

POLITECNICO DI TORINO

I Facoltà di Ingegneria

Corso di Laurea Magistrale in Ingegneria Civile



**Politecnico  
di Torino**

Tesi di Laurea Magistrale

Analisi Multi-Rischio in un'area montana dell'Alta Valsesia

**Relatore:**

Prof.<sup>ssa</sup> Monica Barbero

**Candidato:**

Lorenzo Mensa

**Correlatori:**

Prof.<sup>ssa</sup> Marta Castelli

Dott. Geol. Giovanni Cavagnino

Ing. Lorenzo Milan

Ing. Giulia Torsello

Dott.<sup>ssa</sup> Chiara Minella

Anno Accademico 2020/2021



# Sommario

<b>ABSTRACT</b> .....	15
<b>Capitolo 1 INTRODUZIONE</b> .....	17
<b>Capitolo 2 FENOMENO DI CROLLO IN ROCCIA O CADUTA MASSI</b> .....	19
2.1 Caratteristiche dell'analisi di caduta massi .....	20
2.2 Fasi del moto .....	21
2.2.1 Distacco del blocco dal versante.....	21
2.2.2 Moto del blocco in aria .....	23
2.2.3 Impatto del blocco sul versante.....	26
2.2.4 Moto del blocco lungo il versante (post-Impatto).....	30
2.2.5 Arresto del blocco .....	34
2.3 Effetto di forma ed effetto di volume.....	34
2.3.1 Effetti del volume .....	35
2.3.2 Effetto della forma .....	36
2.3.3 Effetto della vegetazione.....	37
<b>Capitolo 3 METODI PER L'ANALISI DI PROPAGAZIONE</b> .....	40
3.1 Modelli Cinematici.....	41
3.1.2 Modelli numerici.....	41
3.1.3 Modelli analitici .....	43
3.2 Elementi necessari per la modellazione .....	46
3.2.1 Nicchie di distacco .....	49
3.2.2 Volume del blocco .....	50
3.2.3 Velocità iniziale del blocco.....	51
3.2.4 Angolo di attrito blocco-versante.....	52
3.2.5 Scabrezza .....	52
3.2.6 Numero delle simulazioni .....	53
<b>Capitolo 4 BASI FISICO-MATEMATICHE ALLA BASE DELL'ANALISI DI PERICOLOSITA'</b> .....	54

4.1	Il software RockyFor3D.....	54
4.2	Algoritmo di calcolo.....	54
4.3	Cinematica della Caduta.....	55
4.3.1	Moto verticale di un corpo.....	55
4.3.2	Moto Parabolico di un corpo.....	58
4.3.3	Traiettoria di caduta.....	63
4.4	Dinamica della Caduta.....	65
4.4.1	Dissipazione energetica.....	67
4.4.2	Calcolo della velocità di caduta.....	68
4.4.3	Impatto con la foresta.....	71
<b>Capitolo 5 ANALISI DI RISCHIO CORRELATA ALLA CADUTA MASSI.....</b>		<b>74</b>
5.1	Introduzione.....	74
5.2	Terminologia.....	75
5.3	Procedura per la valutazione del rischio.....	76
5.3.1	Descrizione dello stato di fatto.....	79
5.3.2	Valutazione dell'Intensità dell'evento.....	80
5.3.3	Valutazione della pericolosità.....	83
5.3.4	Valutazione degli elementi a rischio.....	86
5.3.5	Valutazione della Vulnerabilità.....	87
5.3.6	Valutazione del Rischio.....	88
5.3.7	Gestione del rischio.....	90
5.4	METODO IMIRILAND.....	94
5.4.1	Analisi di pericolosità (H).....	95
5.4.2	Analisi del danno (D).....	96
5.4.3	Calcolo del Rischio (R).....	98
<b>Capitolo 6 ANALISI DI STABILITA' DEL CASO DI STUDIO.....</b>		<b>100</b>
6.1	Inquadramento Geografico-Geomorfologico.....	100

6.2	Scelta dell'area d'indagine .....	101
6.3	Caratterizzazione strutturale dell'ammasso roccioso .....	102
6.3.1	Analisi con dati anno 2006 .....	103
6.3.2	Analisi con dati anno 2006 e 2021 .....	105
6.3.3	Stima dei parametri di resistenza per la Matrice Rocciosa .....	107
6.3.4	Stima dei parametri di resistenza per la discontinuità .....	110
6.4	Analisi di Stabilità dello sperone di roccia.....	111
6.4.1	Analisi Multi-Scenario – Calcolo del Fattore di Sicurezza .....	118
6.4.2	Osservazioni.....	125
6.5	Analisi di Stabilità del crollo diffuso .....	126
6.5.1	Settaggio Scabrezze e Soiltype .....	129
6.5.2	Scelta delle Nicchie di distacco .....	132
6.5.3	Scelta del numero di simulazioni .....	134
6.5.4	Scelta della popolazione forestale.....	135
6.5.5	Scelta della volumetria di progetto .....	139
<b>Capitolo 7 ANALISI DEI RISULTATI DELLE SIMULAZIONI.....</b>		<b>142</b>
7.1	Aree di invasione.....	143
7.1.1	Forma Parallelepipedica .....	144
7.1.2	Forma Piatta .....	146
7.2	Velocità dei blocchi.....	149
7.2.2	Forma Parallelepipedica .....	152
7.2.3	Forma Piatta .....	153
7.3	Energie cinetiche .....	155
7.3.1	Forma Parallelepipedica .....	156
7.3.2	Forma Piatta .....	157
7.4	Altezze di passaggio.....	161
7.4.1	Forma Parallelepipedica .....	161

7.4.2	Forma Piatta .....	163
7.5	Simulazione con collettori.....	164
7.6	Validazione del modello a piccola scala .....	166
<b>Capitolo 8 APPLICAZIONE DEL METODO IMIRILAND .....</b>		<b>174</b>
8.1	Stabilità globale della carreggiata e del pendio.....	175
8.2	Vulnerabilità del guardrail .....	176
8.3	Rimozione massi dalla carreggiata.....	178
8.4	Vulnerabilità fisica degli edifici .....	179
8.4.1	Valutazione del danneggiamento Locale .....	180
8.4.2	Valutazione del danneggiamento Globale .....	181
8.5	Vulnerabilità Sociale .....	183
8.5.1	Vulnerabilità sociale legata al danneggiamento fisico degli edifici .....	183
8.5.2	Ribaltamento autovetture .....	184
8.5.3	Vulnerabilità sociale legata alle persone sulla carreggiata .....	186
8.5.4	Altri elementi esposti a rischio sociale .....	186
8.6	Valore degli elementi a rischio.....	187
8.7	Esposizione degli elementi a rischio .....	188
8.8	Calcolo del Danno.....	191
8.9	Calcolo del Rischio e del Multi-Rischio .....	193
8.9.1	Normalizzazione del Rischio/Multi-rischio.....	193
<b>Capitolo 9 PRODUZIONE DELLE CARTE DI RISCHIO .....</b>		<b>195</b>
9.1	Carte di Vulnerabilità per eventi con TR 30 anni .....	195
9.2	Carte di Danno per eventi con TR 30 anni.....	197
9.3	Carte di Rischio per eventi con TR 30 anni .....	198
9.4	Carte di Multi-Rischio per eventi con TR 30 anni .....	200
9.5	Carte per eventi con TR minori.....	202
<b>Capitolo 10 CONCLUSIONI .....</b>		<b>203</b>

<b>BIBLIOGRAFIA</b> .....	210
<b>Capitolo 11 ALLEGATI</b> .....	213
11.1 Calcolo del Fattore di Sicurezza per tutti i casi di Ln e al variare dell'inclinazione del giunto di trazione.....	213
11.2 Scheda Tecnica Guardrail .....	217
11.3 Scheda Tecnica pala caricatrice per rimozione massi.....	218
<b>Capitolo 12 Ringraziamenti</b> .....	219
<b>Capitolo 13 Carte Prodotte</b> .....	221

