	6.52		43.691		
	Eventi storici	10.87	1	10.87				

Tabella 31 - Applicazione del metodo RES nel settore posto al Km 2+950

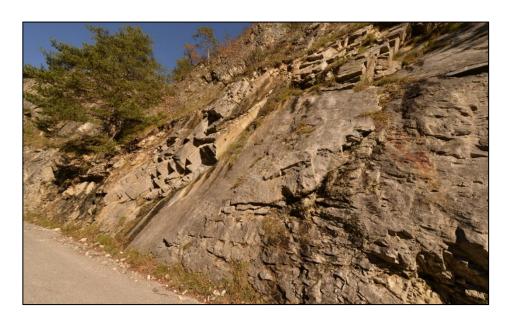


Figura 45 - Riferimento fotografico del settore posto al Km 2+950

Al solito, tramite osservazioni in situ e con l'aiuto del riferimento fotografico è stato possibile assegnare un punteggio soggettivo ai parametri, facendo riferimento al criterio di assegnazione dei punteggi riportato al Capitolo 4, Paragrafo 4.2.1.

Anche in questo caso, per lo stesso motivo del metodo precedente, per alcuni parametri si è deciso di assegnare un punteggio costante su tutti i settori ed i parametri in questione sono i seguenti: resistenza dei blocchi, coefficienti di restituzione, coefficiente di resistenza, fenomeni di innesco.

Per la resistenza dei blocchi, attraverso osservazioni in situ, si è ritenuto opportuno fare riferimento ad un ammasso roccioso moderatamente fratturato e quindi considerare una resistenza dei blocchi media, assegnando dunque a tale parametro un punteggio pari a 1.

Per quanto riguarda i coefficienti di restituzione, essendo questi dei parametri da determinare sperimentalmente ed essendo la seguente analisi una valutazione qualitativa e quindi semplificata, si è scelto di assegnare a tale parametro un punteggio medio pari a 1.5, corrispondente a coefficienti di restituzione pari a circa 0.3.

Al coefficiente di resistenza è stato assegnato un punteggio pari a 2, corrispondente ad un angolo di attrito variabile tra 0.2 e 0.58 radianti, come stimato in base a indagini preliminari condotte sull'ammasso roccioso.

Infine, per quanto riguarda il parametro relativo ai fenomeni d'innesco, ritenendo che l'intera area possa essere soggetta ai medesimi fenomeni, si è scelto di assegnare un punteggio medio pari a 1 per ciascun settore analizzato.

Una volta assegnato soggettivamente un punteggio a ciascun parametro, si è proceduto al calcolo dell'indice di intensità modificato (RIIm) e di quello di frequenza (RFI) i quali hanno permesso di ottenere l'indice di pericolosità caduta massi (RHI).

Per ciascun settore analizzato è stato ottenuto un indice RHI inferiore a 0.3, il che classifica ogni settore come "non pericoloso"; tuttavia, i fenomeni franosi che si sono manifestati in passato smentiscono questo risultato e ciò sottolinea la forte soggettività e non univocità del metodo.

Nonostante ciò, i risultati ottenuti possono essere diagrammati, sotto forma di percentuale di rischio (ottenuta moltiplicando per 100 il valore dell'indice RHI), in funzione dell'andamento della strada, il che può essere ancora una volta molto utile per individuare i settori maggiormente a rischio.

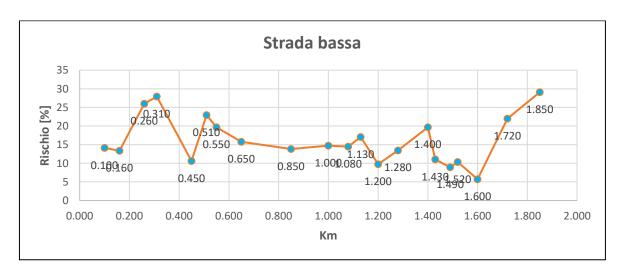


Figura 46 - Andamento del rischio con metodo RES lungo la strada bassa

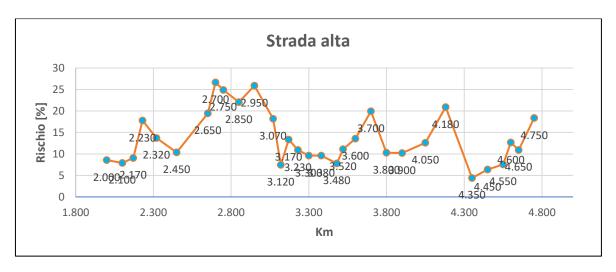


Figura 47 - Andamento del rischio con metodo RES lungo la strada alta

Si riportano i risultati ottenuti anche in forma tabellare.

Km	Rischio [%]
0.100	14.11
0.160	13.35
0.260	25.99
0.310	27.9
0.450	10.59
0.510	22.94
0.550	19.68
0.650	15.75
0.850	13.81
1.000	14.75
1.080	14.47
1.130	17.07
1.200	9.73
1.280	13.45
1.400	19.67
1.430	11.03
1.490	8.93
1.520	10.33
1.600	5.72
1.720	22
1.850	29.08

Tabella 32 - Rischio con metodo RES lungo la strada bassa

Km	Rischio [%]
2.000	8.56
2.100	7.9
2.170	9.07
2.230	17.77
2.320	13.73
2.450	10.35
2.650	19.45
2.700	26.65
2.750	24.91
2.850	22.06
2.950	25.89
3.070	18.2
3.120	7.44
3.170	13.35
3.230	10.91
3.300	9.6
3.380	9.6
3.480	7.8
3.520	11.11
3.600	13.58
3.700	19.92
3.800	10.27
3.900	10.21
4.050	12.59
4.180	20.91
4.350	4.4
4.450	6.36
4.550	7.58
4.600	12.66
4.650	10.92
4.750	18.36

Tabella 33 - Rischio con metodo RES lungo la strada alta

I risultati ottenuti, almeno in termini di andamento del rischio, sono abbastanza compatibili con quelli ottenuti dall'applicazione dei metodi precedenti. Si rimanda il confronto dei vari risultati al Paragrafo 6.6.

Anche in questo caso è stata effettuata un'analisi di frequenza, utilizzando le stesse classi di rischio fissate per il metodo precedente. Si riportano di seguito i risultati di tale analisi, sia in forma tabellare che di istogramma.