## Sommario delle Figure

Figura 2.1 - Tipologie di distacco da parete rocciosa: (a) Scivolamento planare dovuto a discontinuità a franapoggio;	
(b) Scivolamento tridimensionale di un cuneo di roccia, con giaciture a franapoggio; (c) Possibile cinematismo di robbamento (Toppling) - (7).....	22
Figura 2.2 - Traiettorie del blocco in caduta libera e rimbalzo - (modificato da (4)).....	25
Figura 2.3 - ( $\beta_r$ ) inclinazione tra direzione del vettore velocità in uscita ed il versante; ( $\beta_c$ ) inclinazione tra pendio e piede - (Mensa, 2021).....	31
Figura 2.4 - Modello dello Sliding rock block model (da (4)).....	32
Figura 2.5 - Proporzione tra REV del blocco e REV del versante (4).....	35
Figura 3.1 - Schema riassuntivo dell'algoritmo "flow to the lowest neighbor"(9).....	44
Figura 3.2 - Tipico andamento ad esponenziale negativo che rappresenta frequenza di accadimento vs volume del blocco.....	48
Figura 4.1 - Schema di partenza per la trattazione del moto parabolico (modificato da (7)).....	58
Figura 4.2 - Schema della traiettoria a gittata.....	60
Figura 4.3 - Eventuale traiettoria di caduta, con S.R. mobile nel tempo (Mensa - 2021).....	62
Figura 4.4 - Interpretazione della traiettoria di caduta secondo Rockyfor3D su base DTM - (18).....	63
Figura 4.5 - Principio di deviazione durante la caduta - (18).....	64
Figura 4.6 - Probabilità (in %) degli intervalli dell'angolo di deviazione del blocco dopo il rimbalzo, per tre classi di velocità usate da Rockyfor3D - (18).....	65
Figura 4.7 - rappresentazione della dinamica di caduta del masso lungo il versante, considerando l'andamento parabolico della traiettoria con rotazione in aria (1), impatto al suolo (2) e conseguente penetrazione $D_p$ nel terreno post-impatto (3), con ripresa del moto verso valle (4) - (18).....	68
Figura 4.8 - schema della struttura del terreno per la definizione dell'indice MOH: caratterizzazione delle altezze degli ostacoli a seconda della loro frequenza del 70%, 20% e 10% di distribuzione sul versante - (18).....	69
Figura 5.1 - Schema riassuntivo metodo IMIRILAND per grandi frane (tradotto in italiano - Lacerda et al., 2006).....	78
Figura 5.2 - Diagramma $R_s$ -W che correla Rischio Specifico e valore degli elementi a rischio(21).....	89
Figura 5.3 - Diagramma F (frequenza di Accadimento) - N (numero di morti in un anno) con relativi limiti di accettazione del rischio - (21).....	90
Figura 5.4 - Strategie di Riduzione del rischio in base alla scala di rappresentazione (22).....	93

Figura 5.5 – Processo di moltiplicazione indiciale nel metodo IMIRILAND (3) .....	95
Figura 5.6 – Esempio di attribuzione di indici rappresentativi del valore dell'elemento a rischio, in un caso specifico - (3) .....	96
Figura 5.7 - a) Variazione del costo del traffico impedito in funzione del tempo; (b) Variazione non lineare del costo del soccorso e dell'assistenza medica in funzione del numero di persone - (9).....	97
Figura 5.8 - Esempio di valutazione dei valori dei fattori di vulnerabilità per aspetti fisici, sociali, ambientali, economici. (3).....	97
Figura 6.1 – Inquadramento geografico del comune di Rassa (VC) con tre livelli di dettaglio (Google Maps Hybrid in sfondo) – Mensa, 2021 .....	100
Figura 6.2 - Inquadramento geografico della porzione di strada oggetto di indagine.....	102
Figura 6.3 – Stereogramma ottenuto con Dips - dati del 2006 .....	104
Figura 6.4 – Stereogramma ottenuto con DIps – dati del 2006 e 2021.....	105
Figura 6.5 – Stereogramma con eventuale giunto di trazione .....	106
Figura 6.6 - Selezione di 8 punti equidistanti sulle ascisse e linearizzazione del criterio non lineare di H&B.....	109
Figura 6.7 – Immagine dello Soerone ripreso da Monte.....	112
Figura 6.8 – Modello dello Sperone disegnato rispettando i vincoli geometrici noti .....	112
Figura 6.9 – Blocco equivalente che verrà utilizzato nelle analisi.....	114
Figura 6.10 – Parametri geometrici per calcolo delle aree.....	114
Figura 6.11 – Modello geometrico dell'affioramento aggettante al variare di $L_n$ .....	116
Figura 6.12 – Andamento delle pressioni idrauliche nel caso di pioggia lieve ma prolungata ....	121
Figura 6.13 – Andamento pressioni idrauliche nel caso di precipitazioni intense.....	123
Figura 6.14 – Andamento delle pressioni idrauliche nel caso di precipitazioni intense con bassa permeabilità.....	124
Figura 6.15 – File di input richiesti da RF3D in formato ASCII GRID .....	126
Figura 6.16 – Discretizzazione del versante e associazione dei valori relativi ad alcuni dei campi necessari per la simulazione .....	127
Figura 6.17 – Esecuzione del comando Rasterize su QGis.....	128
Figura 6.18 – Esempio di mappa Raster.....	128
Figura 6.19 – Mappa raster della scabrezza rg10.....	130
Figura 6.20 – Mappa raster della scabrezza rg20.....	130
Figura 6.21 – Mappa raster delle scabrezze rg70.....	131
Figura 6.22 – Mappa raster del soiltype .....	131
Figura 6.23 – Mappa delle pendenze con rappresentazione lineare (vista chiara delle linee di cresta e impluvi).....	132

Figura 6.24 – Mappa delle pendenze con limite a 45° (in verde, le zone a pendenza > di 45°) ...	133
Figura 6.25 – Mappa dei punti sorgente (con zoom per rimarcare il criterio di sfoltimento utilizzato) .....	133
Figura 6.26 – Censimento alberi durante il sopralluogo di Maggio 2021 .....	136
Figura 6.27 – Dettaglio delle ceppaie di piccolo diametro, con massi di piccole dimensioni .....	137
Figura 6.28 – Dettaglio degli alberi a fusto medio/grande presenti e censiti, con massi di circa 1m <sup>3</sup> ai piedi.....	137
Figura 7.1 – Linee di caduta più critiche .....	143
Figura 7.2 – Mappa raster Nr_deposited per TR 1 anno (V=0,125 m <sup>3</sup> ) .....	144
Figura 7.3 – Mappa raster Nr_deposited per TR 10 anni (V=0,5 m <sup>3</sup> ) .....	145
Figura 7.4 – Mappa raster Nr_deposited per TR 30 anni (V=1 m <sup>3</sup> ).....	145
Figura 7.5 – Mappa raster Nr_deposited per TR 1 anno (V=0,125 m <sup>3</sup> ) .....	146
Figura 7.6 – Mappa raster Nr_deposited per TR 10 anni (V=0,5 m <sup>3</sup> ).....	147
Figura 7.7 – Mappa raster Nr_deposited per TR 30 anni (V=1 m <sup>3</sup> ).....	147
Figura 7.8 – Variazione di velocità lungo il versante (DUGHERA) – vista d’insieme.....	149
Figura 7.9 - Dettagli di variazione di velocità lungo il versante (DUGHERA) - dettaglio curve....	151
Figura 7.10 - Dettagli di variazione di velocità lungo il versante (RASSA) .....	151
Figura 7.11 – Mappa raster delle V_max per TR 1 anno (V=0,125 m <sup>3</sup> ) .....	152
Figura 7.12 - Mappa raster delle V_max per TR 10 anni (V=0,5 m <sup>3</sup> ) .....	152
Figura 7.13 - Mappa raster delle V_max per TR 30 anni (V=1 m <sup>3</sup> ).....	153
Figura 7.14 - Mappa raster delle V_max per TR 1 anno (V=0,125 m <sup>3</sup> ) .....	153
Figura 7.15 - Mappa raster delle V_max per TR 10 anni (V=0,5 m <sup>3</sup> ) .....	154
Figura 7.16 - Mappa raster delle V_max per TR 30 anni (V=1 m <sup>3</sup> ).....	154
Figura 7.17 - Variazione di Energia cinetica lungo il versante (DUGHERA) – vista d’insieme ....	155
Figura 7.18 – Mappa raster delle Energie cinetiche al 95° percentile per TR 1 anno (V=0,125 m <sup>3</sup> ) .....	156
Figura 7.19 - Mappa raster delle Energie cinetiche al 95° percentile per TR 10 anni (V=0,5 m <sup>3</sup> ) .....	156
Figura 7.20 -Mappa raster delle Energie cinetiche al 95° percentile per TR 30 anni (V=1 m <sup>3</sup> )..	157
Figura 7.21 – Mappa raster delle Energie cinetiche al 95° percentile per TR 1 anno (V=0,125 m <sup>3</sup> ) .....	157
Figura 7.22 - Mappa raster delle Energie cinetiche al 95° percentile per TR 10 anni (V=0,5 m <sup>3</sup> ) .....	158
Figura 7.23 - Mappa raster delle Energie cinetiche al 95° percentile per TR 30 anni (V=1 m <sup>3</sup> )..	158
Figura 7.24 – Dettagli di variazione di Energia cinetica lungo il versante (RASSA) .....	159
Figura 7.25 - Dettagli di variazione di Energia cinetica lungo il versante (DUGHERA).....	160