Classi di rischio	Limite superiore	Freq. assoluta	Freq. Relativa	Freq. percentuale
0-6	6	1	0.048	5%
6-12	12	5	0.238	24%
12-18	18	8	0.381	38%
18-24	24	4	0.190	19%
24-30	30	3	0.143	14%
Totale	-	21	1	100%

Tabella 34 - Analisi di frequenza con metodo RES lungo la strada bassa

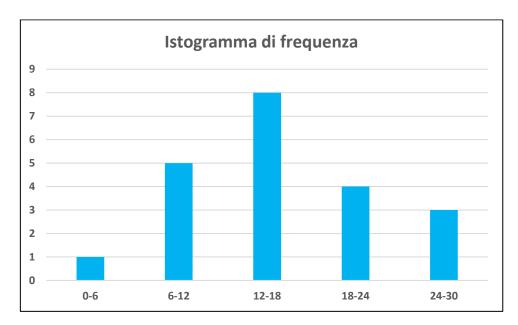


Figura 48 - Istogramma di frequenza con metodo RES lungo la strada bassa

Classi di rischio	Limite superiore	Freq. assoluta	Freq. Relativa	Freq. percentuale
0-6	6	1	0.048	5%
6-12	12	15	0.714	71%
12-18	18	6	0.286	29%
18-24	24	6	0.286	29%
24-30	30	3	0.143	14%
Totale	-	21	1	100%

Tabella 35 - Analisi di frequenza con metodo RES lungo la strada alta

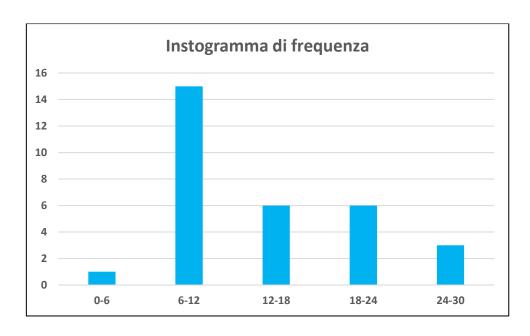


Figura 49 - Istogramma di frequenza con metodo RES lungo la strada alta

I risultati riportati mettono in evidenza che, per la strada bassa il 19 % dei settori analizzati presentano un rischio alto e il 14 % un rischio molto alto, mentre per la strada alta il 29 % dei settori presentano un rischio alto e il 14 % un rischio molto alto.

6.3 Applicazione del metodo RARH

Come per gli altri metodi applicati, si riporta la tabella con tutti i parametri d'interesse suddivisi in due categorie: parametri di pericolosità e di vulnerabilità. Si riporta di seguito un esempio di analisi condotta al Km 1+130, con tabella e annesso riferimento fotografico.

Km 1 + 130	PARAMETRI	PUNTEGGIO (V)	PESO (W)	VALORE (P)	η	R	[%]
	Altezza del versante	20	0.100	2			
	Condizioni dell'ammasso roccioso	30	0.159	4.77			
	Dimensione dei blocchi o volume di materiale coinvolto	50	0.081	4.05	1.1		
	Precipitazioni annuali	40	0.190	7.6			
	Frequenza dei fenomeni di caduta massi	25	0.217	5.425		346.73	35.02
	Efficacia del fosso	45	0.046	2.07			
VI II NERABII ITÀ	Rischio medio del veicolo (AVR)	42	0.099	4.158	1.1		
	Percentuale della distanza visiva di decisione (PDSD)	25	0.058	1.45	1.1		
	Larghezza della carreggiata	70	0.050	3.5			

Tabella 36 - Applicazione del metodo RARH nel settore posto al Km 1+130



Figura 50 - Riferimento fotografico del settore posto al Km 1+130

Anche in questo caso è stato assegnato un punteggio soggettivo ai parametri, facendo riferimento al criterio al criterio di assegnazione dei punteggi riportato nel Capitolo 4, Paragrafo 4.1.3.1.

I parametri per i quali sono stati assegnati dei punteggi uguali per tutti i settori sono: precipitazioni annuali, rischio medio del veicolo (AVR), percentuale della distanza visiva di decisione (PDSD), larghezza della carreggiata. I punteggi assegnati a tali parametri sono gli stessi dei metodi precedenti per le motivazioni già descritte in precedenza.

Una volta assegnati i punteggi si è proceduto alla valutazione dell'indice di rischio, per il quale se ne riporta l'andamento (in percentuale) lungo la strada.

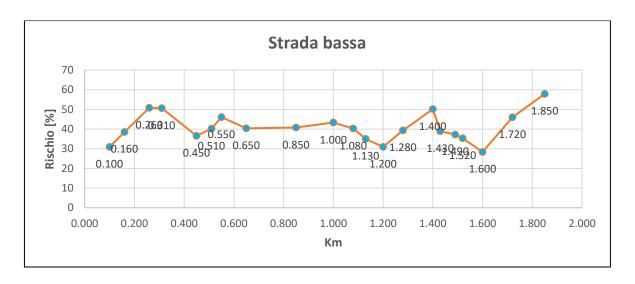


Figura 51 - Andamento del rischio con metodo RARH lungo la strada bassa

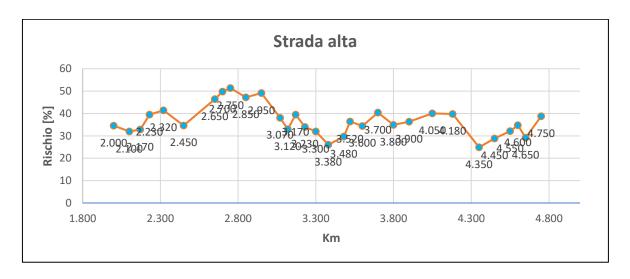


Figura 52 - Andamento del rischio con metodo RARH lungo la strada alta

Si riportano i risultati ottenuti anche in forma tabellare.

Km	Rischio [%]
0.100	30.93
0.160	38.53
0.260	50.76
0.310	50.66
0.450	36.54
0.510	40.23
0.550	46.08
0.650	40.37
0.850	40.78
1.000	43.3
1.080	40.26
1.130	35.02
1.200	30.95
1.280	39.34
1.400	50.11
1.430	38.91
1.490	37.24
1.520	35.3
1.600	28.35
1.720	45.96
1.850	57.9

Tabella 37 - Rischio con metodo RARH lungo la strada bassa

Km	Rischio [%]
2.000	34.58
2.100	31.96
2.170	32.85
2.230	39.48
2.320	41.4
2.450	34.65
2.650	46.39
2.700	49.76
2.750	51.36
2.850	47.22
2.950	49.13
3.070	38.02
3.120	32.95
3.170	39.52
3.230	34.01
3.300	31.96
3.380	26.04
3.480	29.67
3.520	36.41
3.600	34.43
3.700	40.43
3.800	34.93
3.900	36.34
4.050	40.09
4.180	39.78
4.350	24.91
4.450	28.86
4.550	32.15
4.600	34.76
4.650	29.21
4.750	38.77

Tabella 38 - Rischio con metodo RARH lungo la strada alta

Anche in questo caso si osserva un andamento del rischio abbastanza simile rispetto a quello valutato con i metodi precedenti.