Figura 7.26 – Mappa raster delle altezze di passaggio al 95° percentile per il TR 1 anno ( $V=0,125$ m <sup>3</sup> ).....	161
Figura 7.27 - Mappa raster delle altezze di passaggio al 95° percentile per il TR 10 anni ( $V=0,5$ m <sup>3</sup> ).....	162
Figura 7.28 - Mappa raster delle altezze di passaggio al 95° percentile per il TR 30 anni ( $V=1$ m <sup>3</sup> ) .....	162
Figura 7.29 - Mappa raster delle altezze di passaggio al 95° percentile per il TR 1 anno ( $V=0,125$ m <sup>3</sup> ).....	163
Figura 7.30 - Mappa raster delle altezze di passaggio al 95° percentile per il TR 10 anni ( $V=0,5$ m <sup>3</sup> ).....	163
Figura 7.31 - Mappa raster delle altezze di passaggio al 95° percentile per il TR 30 anni ( $V=1$ m <sup>3</sup> ) .....	164
Figura 7.32 – Mappa di dettaglio dei collettori.....	164
Figura 7.33 – Mappa raster di E_mean (Crobu, 2018).....	167
Figura 7.34 – Mappa raster di E_mean (Mensa, 2021).....	167
Figura 7.35 - Mappa raster di E_95CI (Crobu, 2018).....	168
Figura 7.36 - Mappa raster di E_95CI (Mensa, 2021).....	168
Figura 7.37 - Mappa raster di V_max (Crobu, 2018).....	169
Figura 7.38 - Mappa raster di V_max (Mensa, 2021).....	169
Figura 7.39 - Mappa raster di Ph_mean (Crobu, 2018).....	170
Figura 7.40 - Mappa raster di Ph_mean (Mensa, 2021).....	170
Figura 7.41 - Mappa raster di Ph_95CI (Crobu, 2018).....	171
Figura 7.42 - Mappa raster di Ph_95CI (Mensa, 2021).....	171
Figura 7.43 - Mappa raster di Nr_deposited (Crobu, 2018).....	172
Figura 7.44 - Mappa raster di Nr_deposited (Mensa, 2021).....	172
Figura 8.1 – Estratto capitolato ANAS.....	177
Figura 8.2 – Significato di number of spans (44).....	181
Figura 8.3 – Grafico per la valutazione della probabilità di failure (44).....	182
Figura 8.4 - Area invasa di maggiori dimensioni.....	189
Figura 8.5 – Esempio di funzionamento del calcolatore raster.....	191
Figura 8.6 - Assegnazione di vulnerabilità proporzionate.....	192
Figura 9.1 – Carta di Vulnerabilità Fisica per TR 30 anni (0=nessun danno, 1=perdita totale dell'elemento).....	196
Figura 9.2 - Carta di Vulnerabilità Sociale per TR 30 anni (0=nessun danno, 1=perdita totale dell'elemento).....	196
Figura 9.3 - Carta di Danno Fisico per TR 30 anni (u.d.m. [-]: $D=W \times E \times V$ ).....	197

Figura 9.4 - Carta di Danno Sociale per TR 30 anni (u.d.m. [-]: $D=W \times E \times V$ ) .....	198
Figura 9.5 - Carta di Rischio Fisico per TR 30 anni (u.d.m. [%]: $R=D \times 10$ ) .....	199
Figura 9.6 - Carta di Rischio Sociale per TR 30 anni (u.d.m. [%]: $R=D \times 10$ ) .....	199
Figura 9.7 - Carta di Rischio Totale per TR 30 anni (u.d.m. [%]: $R=D \times 10$ ) .....	200
Figura 9.8 - Carta di Multi-Rischio Fisico per TR 30 anni (u.d.m. [%]: ottenuto da somma normalizzata a 100) .....	201
Figura 9.9 - Carta di Multi-Rischio Sociale per TR 30 anni (u.d.m. [%]: ottenuto da somma normalizzata a 100) .....	201
Figura 9.10 - Carta di Multi-Rischio Totale per TR 30 anni (u.d.m. [%]: ottenuto da somma normalizzata a 100) .....	202
Figura 10.1 - Confronto tra i raster del Rischio Totale (caduta massi, fisico e sociale) per i tre tempi di ritorno analizzati sull'abitato di Rassa (u.d.m. [%]) .....	206
Figura 10.2 - Confronto tra i raster del Rischio Totale (caduta massi, fisico e sociale) per i tre tempi di ritorno analizzati in prossimità dei curvoni di Dughera. (u.d.m. [%]) .....	207
Figura 10.3 - Confronto tra i raster del Multi-Rischio Totale (caduta massi e valanghe di neve, fisico e sociale) per i due tempi di ritorno analizzati sull'abitato di Rassa (u.d.m. [%]) .....	208
Figura 10.4 - Confronto tra i raster del Multi-Rischio Totale (caduta massi e valanghe di neve, fisico e sociale) per i due tempi di ritorno analizzati in prossimità dei curvoni di Dughera (u.d.m. [%]) .....	209
Figura 11.1 - Scheda tecnica guardrail .....	217
Figura 11.2 - Scheda di scelta del mezzo(43) .....	218
Figura 11.3 - scheda delle performance (43) .....	218

## Sommario delle Tabelle

Tabella 2.1 – Valori dei coefficienti di restituzione ricavati da analisi sperimentali (10).....	29
Tabella 2.2 - Valori dei coefficienti di Restituzione nelle due componenti, proposti da (11).....	29
Tabella 2.3 - Valori dei coefficienti di Restituzione nelle due componenti, proposti da (12).....	30
Tabella 2.4 – Correzione dei coefficienti di restituzione in base alla presenza/assenza di vegetazione.....	39
Tabella 5.1 – Scala di Varnes (1978), Cruden & Varnes (1994), Hungr (1981) – da (6).....	81
Tabella 5.2 – Correzione della classe di intensità in base alle velocità (6).....	81
Tabella 5.3 – Classificazione dell'intensità in base al danno atteso (6).....	81
Tabella 6.1 – Dati di input Rocscience Dips – Studio Tecnosesia, Anno 2006.....	103
Tabella 6.2 – Famiglie ottenute con i soli dati del 2006 – Rocscience Dips.....	104
Tabella 6.3 - Dati di input Rocscience Dips – Gennaio 2021.....	105
Tabella 6.4 - Dati di input Rocscience Dips – Maggio 2021.....	105
Tabella 6.5 - Famiglie ottenute con dati del 2006 e 2021 – Rocscience Dips.....	106
Tabella 6.6 – Scelta del parametro $\sigma_{ci}$ - (31).....	108
Tabella 6.7 – Parametri di resistenza per la roccia intatta – ottenuti mediante linearizzazione del criterio di H&B.....	109
Tabella 6.8 - Basic friction angles for different rocks (33).....	110
Tabella 6.9 - Typical range of friction angle - (34).....	110
Tabella 6.10 – Vincoli geometrici per lo sperone aggettante.....	112
Tabella 6.11 – Verifica condizioni di scivolamento planare.....	113
Tabella 6.12 – Aree calcolate secondo analisi geometrica multi-scenario.....	115
Tabella 6.13 – Volumi calcolati secondo analisi geometrica multi-scenario.....	115
Tabella 6.14 – Riepilogo tensioni medie sul giunto K1 per i vari scenari.....	117
Tabella 6.15 – Calcolo dell'angolo di resistenza di picco della discontinuità.....	118
Tabella 6.16 – Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative ( $L_n=6m$ ) ...	119
Tabella 6.17 – Parametri per il calcolo delle azioni R ed E nel problema idraulico.....	122
Tabella 6.18 – Calcolo del fattore di sicurezza globale per il Caso 2 (Pioggia lieve).....	122
Tabella 6.19 - Calcolo del fattore di sicurezza globale per il Caso 2 (Pioggia Intensa).....	123
Tabella 6.20 - Calcolo del fattore di sicurezza globale per il Caso 2 (Pioggia Intensa con bassa permeabilità).....	124
Tabella 6.21 – Valori dei parametri di scabrezza in base al soiltype.....	132
Tabella 6.22 – Censimento dei fusti aborei.....	136
Tabella 6.23 – Proporzione alberi censiti con area di riferimento.....	138
Tabella 6.24 – Blocchi di varie forme e diverse dimensioni rilevati in sito.....	139

Tabella 6.25 – Calcolo dei volumi potenzialmente instabili a partire dall’analisi geomeccanica	140
Tabella 7.1 – Valori in uscita dalle simulazioni – Statistiche sui valori più frequenti rispetto a ciascun collettore (FORMA PARALLELEPIPEDA) .....	165
Tabella 7.2 - Valori in uscita dalle simulazioni – Statistiche sui valori più frequenti rispetto a ciascun collettore (FORMA PIATTA) .....	165
Tabella 8.1 – Calcolo dell’Energia d’impatto per barriere tipo N2.....	177
Tabella 8.2 – Calcolo dei valori di velocità limite al variare di TR.....	178
Tabella 8.3 – Dati di Input per valutare la vulnerabilità fisica.....	182
Tabella 8.4 – Calcolo delle vulnerabilità al variare di TR.....	183
Tabella 8.5 – Calcolo dei valori di velocità limite per il ribaltamento delle auto .....	185
Tabella 8.6 – Valori degli elementi esposti al rischio.....	187
Tabella 8.7 – Esposizione degli elementi a rischio.....	188
Tabella 8.8 – Valori di Danno per gli elementi a rischio .....	191
Tabella 8.9 – Esempio di somme parziali e totali del rischio per operare la normalizzazione ....	194
Tabella 11.1 - Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=4m) ....	213
Tabella 11.2 – Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=4m) ...	213
Tabella 11.3 – Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=4m) ...	213
Tabella 11.4 – Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=4m) ...	214
Tabella 11.5 – Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=6m) ...	214
Tabella 11.6 – Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=6m) ...	214
Tabella 11.7 – Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=6m) ...	215
Tabella 11.8 – Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=6m) ...	215
Tabella 11.9 – Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=9m) ...	215
Tabella 11.10 – Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=9m).216	
Tabella 11.11 – Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=9m).216	
Tabella 11.12 - Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=9m)..216	

## ABSTRACT

The work carried out in the context of this thesis project consists in the analysis of the risk associated with rockfall on the slope that insists on the SP 82 of Valsesia, which unites the municipalities of Piode and Rassa (VC). In this area, Dr. Geol. Giovanni Cavagnino was commissioned to assess the feasibility of interventions against rockfall and snow avalanches; in addition, in the last chapter, a combination of rockfall risk with avalanche risk has been carried out, studied in parallel in a thesis project by colleague Dr. Eng. Stefano Vigna.