Ancora una volta è stata effettuata un'analisi di frequenza, fissando però delle diverse classi di rischio; infatti, dai risultati ottenuti, si può osservare una percentuale di rischio ben più elevata rispetto a quella degli altri metodi e questo sottolinea ancora una volta come tutti questi metodi siano confrontabili l'uno con l'altro solo in termini relativi (andamento del rischio) e non assoluti.

Le classi di rischio che sono state soggettivamente fissate in questo caso sono le seguenti:

• Rischio basso: da 0 % a 30 %;

Rischio medio: da 30 % a 40 %;

• Rischio alto: da 40 % a 50 %;

• Rischio molto alto: da 50 % in su.

Si riportano di seguito i risultati ottenuti dall'analisi di frequenza.

Classi di rischio	Limite superiore	Freq. assoluta	Freq. Relativa	Freq. percentuale
0-30	30	1	0.048	5%
30-40	40	9	0.429	43%
40-50	50	7	0.333	33%
50-60	60	4	0.190	19%
Totale	-	21	1	100%

Tabella 39 - Analisi di frequenza con metodo RARH lungo la strada bassa

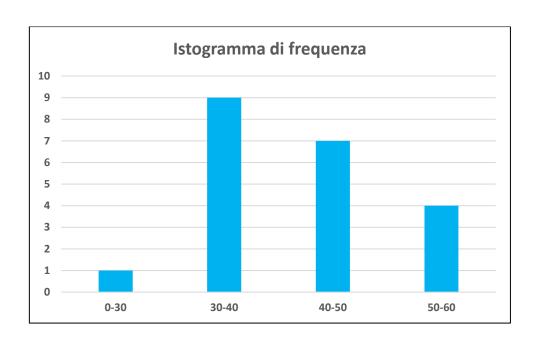


Figura 53 - Istogramma di frequenza con metodo RARH lungo la strada bassa

Classi di rischio	Limite superiore	Freq. assoluta	Freq. Relativa	Freq. percentuale
0-30	30	5	0.161	16%
30-40	40	18	0.581	58%
40-50	50	7	0.226	23%
50-60	60	1	0.032	3%
Totale	-	31	1	100%

Tabella 40 - Analisi di frequenza con metodo RARH lungo la strada alta

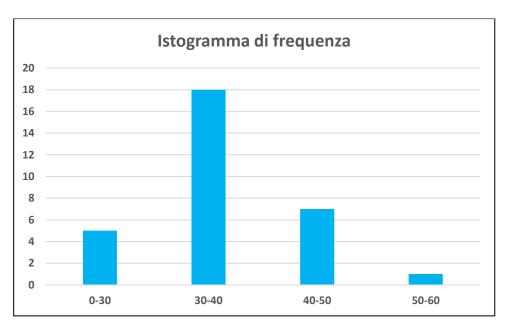


Figura 54 - Istogramma di frequenza con metodo RARH lungo la strada alta

Si osserva che, per la strada bassa il 33 % dei settori analizzati presentano un rischio alto e il 19 % presentano un rischio molto alto, mentre per la strada alta il 23 % dei settori presentano un rischio alto e solo il 3 % presentano un rischio molto alto.

6.4 Modalità di applicazione del metodo ROFRAQ in ambito stradale

Il metodo è stato descritto nel Capitolo 4, Paragrafo 4.1.5 e si è visto che nasce con lo scopo di effettuare analisi di rischio in prossimità delle cave. In particolare, questo aspetto viene analizzato attraverso il parametro E, che rappresenta la probabilità che un blocco in caduta colpisca un macchinario o un operatore. Risulta dunque evidente che per sfruttare questo metodo per un tratto di strada, anziché per una cava, bisogna agire proprio su questo parametro, tenendo in qualche modo conto della velocità di percorrenza della strada e del traffico giornaliero.

Per quanto appena detto può risultare abbastanza pratico sostituire il fattore E con il parametro AVR che tiene conto proprio di questi aspetti:

$$AVR = \frac{ADT \times SL/24}{PSP} \times 100$$

dove ADT è la media del traffico giornaliero (espressa in numero di veicoli per giorno), SL è la lunghezza del versante, 24 è il numero di ore per giorno, PSP è il limite di velocità imposto.

Per il parametro ADT si è ipotizzata una media di cento veicoli giornalieri mentre per il parametro PSP si è scelto di impostare un valore diverso a seconda del settore analizzato; in particolare si è utilizzato un valore di 50 Km/h (limite di velocità imposto

lungo tutta la strada) per i tratti rettilinei, 30 Km/h per i settori posti nelle curve a largo raggio e 15 Km/h per i settori posti in prossimità di una curva a gomito.

6.5 Applicazione del metodo ROFRAQ

Una volta stabilito come procedere per il calcolo del parametro E, si sono stimati i parametri A, B e C sulla base di osservazioni visive in situ, in particolare, per il parametro C, essendo questo principalmente dipendente dalle condizioni climatiche e supponendo che queste non cambino lungo la strada, si è scelto di utilizzare lo stesso valore per ciascun settore analizzato.

Per la valutazione del parametro D, rappresentante la probabilità che i blocchi raggiungano la strada, si ricorda che questo dipende da quattro coefficienti correlati alla geo-morfologia del versante, i quali sono stati stimati sulla base di osservazioni in situ, e da un altro coefficiente D_b la cui determinazione ha richiesto un'analisi traiettografica che è stata condotta tramite il software ROCFALL; per effettuare questa analisi sono stati preliminarmente estratti dall'ortofoto, tramite il software QGIS, i profili del versante nei vari settori analizzati i quali sono poi stati riportati su ROCFALL.

Per comprendere al meglio questo step si riporta di seguito l'analisi traiettografica eseguita sul settore posto al Km 1+490 (il riferimento fotografico è riportato in Figura 55), riportando nel dettaglio i dati di input che sono stati preimpostati nel software e i risultati ottenuti in termini di percentuale dei blocchi che raggiungono la strada; la seguente analisi verrà poi ripetuta per ciascun settore.



Figura 55 - Riferimento fotografico del settore posto al Km 1+490

Il profilo estratto dall'ortofoto è stato riportato su ROCFALL (Figura 56), rappresentando anche il profilo della strada e della parte successiva del versante.

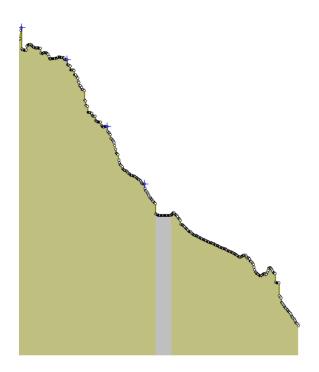


Figura 56 - Profilo su ROCFALL del versante posto al Km 1+490

In Figura 56 sono stati differenziati i materiali che costituiscono il versante, che è stato considerato affioramento roccioso rigido, da quelli che costituiscono la strada, considerati asfalto.

Si riportano nelle seguenti immagini i settings impostati per i due materiali, in termini di coefficienti di restituzione e angolo di attrito.

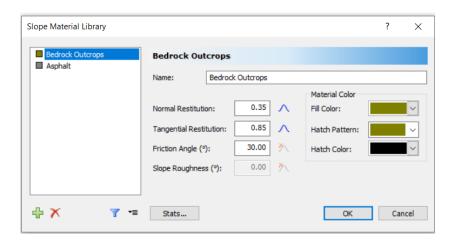


Figura 57 - Settings ROCFALL dell'affioramento roccioso rigido

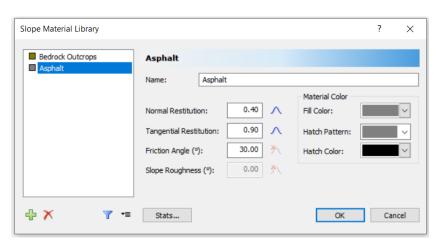


Figura 58 - Settings ROCFALL dell'asfalto

In Figura 56 sono stati riportati anche alcuni dei punti che sono stati impostati come potenziali zone d'innesco per la caduta massi e per ciascuno di questi punti sono state effettuate 500 simulazioni traiettografiche, impostando come velocità iniziale un

valore pari a 0.05 m/s, sia per la componente orizzontale che per quella verticale, come mostrato in Figura 59.

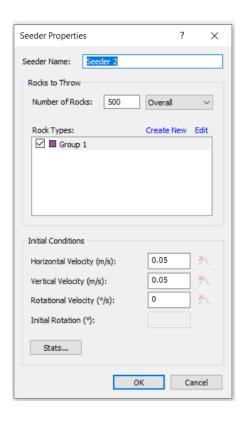


Figura 59 - Settings dei punti d'innesco della caduta massi

Una volta impostati i suddetti dati di input si è lanciata l'analisi che ha fornito le seguenti traiettorie dei blocchi.

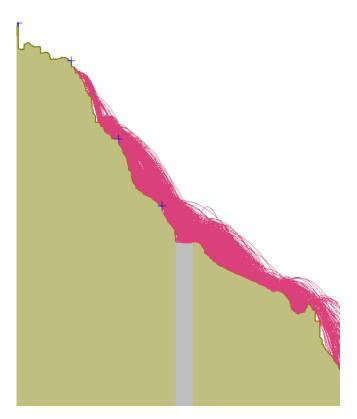


Figura 60 - Potenziali traiettorie dei blocchi fornite dall'analisi traiettografica

L'analisi mette in evidenza che la stragrande maggioranza dei blocchi impatta sulla strada, o terminando il moto su di essa o proseguendolo aldilà della strada stessa. Il risultato che ci interessa ottenere è la percentuale di blocchi che si arrestano sulla strada, poiché, oltre alla pericolosità nell'impattare un veicolo in transito durante la caduta, potrebbe costituire un ulteriore pericolo soprattutto in zone a scarsa visibilità, in cui il conducente non riesce in tempo ad evitare il blocco arrestatosi sulla strada.

Per reperire tale risultato, si riporta il grafico, ottenuto in output, della distribuzione dei punti di arresto dei vari blocchi.

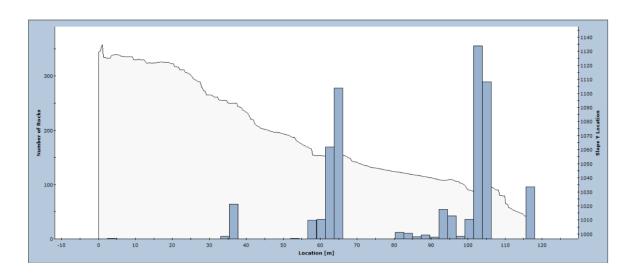


Figura 61 - Distribuzione dei punti di arresto dei blocchi lungo il versante

In base ai punti d'innesco che sono stati preimpostati per l'analisi, il grafico in Figura 61 mette in evidenza che il 35 % dei blocchi analizzati tendono ad arrestare il loro moto in prossimità della strada.

Essendo il parametro D_b variabile in una scala da 0 e 10, impostando una proporzione, il 35 % equivale ad un valore di D_b pari a 3.5.

A questo punto è possibile costruire una tabella in cui si riportano, per il settore analizzato, tutti i coefficienti stimati tramite le osservazioni in situ e tramite l'analisi traiettografica, in modo da stimare l'indice di rischio ROFRAQ applicando la seguente formula:

$$ROFRAQ = A \cdot B \cdot C \cdot D \cdot AVR \cdot F$$

Si precisa che per il parametro F si è scelto di adottare un valore unitario per ciascun settore.

Si riporta di seguito la suddetta tabella costruita per il settore posto al Km 1+450.

			R	OFRAQ											
Slope:			Sector:			Data:						Km 1 + 49	0		
A	A.a	A.b	A.c	A.d	A.e	A.f	A.g		D	Db	a	b	С	d	
	3	1	0	0	3	7	0.7			3.5	1	0.5	0.5	1	
							A=	4.55						D=	5.50
В	Type	correction factor	in-situ	geotech.	fallen blocks	average			AVR	ADT	SL	PSP			
	many bl.	1.1	15		10	13.75				100	5	35			
	plane	0.8	45		30	30.00									
							B=	3.96						AVR=	5.95
c	C.a	C.b	C.c	C.d	C.e				F						
	4	2.5	0	0	0										
							C=	6.50						F=	1.00
					R	OFRAQ=	3836.61		R:	= 3.84%					

Tabella 41 - Applicazione del metodo ROFRAQ nel settore posto al Km 1+490

I punteggi riportati in tabella per i vari parametri sono stati attribuiti facendo riferimento al criterio di assegnazione dei punteggi riportato in Tabella 23. Così facendo, è stato dunque possibile calcolare l'indice ROFRAQ e riportarlo sottoforma di percentuale di rischio.

L'intera operazione è stata eseguita per ciascun settore e, come fatto per gli altri metodi, si riporta nel seguente grafico l'andamento del rischio lungo lo sviluppo della strada.