Modeling using three-dimensional software for rockfall (RockyFor3D) (1) and single and combined risk assessment are the two main parts of this project, and have been explained and discussed in the following chapters.

The total lack of historical information regarding the rockfall in the area of interest did not allow having starting data to estimate the probability of occurrence of the phenomenon, which was therefore studied as a forecast analysis on a slope scale; the volumes of departure and the relative return times have been hypothesized on the basis of testimonies from the inhabitants of Rassa (and some neighboring hamlets), by Studio Tecnosesia (in the persons of Dr. Cavagnino and his collaborators, expert connoisseurs of the area) and also by means of geomechanical analyzes on the rock discontinuities present on the slope.

The simulations carried out with the RockyFor3D software refer to events with return times of 1, 10 and 30 years.

With reference to the return times, it was not possible to take into account for the rockfall, all four of those analyzed for the Vigna avalanches (10, 30, 100 and 300 years) as the scenarios of 100 and 300 years would be not representative.

The outputs deriving from the RF3D hazard analysis were combined with the parameters deriving from the risk assessment to produce risk maps (rockfall only) and joint risk (rockfall + snow) maps; for the rockfall alone, 3 scenarios were considered (1, 10 and 30 years) while for the combined analysis only the 2 consistent with the avalanche case (10 and 30 years). The risk assessment method

that was chosen is the IMIRILAND (2) method, which made it possible to first obtain damage and then, after linear combination with the consequences of the event, a risk divided into four categories: physical, economic, social and environmental. The latter operation is carried out by assigning risk indices that will appear on the maps.

In the final part of the paper, conclusions on risk analyses were presented, with personal considerations on the work performed and on possible future developments that could be used for an in-depth study of the problems dealt with here.

Il lavoro di tesi proposto riguarda l'analisi del rischio indotto dagli eventi di caduta massi (o crolli in roccia) sul tratto di strada provinciale SP82 che collega i comuni di Piode e Rassa in Valsesia (VC) e la sua successiva combinazione con il rischio da valanghe di neve che insiste sullo stesso tratto stradale, studiato dal collega Dott. Stefano Vigna nel suo precedente lavoro di tesi (Marzo 2020).

Dal punto di vista geologico i versanti sono costituiti da micascisti eclogitici e gneiss quarzitici, mentre a ridosso del fiume (torrente Sorba) sono presenti depositi terrazzati alluvionali e detritici (3). In particolare, secondo gli studi di stabilità e ai rilievi svolti in quella zona dallo studio Tecnosesia, sono presenti metagranitoidi e gneiss.

Le poche informazioni disponibili derivano essenzialmente da due fonti:

- le *testimonianze locali*, che riportano come molto spesso ed in tutti i periodi dell'anno (non solo in seguito a forti temporali od a piccole valanghe) siano presenti in strada dei piccoli massi staccatisi dalle pareti subverticali che insistono sulla strada; si tratta di eventi con ricorrenza tri/semestrale (in questo lavoro lo scenario più frequente è quello annuale) che non hanno mai provocato danni a persone e/o cose, ma che però sono ricorrenti. Non sono state registrate chiusure della provinciale a causa della caduta massi in quanto, a valle degli episodi verificatisi, gli operai della Provincia di Vercelli hanno sempre provveduto a sgomberare il materiale di distacco con strumenti manuali (pale, scopettoni, ecc.).

- lo *studio Tecnosesia*, che negli anni ha condotto numerosi rilievi in sito su varie stazioni geomeccaniche, principalmente per valutare lo stato di fratturazione degli affioramenti rocciosi che insistono direttamente sulle banchine della carreggiata.

Il primo scopo della tesi sarà quello studiare in dettaglio il problema della caduta massi, valutando eventi con tempi di ritorno diversi (multi-scenario). In particolare, si analizzerà numericamente l'innesco e la propagazione dei potenziali eventi di caduta massi mediante l'utilizzo del software di simulazione

RockyFor3D (1) considerando appunto diversi scenari differenziati in base all'occorrenza temporale (30 anni, 10 anni, 1 anno).

I risultati ottenuti delle analisi di propagazione consentiranno di proseguire con la realizzazione di varie carte di rischio, una per ogni tempo di ritorno studiato. Le analisi di propagazione mediante software 3D forniranno lo studio approfondito della pericolosità al quale verrà affiancato e combinato un secondo studio approfondito per assegnare ad ogni elemento a rischio una propria vulnerabilità ed un valore. A tale fine si ricorrerà al metodo IMIRILAND (2), originariamente pensato per grandi frane, ma che negli anni è stato adattato anche per eventi di crolli in roccia. Coerentemente con il metodo, si distingueranno quattro categorie di rischio: fisico, sociale, economica e ambientale.

Il secondo scopo del presente lavoro è quello di combinare il rischio da crollo in roccia, con quello ottenuto da Vigna per quanto riguarda le valanghe di neve; a tal proposito, per portare a termine una analisi Multi-Rischio coerente, solo gli scenari con tempo di ritorno comune ad entrambi i fenomeni verranno combinati (10 e 30 anni).

In conclusione, sono state redatte le mappe di rischio e multirischio che consentiranno di individuare le aree maggiormente esposte, sulle quali poi si potrebbe intervenire con più rapidità per la mitigazione dei due rischi.

## Capitolo 2 FENOMENO DI CROLLO IN ROCCIA O CADUTA MASSI

Il crollo in roccia con conseguente caduta di massi è uno dei fenomeni franosi più violenti e pericolosi, viste le velocità ed energie in gioco, e la ripetitività degli eventi (4), (5). Il distacco di massi dal versante è perlopiù improvviso e interessa volumi di materiale compresi tra 0,01 e 10.000 m<sup>3</sup> circa. L'evoluzione del fenomeno può essere molto rapida con velocità dei blocchi fino a 30 m/s (circa 100 km/h); in genere i blocchi di piccole o medie dimensioni (fino a 0,5 m<sup>3</sup>) raggiungono le più alte velocità, mentre i massi più grandi (fino oltre 1 m<sup>3</sup>) raggiungono velocità più modeste (4).

Le frane da crollo possono coinvolgere volumi ingenti (anche milioni di m<sup>3</sup>) ma quando interessano volumi limitati (fino a 5-10 m<sup>3</sup>), si caratterizzano come eventi di caduta massi. Nei pendii suscettibili a caduta massi solitamente il fenomeno è frequente e ripetitivo e, osservando la loro superficie, si possono individuare le piste, ossia i percorsi preferenziali di movimento dei massi e anche eventuali zone di accumulo che possono dare informazioni sulle aree di passaggio a maggior frequenza.

L'origine dei crolli e dei distacchi degli elementi lapidei è da ricercarsi nell'assetto strutturale dell'ammasso, cioè nella rete di discontinuità che suddividono la roccia in elementi di varia forma e dimensione: la posizione del fronte, combinata all'orientazione delle famiglie di discontinuità, determina la possibilità di avere cinematismi di collasso del singolo blocco.

Il distacco avviene principalmente in zone molto ripide, al quale segue un moto verso valle per gravità, caratterizzato da una serie di cinematismi (scivolamento, rotolamento, roto-traslazione, rimbalzi, moto in aria) legati all'interazione con il versante. Il fenomeno si conclude con l'arresto del blocco, quando l'energia cinetica si esaurisce. La caduta massi è caratterizzata da elevati contenuti energetici che si traducono in possibili ingenti danni a cose e persone. Lo studio del fenomeno diventa quindi di fondamentale importanza nelle zone a ridosso dei centri abitati e di opere di interesse quali infrastrutture e monumenti.

## 2.1 Caratteristiche dell'analisi di caduta massi

L'analisi della propagazione dinamica della caduta massi nasce dallo scopo di caratterizzare quantitativamente il fenomeno e successivamente di effettuare analisi di rischio nell'ottica della produzione di carte di rischio e della progettazione di interventi di difesa utili alla mitigazione del rischio stesso. L'analisi di rischio è un approccio probabilistico sugli effetti del fenomeno in esame e risulta necessario definire i seguenti elementi per la sua trattazione (6):

- *Pericolosità H (Hazard)*: probabilità che un pericolo (qualunque evento in grado di causare un danno) si verifichi all'interno di una data area in un determinato tempo. Pertanto, si può capire che questa è una quantità dipendente da spazio e tempo.
- *Elementi a rischio (E)*: "tutti gli elementi esposti al rischio in una data area: persone, strutture ed infrastrutture, attività economiche e servizi pubblici".
- *Vulnerabilità degli elementi a rischio (V)*: grado di perdita atteso dagli elementi esposti al rischio, dovuto ad un fenomeno di intensità  $I$ ; il suo valore è solitamente compreso tra 0 (nessun danno) e 1 (perdita di vite umane o completa distruzione).