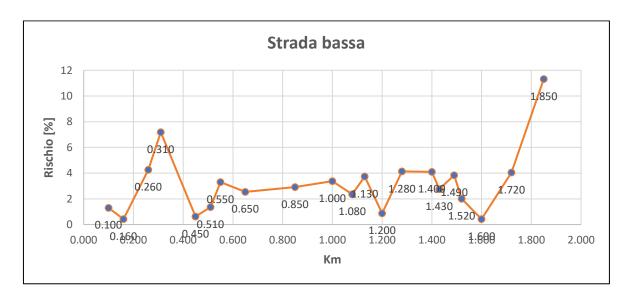


Figura 62 - Andamento del rischio con metodo ROFRAQ lungo la strada bassa

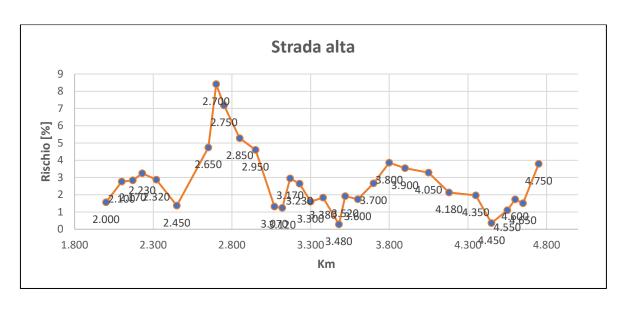


Figura 63 - Andamento del rischio con metodo ROFRAQ lungo la strada alta

Si riportano i risultati ottenuti anche in forma tabellare.

Km	Rischio [%]
0.100	1.3
0.160	0.43
0.260	4.26
0.310	7.18
0.450	0.63
0.510	1.36
0.550	3.3
0.650	2.54
0.850	2.91
1.000	3.37
1.080	2.35
1.130	3.74
1.200	0.87
1.280	4.13
1.400	4.1
1.430	2.75
1.490	3.84
1.520	2.01
1.600	0.42
1.720	4.05
1.850	11.32

Tabella 42 - Rischio con metodo ROFRAQ lungo la strada bassa

Km	Rischio [%]
2.000	1.56
2.100	2.76
2.170	2.84
2.230	3.24
2.320	2.87
2.450	1.37
2.650	4.74
2.700	8.41
2.750	7.18
2.850	5.28
2.950	4.6
3.070	1.31
3.120	1.24
3.170	2.95
3.230	2.64
3.300	1.6
3.380	1.83
3.480	0.28
3.520	1.92
3.600	1.74
3.700	2.66
3.800	3.86
3.900	3.54
4.050	3.28
4.180	2.13
4.350	1.96
4.450	0.36
4.550	1.1
4.600	1.73
4.650	1.51
4.750	3.79

Tabella 43 - Rischio con metodo ROFRAQ lungo la strada alta

Bene o male anche i risultati ottenuti con quest'ultimo metodo sono compatibili, in termini di andamento della curva, con quelli ottenuti precedentemente. Si osserva che in scala i risultati sono parecchio più bassi in percentuale ma si ribadisce che questa caratteristica dipende dalla relatività di ciascun metodo.

Ci si aspetta inoltre che i risultati ottenuti con metodo ROFRAQ siano leggermente più precisi degli altri, poiché in questo caso è stata effettuata anche un'analisi cinematica, aggiungendo dunque un po' di oggettività.

Anche in questo caso si è effettuata un'analisi di frequenza, introducendo quattro classi di rischio così suddivise:

Rischio basso: da 0 a 2,5 %;

• Rischio medio: da 2,5 a 5 %

• Rischio alto: da 5 a 7,5 %

• Rischio molto alto: da 7,5 a 12 %.

Si riportano di seguito i risultati dell'analisi, sia in forma tabellare che in istogramma.

Classi di rischio	Limite superiore	Freq. assoluta	Freq. Relativa	Freq. percentuale
0-2,5	2.5	8	0.381	38%
2,5-5	5	11	0.524	52%
5-7,5	7.5	1	0.048	5%
7,5-12	12	1	0.048	5%
Totale	-	21	1	100%

Tabella 44 - Analisi di frequenza con metodo ROFRAQ lungo la strada bassa

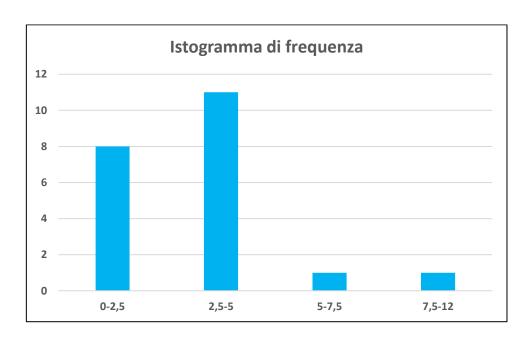


Figura 64 - Istogramma di frequenza con metodo ROFRAQ lungo la strada bassa

Classi di rischio	Limite superiore	Freq. assoluta	Freq. Relativa	Freq. percentuale
0-2,5	2.5	15	0.484	48%
2,5-5	5	13	0.419	42%
5-7,5	7.5	2	0.065	6%
7,5-12	12	1	0.032	3%
Totale	-	31	1	100%

Tabella 45 - Analisi di frequenza con metodo ROFRAQ lungo la strada alta

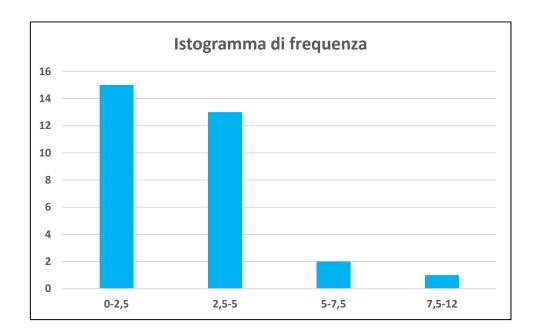


Figura 65 - Istogramma di frequenza con metodo ROFRAQ lungo la strada alta

Dall'analisi di frequenza emerge che, per la strada bassa, il 5 % dei settori analizzati presentano un rischio alto e il 5 % un rischio molto alto, mentre per la strada alta il 6 % dei settori presentano un rischio alto e il 3 % un rischio molto alto.

6.6 Confronto dei risultati

In quest'ultimo paragrafo si riporta e commenta un confronto dei risultati ottenuti con i vari metodi applicati, al fine di valutarne la validità operativa. In Figura 66 e 67 si riportano gli andamenti del rischio lungo la strada, evidenziando ancora una volta

che le differenze di scala sono dovute a una forte soggettività dei metodi, per cui il confronto può essere solo relativo.

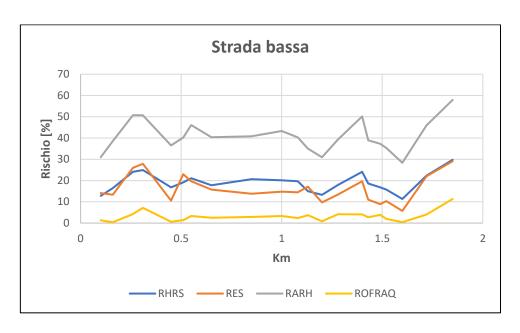


Figura 66 - Confronto degli andamenti del rischio lungo la strada bassa

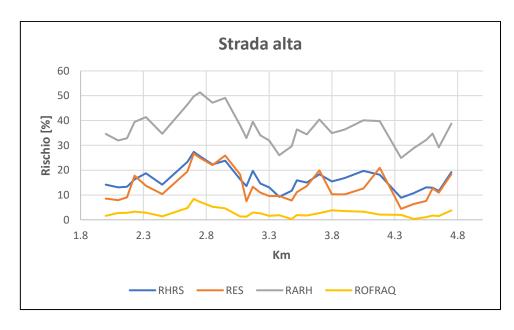


Figura 67 - Confronto degli andamenti del rischio lungo la strada alta

Dal confronto risulta evidente che gli andamenti delle curve sono piuttosto compatibili gli uni con gli altri, sia per la strada bassa che per quella alta, il che è un ottimo strumento di validazione di ciascun metodo, che risulta dunque efficace per 170

l'individuazione di quei settori che necessitano con più urgenza di interventi di messa in sicurezza.

Validata l'efficacia di tutte le metodologie applicate in questo studio è possibile riportare una tabellina conclusiva in cui si riportano i settori affetti da un maggiore rischio e per i quali si consiglia dunque di intervenire nel più breve tempo possibile, in modo da evitare futuri possibili fenomeni d'instabilità.

	SETTORI PIÚ A RISCHIO LUNGO LA STRADA BASSA
Km	0 + 260
	0+310
	0 + 550
	1 + 400
	1 + 850

Tabella 46 - Settori più a rischio lungo la strada bassa

	SETTORI PIÚ A RISCHIO LUNGO LA STRADA ALTA
Km	2 + 700
	2 + 750
	2 + 850
	2 + 950
	3 + 700

Tabella 47 - Settori più a rischio lungo la strada alta

In modo particolare si consiglia di attenzionare il settore in corrispondenza del "Liscione" (Km 1 + 850), che presenta, con ogni metodo di analisi utilizzato, la percentuale di rischio maggiore e il tutto è confermato dai numerosi fenomeni franosi che vi si sono manifestati nel tempo.

7. CONCLUSIONI

L'obiettivo del presente lavoro di tesi è stato quello di effettuare delle analisi di rischio da caduta massi sugli ammassi rocciosi aggettanti sulla Strada Provinciale SP104, unico collegamento diretto tra il Comune di Elva e il fondo della Valle Maira, in modo da individuare i settori più a rischio e quindi procedere in un futuro immediato agli interventi di messa in sicurezza per mitigare il rischio stesso e conseguentemente riaprire la strada ormai chiusa al pubblico dal 2015.

Per procedere alla suddetta operazione sono stati analizzati i fenomeni franosi che si sono manifestati in passato lungo la strada, oltre che i dati relativi alla caratterizzazione degli ammassi rocciosi e alle precipitazioni raccolti durante altri studi.

Le analisi di rischio sono state condotte con diverse metodologie, al fine di poter confrontare i risultati e dunque validare in qualche modo il lavoro svolto.

Per lo più sono stati utilizzati dei metodi puramente qualitativi, vista la loro semplicità applicativa e il minor numero di dati richiesto per l'applicazione; tuttavia, l'analisi è stata condotta anche utilizzando un metodo semi quantitativo (ROFRAQ), il che ha richiesto un maggiore onere dal momento che l'operazione ha previsto un'analisi cinematica dei blocchi che è stata effettuata tramite il software ROCFALL.

Per effettuare l'analisi cinematica sono stati estratti i profili del versante nelle zone d'interesse dall'ortofoto e sono stati riportati su ROCFALL. Ipotizzando dei punti plausibili per il distacco dei blocchi e inserendo nel software i dati relativi al tipo di ammasso roccioso, si sono simulati dei fenomeni di caduta massi in modo da analizzare le traiettorie dei blocchi e capire in che percentuale questi potrebbero arrestare il loro moto sulla strada, costituendo un pericolo sia in termini di impatto con i veicoli che in termini di ostacolo per i guidatori che potrebbero non accorgersi in tempo della presenza di blocchi lungo la strada.

Tutti gli altri dati necessari sono stati raccolti tramite osservazioni in situ e con l'ausilio della documentazione fotografica precedentemente raccolta via terra e via drone.

In particolare, la strada è stata suddivisa in settori, uno ogni circa cinquanta metri, e per ciascuno di questi è stata effettuata un'analisi di rischio con i diversi metodi (RHRS, RES, RARH, ROFRAQ), in modo da ottenere un andamento del rischio lungo lo sviluppo della strada.

Il confronto dei risultati ottenuti con i vari metodi può essere solo un confronto relativo, poiché questi sono tarati in modo diverso l'uno dall'altro ed essendo dei metodi fortemente soggettivi forniscono delle percentuali di rischio parecchio diverse gli uni dagli altri. Tuttavia, il confronto dei risultati può essere molto utile per verificare che, effettivamente, le curve di rischio ottenute lungo la strada abbiano pressappoco lo stesso andamento, il che darebbe una conferma sull'efficacia dei metodi applicati.

Si riportano di seguito i risultati ottenuti con tutti i metodi applicati, in termini di andamento del rischio, per la "strada bassa" e per la "strada alta", la cui separazione avviene in corrispondenza del "Liscione" al Km 1 + 850.

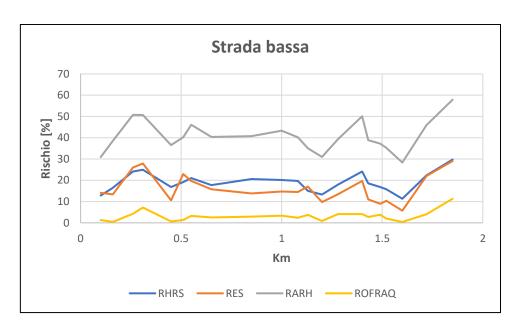


Figura 68 - Confronto degli andamenti del rischio lungo la strada bassa (conclusioni)

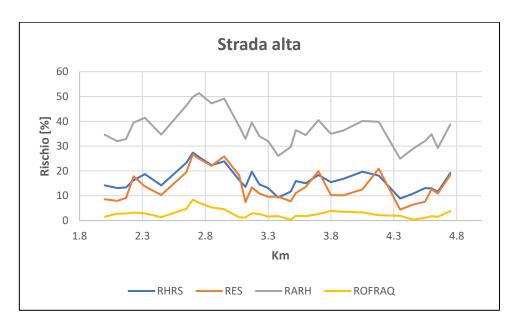


Figura 69 - Confronto degli andamenti del rischio lungo la strada alta (conclusioni)

Con molta probabilità, i risultati più attendibili sono quelli ottenuti dall'applicazione del metodo ROFRAQ, poiché questo ha previsto un'analisi cinematica, operazione sicuramente di carattere più oggettivo.