Dal prodotto di questi tre elementi, sarà possibile ottenere il valore del rischio atteso in una data area e in un dato tempo di riferimento.

Per quanto riguarda la pericolosità ( $H$ ), sarà necessaria un'accurata e approfondita analisi di propagazione del fenomeno, che inevitabilmente porterà a caratterizzare l'evento da un punto di vista fisico e geometrico. In merito a questi ultimi due aspetti, sarà di particolare interesse lo studio di due elementi:

- *Area di invasione*, intesa come insieme dei punti coperti dalle traiettorie di passaggio, ossia il percorso che possono seguire i massi una volta definiti i punti di distacco, fino ai punti di arresto. Le traiettorie sono di particolare interesse in quanto nel percorso possono essere presenti degli elementi a rischio (sentieri, strade, edifici) e quindi da queste informazioni è possibile definire degli interventi di protezione. I punti di arresto invece interessano per capire se nei diversi scenari il fenomeno può portare dei massi in

corrispondenza di edifici o strade più a valle del versante.

- *Intensità (velocità ed energia)* con la quale i massi transitano in una determinata zona (cella di riferimento) per definire la capacità di resistenza all'impatto di una eventuale opera di difesa, qualora le energie in gioco la rendessero necessaria.

Risulta quindi chiara la necessità di capire quali possono essere i metodi fisico-matematici più consoni alla determinazione delle traiettorie di passaggio e all'intensità dell'evento (energia, velocità nonché le forze in gioco) nella zona oggetto di studio: a tal proposito, si tratteranno le varie fasi del moto del blocco nel prossimo paragrafo.

## 2.2 Fasi del moto

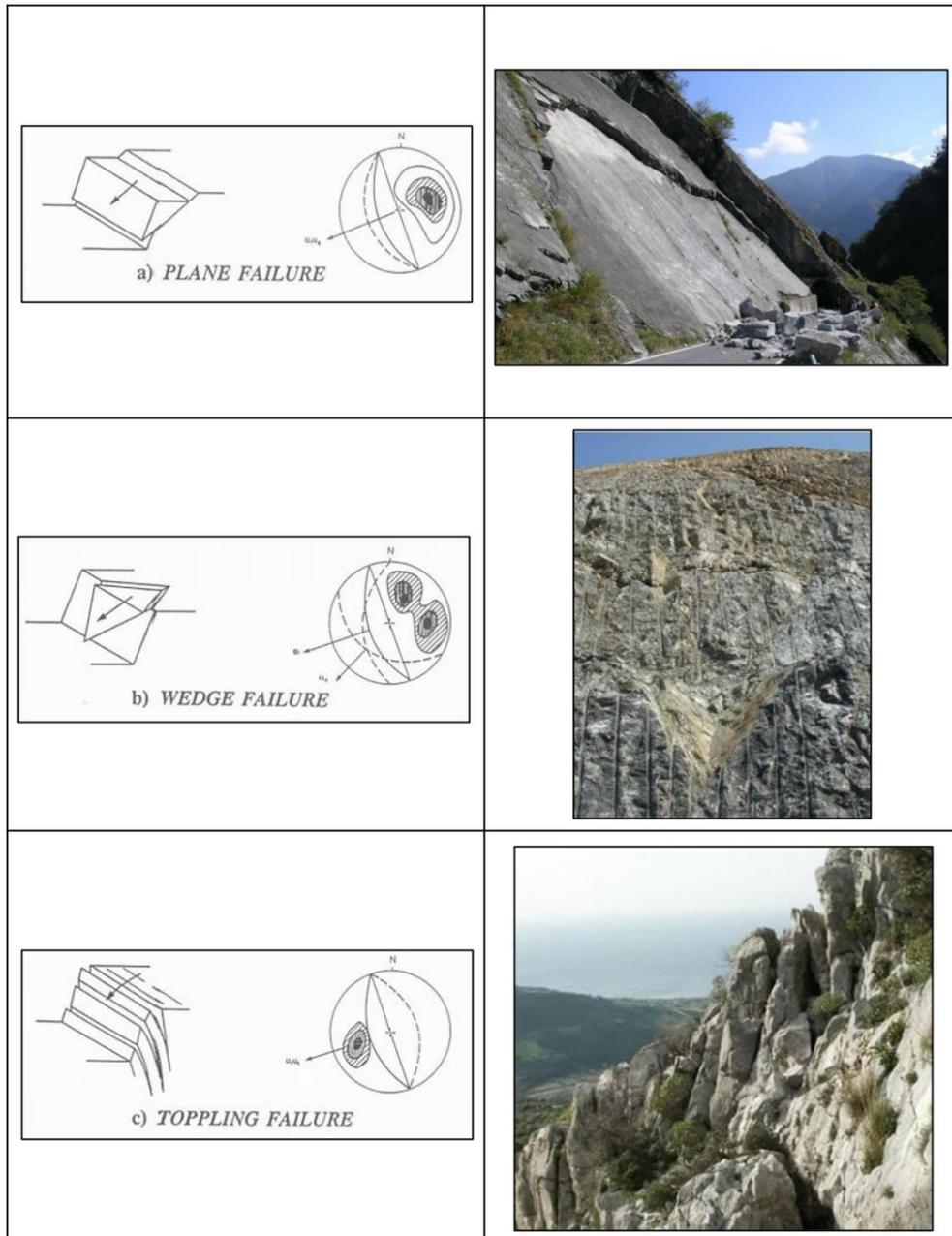
Per iniziare, occorre definire il fenomeno dal punto di vista dinamico, suddividendo le fasi che ne contraddistinguono l'evoluzione. Si possono evidenziare cinque fasi:

- 1) distacco del blocco dal versante;
- 2) moto del blocco in aria;
- 3) impatto del blocco sul versante;
- 4) moto del blocco lungo il versante;
- 5) arresto del blocco.

### 2.2.1 Distacco del blocco dal versante

I dati necessari alla trattazione di questa prima fase fanno riferimento alla fase di innesco del fenomeno e quindi non si sta ancora affrontando un problema cinematico/dinamico; si sta invece affrontando una parte preliminare nella quale è necessario studiare se ci possano essere le condizioni necessarie e sufficienti perché si verifichi un cinematismo di distacco dalla parete. Queste informazioni possono essere ricavate dall'analisi strutturale dell'ammasso roccioso in termini di giaciture delle discontinuità: dovrà esistere la possibilità geometrica di distacco, ovvero le principali famiglie di discontinuità dovranno assumere

orientamenti, reciproci e rispetto al fronte del versante, tali da permettere il cinematismo di distacco. Si rende quindi necessaria un'analisi cinematica preliminare all'analisi di stabilità di versante; i principali cinematismi possono essere lo scivolamento planare, lo scivolamento a cuneo e il ribaltamento (Figura 2.1). Quest'analisi permette di risalire sia alla posizione delle possibili nicchie/aree di distacco, sia alla geometria del blocco schematizzabile con forma e volume (si veda il Capitolo 6.5.6).



**Figura 2.1 - Tipologie di distacco da parete rocciosa: (a) Scivolamento planare dovuto a discontinuità a franapoggio; (b) Scivolamento tridimensionale di un cuneo di roccia, con giaciture a franapoggio; (c) Possibile cinematismo di robalamento (Toppling) - (7)**

La geometria (forma, volume), è affetta da grandi incertezze principalmente spaziali (a seconda della nicchia, esposizione, giacitura, ecc..) e occorre quindi far riferimento a metodi stocastici che tengano conto sia della variabilità intrinseca dei parametri sia della scarsa conoscenza della stessa, relativamente all'accuratezza dei rilievi in campo. Il fenomeno di caduta massi è esso stesso caratterizzato da un'elevata aleatorietà intrinseca, ovvero non è un fenomeno meramente deterministico, ma è legato ad una probabilità di accadimento. Di conseguenza la combinazione delle due aliquote di aleatorietà, fa sì che la caduta massi sia un fenomeno che va necessariamente studiato e analizzato da un punto di vista probabilistico e non deterministico.

In genere il distacco non avviene puntualmente, ma può avvenire da più zone, non necessariamente in maniera simultanea, il che rende questa fase altamente variabile. Ciò si riflette anche sulla velocità iniziale, in quanto non conoscendo il punto esatto di distacco non è possibile definirne a priori intensità e direzione in modo deterministico.

A tal proposito, un altro elemento fondamentale nella fase di distacco è proprio la velocità iniziale (intensità e direzione) del blocco; si può dire che essa dipenda strettamente dalla causa del distacco, che è risultata essere di molteplice matrice: può essere di natura idraulica (spinte idrauliche dovute alle acque meteoriche o di falda che si infiltrano nelle discontinuità) o meccanica (sisma, spinta di espansione dovuta al processo di crescita delle radici della vegetazione all'interno della discontinuità, cicli di gelo e disgelo).

### 2.2.2 Moto del blocco in aria

A distacco avvenuto il blocco perde il contatto con il pendio e si muove in aria seguendo delle traiettorie descritte da una legge parabolica. Le traiettorie percorse dai blocchi vengono individuate a priori valutando quelle più probabili, tenendo conto:

- della posizione geometrica delle zone da cui possono verificarsi i distacchi;
- della topografia (2D o 3D a seconda del software);
- della morfologia del sito.