Tuttavia, dal confronto, si evince che le curve hanno un andamento molto simile le une dalle altre e questo sta a significare che anche i metodi più soggettivi hanno fornito dei risultati abbastanza attendibili.

In modo particolare, si può dire che tutti i metodi applicati individuano il rischio più alto bene o male negli stessi settori, risultato più che ottimo al fine della validazione del lavoro svolto.

Si riportano di seguito i settori identificati come "più rischiosi", per i quali si consiglia dunque di intervenire al più presto con la messa in sicurezza.

	SETTORI PIÚ A RISCHIO LUNGO LA STRADA BASSA
Km	0 + 260
	0 + 310
	0 + 550
	1 + 400
	1 + 850

Tabella 48 - Settori più a rischio lungo la strada bassa (conclusioni)

	SETTORI PIÚ A RISCHIO LUNGO LA STRADA ALTA
Km	2 + 700
	2 + 750
	2 + 850
	2 + 950
	3 + 700

Tabella 49 - Settori più a rischio lungo la strada alta (conclusioni)

Come confermato anche dalle ripetute manifestazioni franose del passato, è emerso dall'analisi che il settore più a rischio in assoluto è quello del "Liscione", posto al Km

1 + 850, infatti con ogni metodologia applicata risulta essere il settore con la più alta percentuale di rischio.

8. BIBLIOGRAFIA

- ALBELLO G. (2020) Modellazione numerica per l'analisi delle condizioni di stabilità lungo il Vallone dell'Elva (Cn): il caso dello scivolamento planare del "Liscione". Tesi di laurea magistrale, Politecnico di Torino 2019/2020.
- ALEJANO LR, STOCKHAUSEN HW, ALONSO E, BASTANTE FG, OYANGUREN PR
 (2008) ROFRAQ: a statistics-based empirical method for assessing accident risk from rockfalls in quarries. Int J Rock Mech Min Sci 45(8):1252–1272.
- AYALEW L., YAMAGISHI H., UGAWA N. (2004) Landslide susceptibility mapping using GIS-based weighted linear combination, the case in Tsugawa area of Agano River, Niigata Prefecture, Japan. Landslides 1(1):73–81.
- BARBERO M. (2018) "Stabilità di versanti in roccia: la caduta massi". Corso di Stabilità degli scavi e opere di sostegno. Politecnico di Torino.

- BARLA M. (2018) "The Distinct Element Method", dispense del corso Numerical Methods in Geotechnical Engineering, Politecnico di Torino.
- BERSANI A., BAUDINO F. (2004) C'era una volta un vallone... inviolabile. Collana: Viure lo Paìs, Catalogo n.7, Saluzzo: Coop. Sale e Luce, 75 pp.
- BIENIAWSKI Z.T. (1973) Engineering classification of jointed rock masses. Trans. S. African Inst. Civ. Engrs., Vol.15, no 12, pp. 335-344.
- BIENIAWSKI Z.T. (1989) Engineering Rock Mass Classifications ». Wiley. New York.
- BOLIN H., LIDE C., XUANMING P., GUANNING L., XIAOTING C., HAOGANG D., TIANCI L. (2010) Assessment of the risk of rockfalls in Wu Gorge, Three Gorges, Chinab. Landslides 7(1):1–11.
- BRAWNER CO., WYLLIE D. (1976) Rock slope stability on railway projects. Am Railw Eng Assoc Bull 656:449–474.
- CANCELLI A., CROSTA GB. (1993) Hazard and risk assessment in rockfall prone areas. In: Telford T (ed) Risk reliability in ground engineering, pp 177–190.
- CARRIERO MT. (2020) Caratterizzazione degli ammassi rocciosi per lo studio delle condizioni di stabilità: il caso del Vallone di Elva. Tesi di laurea magistrale, Politecnico di Torino 2019/2020.
- CASTELLI M., DE BIAGI V. e NETTI T. (2016) «Effect of the Number of Simulations on the Accuracy of a Rockfall Analysis». Procedia Engineering 158: 464–69.
- COPONS R., VILAPLANA JM., COROMINAS J., ALTIMIR J., AMIGO' J. (2004) Rockfall risk management in high-density urban areas. The Andorran experience, landslide hazard and risk, pp 675–698.
- COROMINAS J., COPONS R., VILAPLANA JM., ALTIMIR J., AMIGO´ J. (2003) Integrated landslide susceptibility analysis and hazard assessment in the
 principality of Andorra. Nat Hazards 30(3):421–43.
- CRUDEN D.M. & VARNES D.J. (1994) Landslides Types and Processes. In: "Landslides: Investigation and Mitigation". Transportation Research Board. National Academy of Sciences. In press.

- DAO E. (1985) Elva, un paese che era. Edizione l'artistica savigliano. Cuneo, 333 pp.
- DE VALLEJO L. I. G. (2005) Geoingegneria. Pearson, 816 pagine.
- DEL PRETE M., GIACCARI E., TRISORIO LIUZZI G., (1992) Rischio da frane intermittenti a cinematica lenta nelle aree montuose e collinari urbanizzate della Basilicata. G.N.D.C.I., C.N.R.
- EVANS S.G. e HUNGR O. (1993) "The assessment of rockfall hazard at the base of talus slopes", Canadian Geothechnical journal, 30 (4), pp 620-636.
- FANNI S. (2019) La protezione del territorio nei confronti della caduta massi:
 un caso studio nel comune di Cravagliana (VC). Tesi di laurea magistrale,
 Politecnico di Torino, 2018/2019.
- FELL R. (1994) Landslide risk assessment and acceptable risk. Canadian Geotechnical Journal, **31**(2), 261-272.
- FELL R. (1994) Landslide risk assessment and accettable risk. Canadian Geotechnical Journal, **31**(2), 261-272.
- FELL R., COROMINAS J., BONNARD C., CASCINI L., LEROI E., SAVAGE WZ. (2008)
 Guidelines for landslide susceptibility, hazard and risk zoning for land-use planning. Eng Geol 102(3):99–111.
- FERRARI A., GIACOMINI A., THOENI K. (2016) Qualitative Rockfall Hazard Assessment: A Comprehensive Review of Current Practices, pp. 2871.
- FERRARI A., GIACOMINI A., THOENI K. (2016) Qualitative Rockfall Hazard Assessment: A Comprehensive Review of Current Practices, pp. 2907.
- FERRARI F., APUANI T., GIANI GP. (2011) Applicazione di modelli cinematici per lo studio di frane di crollo in media Val San Giacomo (SO). Geologia Ambientale e Mineraria 48(1):55–64.
- FERRERO AM., MIGLIAZZA M., RONCELLA R., SEGALINI A. (2011) Rock cliffs hazard analysis based on remote geostructural surveys: the Campione del Garda case study (Lake Garda, Northern Italy). Geomorphology 125(4):457–471.
- GIANI P. (1992) "Rock Slope Stability Analysis", Balkema, Rotterdam, 361 pp.

- HASEKIOG ULLARI GD., ERCANOGLU M. (2012) A new approach to use AHP in landslide susceptibility mapping: a case study at Yenice (Karabuk, NW Turkey). Nat Hazards 63(2):1157–1179.
- HOEK E. (1987) "Rockfall. A program in basic for the analysis of rockfall from slope.", University of Toronto. Canada.
- HUDSON JA, (2013) A review of rock engineering systemss (RES) applications over the last 20 years. In: Feng XT, Hudson JA, Tan F (eds) Rock characterisation, modelling and engineering design methods. Taylor and Francis Group, London, pp 419–424.
- HUDSON JA., HARRISON JP. (1992) A new approach to studying complete rock engineering problems. Q J Eng Geol 25:93–105.
- HUNGR, O., EVANS, S. G., BOVIS, M. J. &HUTCHINSON, J. N. (2001) A review of the classification of landslides of the flow type. Environmental & Engineering Geoscience, VII(3):1-18.
- ISRM, INTERNATIONAL SOCIETY FOR ROCK MECHANICS (1993) Metodologie per la descrizione quantitativa delle discontinuità nelle masse rocciose.
 International Society for Rock Mechanics, Rivista Italiana di Geotecnica, 47 pp.
- KAYASTHA P., DHITAL MR., DE SMEDT F. (2013) Application of the analytical hierarchy process (AHP) for landslide susceptibility mapping: a case study from the Tinau watershed, west Nepal. Comput Geosci 52:398–408.
- KOMAC M. (2006) A landslide susceptibility model using the analytical hierarchy process method and multivariate statistics in perialpine Slovenia. Geomorphology 74(1):17–28.
- LI ZH, HUANG HW, XUE YD, YIN J (2009) Risk assessment of rockfall hazards on highways. Georisk Assess Manag Risk Eng Syst Geohazards 3(3):147–154.
- MAZZOCCOLA D., SCIESA E. (2001) La metodologia RHAP (rockfall hazard assessment procedure). Prevenzione dei fenomeni di instabilita delle pareti rocciose. In: Programme Interreg II C, pp 84–95.

- MAZZOCCOLA DF., HUDSON JA. (1996) A comprehensive method of rock mass characterization for indicating natural slope instability. Q J Eng GeolHydrogeol 29(1):37–56.
- MIGLIAZZA M., GIACOMINI A., GIANI G.P. e SEGALINI A. (2002) "Osservazioni
 in sito ed analisi di fenomeni di caduta massi". IARG-Incontro Annuale dei
 ricercatori di Geotecnica. Napoli.
- PEILA D., PATRUCCO M., FALANESCA M. (2011) Quantification and management of rockfall risk in opencast quarrying activities. Environ Eng Geosci 17(1):39–51.
- PIERSON LA (1992) The rockfall hazard rating system. Transportation research record: rockfall prediction and control and landslide case histories, no 1343, pp. 6–13.
- PIERSON LA., VAN VICKLE R. (1993) Rockfall hazard rating system. Participant's manual, report FHWA-SA-93-057. FHWA, NHI.
- PIRULLI M. (2017) Dispense di Slope stability and landslide risk mitigation, Politecnico di Torino.
- POURGHASEMI HR., PRADHAN B., GOKCEOGLU C. (2012) Application of fuzzy logic and analytical hierarchy process (AHP) to landslide susceptibility mapping at Haraz watershed, Iran. Nat Hazards 6(32):965–996.
- PROVINCIA DI CUNEO (2015) S.P.n° 104 Dissesti in atto o potenziali rilevabili in corrispondenza ed in prossimità ella carreggiata. 10 pp.
- RAETZO H., LATELTIN O., BOLLINGER D., TRIPET J. (2002) Hazard assessment in Switzerland—code of practice for mass movements. B Eng Geol Environ 61:263–268.
- REGIONE LOMBARDIA (2000) Procedure per la valutazione e la zonazione della pericolosita` e del rischio da frana in Regione Lombardia. Boll Uff Reg Lomb 51.
- RICHARDS L. (1988) "Rockfall protection: a review of a current analytical and design methods." Secondo Ciclo di Conferenze di Meccanica e Ingegneria delle Rocce, Torino, I(A).

- ROZOS D., BATHRELLOS GD., SKILLODIMOU HD. (2011) Comparison of the implementation of rock engineering system and analytic hierarchy process methods, upon landslide susceptibility mapping, using GIS: a case study from the Eastern Achaia County of Peloponnesus, Greece. Environ Earth Sci 63(1):49–63.
- SAATY TL. (1990) How to make a decision: the analytic hierarchy process. Eur Oper Res 48:2–26.
- SAATY TL. (2006) Rank from comparisons and from ratings in the analytic hierarchy/network processes. Eur J Oper Res 168(2):557–570.
- SCAVIA C., BARBERO M. (2018) Dispense di Meccanica delle rocce, Politecnico di Torino.
- SCAVIA C., MIGLIAZZA M., PIRULLI M. (2022) Analisi delle condizioni di stabilità della strada del Vallone (Prima relazione intermedia), pp 8-10.
- TURNER A. K. e SCHUSTER R.L. (2012) "Rockfall. Characterization and control", Transportation Research Board, National Academy of Science, Washington D.C.
- VARNES D.J. (1978) "Slope movement types and processes." In Schuster R.L.,
 & Krizek R.J. (eds) landslides analysis and control., special report 176:
 transportation and road research board, National Academy of Science,
 Washington D.C., 11-33.
- YAGI H. (2003) Development of assessment method for landslide hazardness by AHP. In: Abstract volume of the 42nd annual meeting of the Japan Landslide Society, pp 209–212.
- YALCIN A. (2008) GIS-based landslide susceptibility mapping using analytical hierarchy process and bivariate statistics in Ardesen (Turkey): comparisons of results and confirmations. Catena 72(1):1–12.
- YALCIN A., REIS S., AYDINOGLU AC., YOMRALIOGLU T. (2011) A GIS-based comparative study of frequency ratio, analytical hierarchy process, bivariate statistics and logistics regression methods for landslide susceptibility mapping in Trabzon, NE Turkey. Catena 85(3):274–287.

- YOSHIMATSU H., ABE S. (2006) A review of landslide hazards in Japan and assessment of their susceptibility using an analytical hierarchic process (AHP) method. Landslides 3(2):149–158.
- ZHANG LQ., YANG ZF., LIAO QL., CHEN J. (2004) An application of the rock engineering systems (RES) methodology in rockfall hazard assessment on the Chengdu-Lhasa Highway, China. Int J Rock Mech Min Sci 41:833–838.
- ZHAO HC., XU SB., HE JS. (1986) Analytic hierarchy process. Science and Technology Press, Beijing.