Alla traiettoria, cioè la posizione nello spazio e nel tempo del blocco, è associata la

velocità del blocco in ogni suo punto. Una volta nota la velocità iniziale la traiettoria è un'informazione che si riesce a calcolare con buona approssimazione, applicando le classiche leggi della dinamica (del punto se si considera un blocco puntiforme, del corpo rigido se invece si considera la geometria dell'elemento) e trascurando l'effetto dell'attrito del blocco con l'aria. Inoltre, se l'analisi venisse effettuata considerando il blocco come puntiforme, l'unica velocità iniziale da considerare sarebbe quella traslazionale; al contrario, sarebbe necessario conoscere anche quella rotazionale.

Ogni qualvolta il blocco si muove in aria il cinematismo può essere di due tipi:

- a) **a gittata**, quando il blocco possiede una velocità iniziale diversa da zero;
- b) **di caduta libera**, quando la velocità iniziale è nulla e sul blocco agisce solo la gravità.

Nella trattazione si considera un approccio bidimensionale, pertanto, posizione e velocità iniziale saranno dipendenti dalle due coordinate spaziali oltre che intrinsecamente dal tempo; grazie all'equazione (2. 1) è possibile conoscere la posizione del blocco in ogni istante di tempo  $t$  e in questo modo si ricostruisce la sua traiettoria.

Nel caso di **caduta a gittata** (vedi Figura 2.2) la velocità iniziale possiede entrambe le componenti diverse da zero e la traiettoria è una parabola. Le condizioni iniziali sono:

- $P_0(x_0, y_0)$  Posizione Inziale
- $v_0(v_{x0}, v_{y0})$  Velocità iniziale

Mentre il sistema di equazioni risolventi che forniranno la traiettoria, farà riferimento ad un moto uniformemente accelerato ed è rappresentato nel sistema (2. 1)

$$\begin{cases} x = v_{0x} * t + x_0 \\ y = \frac{1}{2} g t^2 + v_{0y} * t + y_0 \end{cases} \quad (2. 1)$$

Dove  $g=9,81$  è l'accelerazione di gravità [ $m/s^2$ ] e  $t$  il generico istante di tempo [s].

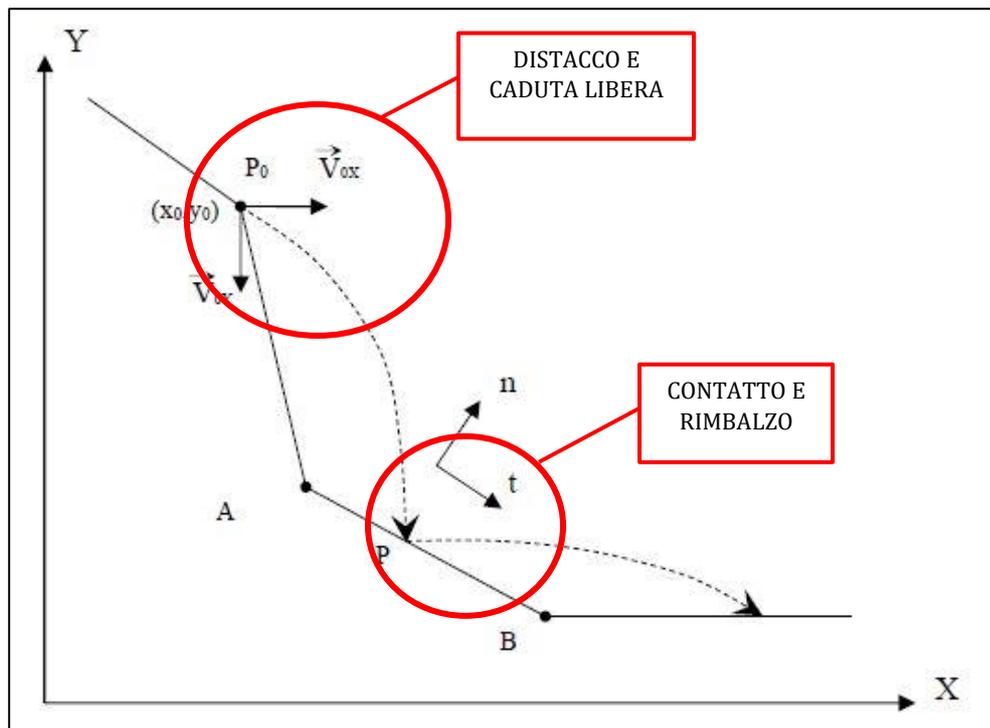


Figura 2.2 - Traiettoria del blocco in caduta libera e rimbalzo - (modificato da (4))

Imponendo i valori iniziali sopra riportati, (che negli step successivi sono rappresentati dalla velocità di uscita dopo l'impatto e dalle coordinate dell'impatto) risolvendo il sistema (2. 2) è possibile calcolare le generiche coordinate di impatto con il versante  $P(x_p, y_p)$ , appartenenti al segmento AB rappresentante una porzione di profilo (vedi Figura 2.2), le cui coordinate estreme valgono  $A(x_1, y_1)$  e  $B(x_2, y_2)$  e corrispondono all'intersezione tra la parabola che rappresenta il moto in caduta libera, ed il segmento AB che risulta inclinato rispetto al sistema di riferimento fissato (2. 2).

$$\begin{cases} y = -\frac{1}{2}g \frac{(x - x_0)^2}{v_{0x}^2} + v_{0y} \frac{(x - x_0)}{v_{0x}} + y_0 \\ \frac{y - y_1}{y_2 - y_1} = \frac{x - x_1}{x_2 - x_1} \end{cases}$$

(2. 2)

Nel caso di **caduta libera** il blocco ha velocità iniziale nulla ed è soggetto esclusivamente all'azione della gravità. Si trascura l'effetto dell'attrito con l'aria e il sistema risolvente è il medesimo esposto per la caduta a gittata (sistema (2. 1), ma nel quale la componente orizzontale della velocità iniziale  $V_{0x}$  è posta pari a zero. Infatti, in tale tipo di moto il distacco avviene solo ed esclusivamente per effetto della gravità, che ha componente orizzontale nulla.

### 2.2.3 Impatto del blocco sul versante

Nella fase di interazione blocco-pendio, i seguenti aspetti hanno fondamentale importanza:

- peso, forma e geometria del blocco
- topografia del versante (2D o 3D a seconda del software)
- tipologia e caratteristiche meccaniche dei materiali costituenti il pendio

Quando il moto in aria del blocco termina, esso entra a contatto con il versante. Tale fenomeno è assimilabile ad un impulso poiché il blocco è dotato di velocità e si è mosso fino a quel punto secondo una legge di moto uniformemente accelerato. I software di calcolo effettuano sistematicamente la risoluzione del sistema tra le equazioni delle traiettorie in aria e le equazioni dei segmenti secondo i quali è discretizzato il versante (oppure le equazioni matematiche che rappresentano la superficie topografica in 3D). Il sistema che fornirà una soluzione reale restituirà automaticamente le coordinate di impatto con il versante.

Nell'istante in cui il blocco impatta contro il versante, le forze esterne agenti (attrito, gravità ecc..) sono trascurabili rispetto alle forze interne, che agiscono senza modificare la quantità di moto del sistema: si può quindi dire che sono verificate le ipotesi del principio di conservazione della quantità di moto e dell'energia totale durante l'impatto (7).

Gli urti sono classificati in elastico e anelastico, a seconda che si conservi o meno l'energia cinetica. È inoltre possibile definire le due condizioni limite:

- 1) urto elastico: trasformazione dell'energia cinetica in energia elastica di deformazione e successiva trasformazione da energia elastica di deformazione in energia cinetica, senza alcuna perdita di energia;
- 2) urto anelastico: completa trasformazione dell'energia cinetica in energia di deformazione plastica, senza ulteriori trasformazioni (in questo caso il blocco, a seguito dell'impatto, rimane conficcato nel terreno).

Nella realtà, gli urti non sono mai perfettamente elastici o perfettamente anelastici, infatti in funzione della variazione dell'energia cinetica del blocco, l'impatto può essere definito come anelastico o elastico. L'impatto è comunque un fenomeno superficiale, e come tale interessa solitamente i primi due metri di

profondità; pertanto, per studiarne l'evoluzione è sufficiente conoscere il tipo di copertura del suolo e le relative caratteristiche di scabrezza e deformabilità. Tali informazioni sono molto difficili da determinare (sarebbero necessari rilievi in campo a grande scala, che, oltre che antieconomici, potrebbero essere non effettuabili) e anche affette da incertezze; vengono ricavate sperimentalmente da prove in sito, tenendo conto di un comportamento medio e non puntuale, quale è la natura del rilievo. Inoltre, la copertura del versante è soggetta a variazioni stagionali, che devono essere tenute in conto, in quanto a differenti tipologie di copertura corrispondono differenti risposte all'impatto del blocco.

A fronte di queste grandi incertezze, per descrivere in modo completo la dinamica dell'impatto con il versante, sono stati introdotti i *coefficienti di restituzione*. Questi coefficienti descrivono la variazione di velocità dei due corpi in collisione come il rapporto tra la velocità in uscita e la velocità in ingresso (ovvero rapporto tra velocità dopo il rimbalzo e velocità prima dell'impatto) del blocco, generalmente inferiore all'unità a causa della dissipazione energetica subita. In questo modo si riassumono in maniera molto semplice i rapporti esistenti tra le caratteristiche meccaniche del blocco e della copertura del versante, fornendo una misura della dissipazione energetica dovuta all'impatto, senza entrare in merito al tipo di processo deformativo.

Definite  $v'_1$  la velocità dopo il rimbalzo e  $v_1$  la velocità prima dell'impatto, il coefficiente di restituzione  $R$  è determinato come nell' Equazione (2. 3 ):

$$R = \frac{v'_1}{v_1}$$

(2. 3 )

I valori dei coefficienti di restituzione sono ricavati da prove sperimentali in situ e da osservazione di casi reali (calibrati mediante back analysis), e sono tabulati in funzione del tipo di copertura del versante.

Sostanzialmente, una volta assegnati i diversi coefficienti di restituzione in funzione della copertura del tratto di versante, il software applica in automatico la riduzione di velocità al blocco in base punto in cui avviene l'impatto.

Il valore del coefficiente di restituzione è compreso tra 0 (tutta l'energia viene dissipata nella deformazione anelastica del versante e il blocco si arresta (acqua, fango o terreni molto deformabili ecc.) e 1 (l'impatto è completamente elastico). Il range di variazione è solitamente compreso tra 0,28 e 0,90 (1).

In seguito ad una serie di sperimentazioni, si è arrivati alla conclusione che il coefficiente di restituzione non può essere considerato come un'aliquota unica, ma occorre suddividerlo nella componente normale e tangenziale alla superficie di impatto, in quanto risulta che la componente tangenziale è circa il doppio di quella normale (8). Questa suddivisione è legata alla differente natura dei fenomeni che influiscono sulla riduzione delle due componenti di velocità: per la componente normale è predominante la riduzione a causa della deformazione plastica del versante mentre per la componente tangenziale prevale l'attrito con il pendio. In questo modo si rende meno articolata la taratura dei coefficienti di restituzione, definiti nelle Equazioni (2. 4) e (2. 5):

$$R_n = \frac{v'_{1n}}{v_{1n}} \tag{2. 4}$$

$$R_t = \frac{v'_{1t}}{v_{1t}} \tag{2. 5}$$

Vista la grande difficoltà nella stima dei suddetti coefficienti, è possibile sfruttare quelli disponibili in letteratura, nelle tabelle proposte da (10),(11) e (12) nelle Tabelle Tabella 2.1, Tabella 2.2 e Tabella 2.3. Tuttavia, è solitamente preferibile ricavare i coefficienti di restituzione tarandoli sulla base dei dati, qualora disponibili, di casi avvenuti in passato nel sito in esame (back analysis). Si considera come affidabile la riproduzione dell'evento quando il risultato dell'analisi in termini di traiettoria, velocità, punti di arresto ed energia cinetica approssima all'80% ciò che è stato effettivamente osservato.

<i>Riferimento bibliografico</i>	<i>R [-]</i>	<i>Rn [-]</i>	<i>Rt [-]</i>	<i>Descrizione delle caratteristiche del pendio</i>
Habib	0.75 – 0.80 0.50 – 0.60			su più pendii in Italia su più pendii in Norvegia
Diescoeudres & Zimmermann	0.40 0.85			roccia affiorante
Piteau & Clayton		0.9 – 0.8 0.8 – 0.5 0.5 – 0.4 0.4 – 0.2	0.75 – 0.65 0.65 – 0.45 0.45 – 0.35 0.3 – 0.2	roccia affiorante detrito e roccia affiorante detrito compatto e roccia vegetazione
Hoek (rapporto non pubblicato per i Departements of Transportation in USA, 1987)		0.53 0.40 0.35 0.32 0.32 0.30	0.99 0.90 0.85 0.82 0.80 0.80	substrato roccioso pavimentazione stradale roccia affiorante detrito detrito e vegetazione terreno con poca vegetazione

*Tabella 2.1 - Valori dei coefficienti di restituzione ricavati da analisi sperimentali (10)*

<i>Descrizione delle caratteristiche del pendio.</i>	<i>Rn [-]</i>	<i>Rt [-]</i>
Superfici lisce di materiale resistente come pavimentazione stradale o superficie rocciosa.	0.87 – 0.92	0.37 – 0.42
Prevalenza di substrato roccioso intatto con blocchi isolati.	0.83 – 0.87	0.33 – 0.37
Detrito costituito da grandi blocchi con scarsa vegetazione affiorante.	0.82 – 0.85	0.30 – 0.33
Detrito ricoperto da abbondante vegetazione e terreno scarsamente vegetato.	0.80 – 0.83	0.28 – 0.30
Pendio in terra	0.78 – 0.82	- -

*Tabella 2.2 - Valori dei coefficienti di Restituzione nelle due componenti, proposti da (11)*

Materiale	Rn [-]	Rt [-]
Materiale duro di superficie	0,37 - 0,42	0,87 - 0,92
Bedrock o blocchi con poco terreno o vegetazione	0,33 - 0,37	0,83 - 0,87
Pendio con poca vegetazione	0,30 - 0,33	0,83 - 0,87
Pendio con vegetazione	0,30 - 0,33	0,80 - 0,83
Terreno soffice con poca vegetazione	0,28 - 0,32	0,80 - 0,83
Pendio ricoperto da terreno e vegetazione	0,28 - 0,32	0,78 - 0,82
Parete di calcare	0,315	0,712
Breccia di calcare coperta parzialmente da vegetazione	0,303	0,615
Blocchi di calcare dolomitico su superfici rocciose o depositi ghiaiosi	0,20	0,53

*Tabella 2.3 - Valori dei coefficienti di Restituzione nelle due componenti, proposti da (12)*

#### 2.2.4 Moto del blocco lungo il versante (post-Impatto)

Per lo studio post-impatto, si possono presentare diverse situazioni in funzione dell'energia residua del blocco (e quindi, parallelamente, da quanta energia viene dissipata nell'impatto):

- Rimbalzo;
- scivolamento;
- rotolamento;
- frantumazione del blocco.

La previsione del tipo di cinematismo è affetta da elevate incertezze, poiché è difficile prevedere esattamente cosa incontrerà il blocco lungo la pista e quindi solitamente i software di calcolo simulano il fenomeno come una serie di moti in aria e di rimbalzi, trascurando gli altri fenomeni di interazione.

Oltre a tenere conto della copertura del suolo e quindi i relativi coefficienti di

restituzione e della velocità del blocco (derivante dalla sua energia), è necessario notare che anche l'inclinazione tra la direzione del vettore velocità dopo l'impatto e il profilo del versante ( $\beta_r$ ) e la pendenza locale del versante stesso ( $\beta_c$ ), (Figura 2.3), giocano un ruolo fondamentale nell'evoluzione del moto.

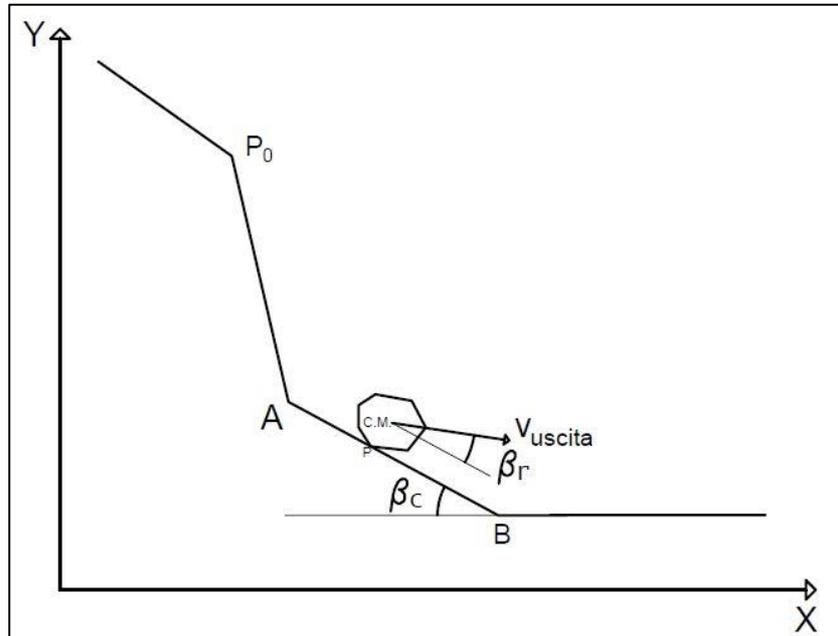


Figura 2.3 - ( $\beta_r$ ) inclinazione tra direzione del vettore velocità in uscita ed il versante; ( $\beta_c$ ) inclinazione tra pendio e piede - (Mensa, 2021)

Se l'angolo  $\beta_c$  è abbastanza grande (ogni software di calcolo adotta un valore soglia diverso) il blocco rimbalza e nello step successivo si analizza il cinematico in termini di energia residua, con l'applicazione dei coefficienti di restituzione. Invece se il valore dell'angolo è al di sotto di una certa soglia, il blocco non avrà più energia sufficiente per effettuare un rimbalzo e quindi inizierà un moto lungo il versante che può essere di scivolamento, di rotolamento o di rototraslazione. E questa è l'idea di evoluzione del moto secondo un criterio **geometrico**.

Generalmente, però, il criterio di scelta del tipo di moto è legato ai valori assunti dalle componenti traslazionale e rotazionale della velocità:

- Il moto di *scivolamento* è caratterizzato da una velocità angolare del blocco nulla e velocità di traslazione dipendente dal coefficiente di attrito dinamico e dall'inclinazione del piano.

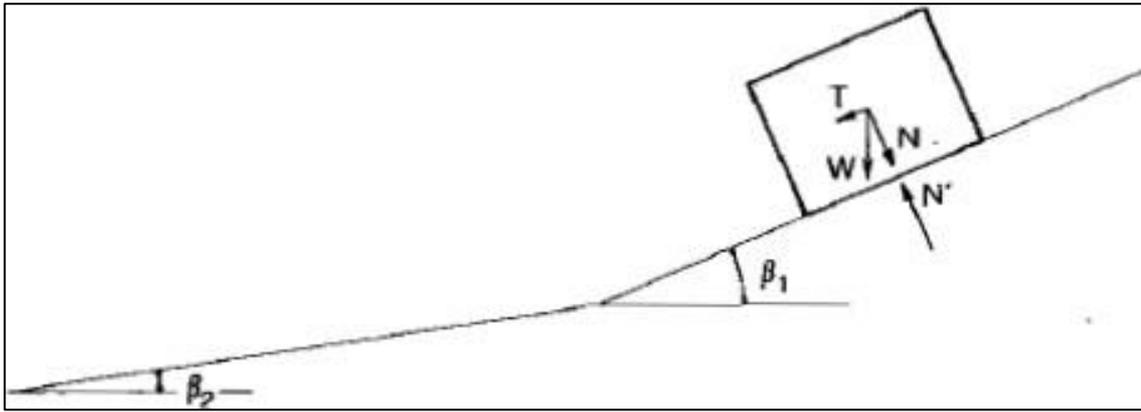


Figura 2.4 - Modello dello Sliding rock block model (da (4))

L'approccio geomeccanico più semplice è quello dello **sliding rock block model** (Pariseau e Voight, 1979) (Figura 2.4). Secondo il suddetto modello l'accelerazione del blocco che sta scivolando sul piano inclinato è pari a:

$$a = g * (\sin\beta - \cos\beta * \tan\delta_{sl}) \quad (2.6)$$

In cui  $\mathbf{a}$  è l'accelerazione tangenziale del blocco,  $\mathbf{g}$  è l'accelerazione di gravità,  $\delta_{sl}$  è l'angolo di attrito dinamico allo scivolamento e  $\beta$  è l'inclinazione del piano. Mentre le velocità tangenziali in funzione dei tempi e dei percorsi sono rispettivamente riportate nelle Equazioni (2.7) e (2.8):

$$v = v_0 + g * t * (\sin\beta - \cos\beta * \tan\delta_{sl}) \quad (2.7)$$

$$v = \sqrt{v_0^2 + 2g * s * (\sin\beta - \cos\beta * \tan\delta_{sl})} \quad (2.8)$$

dove  $\mathbf{v}$ , è la velocità lineare al tempo  $t$  e alla distanza percorsa  $s$ ;  $\mathbf{v}_0$  è la velocità iniziale. Da queste equazioni è possibile osservare che il moto è uniformemente accelerato con incrementi e decrementi di velocità quando rispettivamente si ha  $\delta_{sl} < \beta$  e  $\delta_{sl} > \beta$ . Nel caso particolare in cui  $\delta_{sl} = \beta$  il moto non è accelerato.

- Il *rotolamento* risulta predominante rispetto agli altri, il blocco inizia ad incrementare la propria velocità angolare e ad a ridurre la velocità di traslazione. Il modello utilizzato per ricavare la velocità  $v$  deriva dalla cinematica rotazionale del corpo rigido (4), ed ipotizzando il rotolamento di una sfera piena equivalente si ottiene:

$$v = \sqrt{\left(v_0^2 + \frac{10}{7} * g * s * (\tan\beta - \tan\delta_{sl}) * \cos\beta\right)}$$

Mentre ipotizzando un cilindro pieno equivalente, la relazione diventa:

$$v = \sqrt{\left(v_0^2 + \frac{4}{3} * g * s * (\tan\beta - \tan\delta_{sl}) * \cos\beta\right)}$$

(2.10)

- La *rototraslazione*, infine, può essere considerata come la combinazione dei due moti visti precedentemente; per stabilire la velocità del blocco che percorre un tratto rettilineo di pendio, tra le diverse formule su base empirica, si ritiene particolarmente significativa la formula di Hoek (1987), che si può apprezzare nell'

$$v = \sqrt{(v_0^2 + 2 * g * s * K)}$$

(2.11)

Dove  $v_0$  è la velocità iniziale di discesa,  $s$  la distanza percorsa,  $g$  l'accelerazione di gravità e  $K$  è una costante la quale può essere approssimata considerando il seno dell'angolo rappresentante la pendenza del versante. Quest'ultimo parametro, oltre che dalla geometria del versante, dipende anche dalla resistenza di attrito del materiale. La relazione di Hoek non prende in considerazione la dimensione e la forma propria del blocco, quindi è possibile usare questa formula, presupponendo che queste non influenzino il moto di rotolamento e scivolamento. Questa è una semplificazione accettabile, in quanto risulta difficile definire all'interno di una modellazione l'esatta forma del blocco, la quale, come precedentemente detto, può variare durante l'azione dinamica per effetto degli urti che causano la rottura oppure il semplice smussamento degli spigoli.

Nel caso del moto di scivolamento, il blocco si muove più velocemente, ma a causa dell'elevata dissipazione energetica si arresta prima rispetto al caso di rotolamento; il moto di rototraslazione prevede infine delle distanze di arresto intermedie rispetto ai precedenti. Ultimo, ma non meno importante, è il fenomeno di frantumazione del blocco. Qualora il blocco impatti con un materiale di resistenza pari o superiore, potrebbe frantumarsi, ossia suddividersi in frammenti di varie dimensioni e differenti velocità e direzioni di rimbalzo, che si riflettono in nuove possibili traiettorie.

### 2.2.5 Arresto del blocco

La fase terminale del fenomeno di caduta massi è proprio l'arresto del blocco che è funzione di molti parametri:

- forma, volume e massa del blocco, che si legano principalmente ai fenomeni di dissipazione energetica;
- velocità del blocco, legata essenzialmente all'energia accumulata dal blocco lungo il versante e che ne determina la distanza percorsa (a parità di condizioni al contorno, una volumetria maggiore si traduce in maggiori distanze);
- la scabrezza, che influisce sulla dissipazione energetica da impatto modificando la velocità in uscita del blocco e il tipo di cinematismo a valle;
- pendenza del versante, che agisce sulla velocità acquisita dal blocco e quindi sull'energia cinetica immagazzinata;
- caratteristiche meccaniche della copertura del versante, che si legano all'energia dissipata per deformazione dello stesso;
- presenza di vegetazione, che devia, rallenta e talvolta può anche arrestare il blocco;
- presenza di ostacoli al moto, quali opere antropiche (opere di difesa, edifici) o naturali e tali da impedire l'avanzamento del blocco (blocchi di grandi dimensioni arrestatisi in fenomeni passati, specchi d'acqua, alberi).

In termini analitici il blocco può essere considerato fermo quando la velocità si assesta al di sotto di un certo valore soglia che può essere fissato nei diversi software di calcolo.

### 2.3 Effetto di forma ed effetto di volume

I rapporti tra la forma e il volume del blocco, e tra forma e volume dell'elemento rappresentativo del versante, sono di fondamentale importanza nello sviluppo della propagazione (run-out). Queste caratteristiche reciproche non modificano solo la tipologia di contatto blocco-versante, ma anche le dissipazioni energetiche ed i cinematismi post-impatto. Nel seguito vengono esposti i principali elementi caratteristici di tale interazione.

### 2.3.1 Effetti del volume

La perdita di energetica a post-impatto è strettamente legata al volume del blocco. A parità di massa, infatti, un differente volume provoca effetti diversi all'impatto con il versante (Figura 2.5):

- Se il volume del blocco è molto maggiore del volume rappresentativo dell'elemento del versante l'impatto è simile a quello che si avverrebbe in presenza di un terreno granulare, con forte dissipazione energetica per deformazione plastica del versante e per attrito;
- Se il volume del blocco è paragonabile al volume rappresentativo dell'elemento del versante l'impatto è simile a quello che avverrebbe tra roccia e roccia, quindi di tipo simil-elastico con possibile frantumazione del blocco e smussatura degli spigoli. La dispersione energetica per attrito e per deformazione è minore rispetto al caso precedente;
- Se il volume del blocco è molto minore del volume rappresentativo dell'elemento del versante, si ha elevata probabilità che il blocco possa arrestarsi in quel tratto.

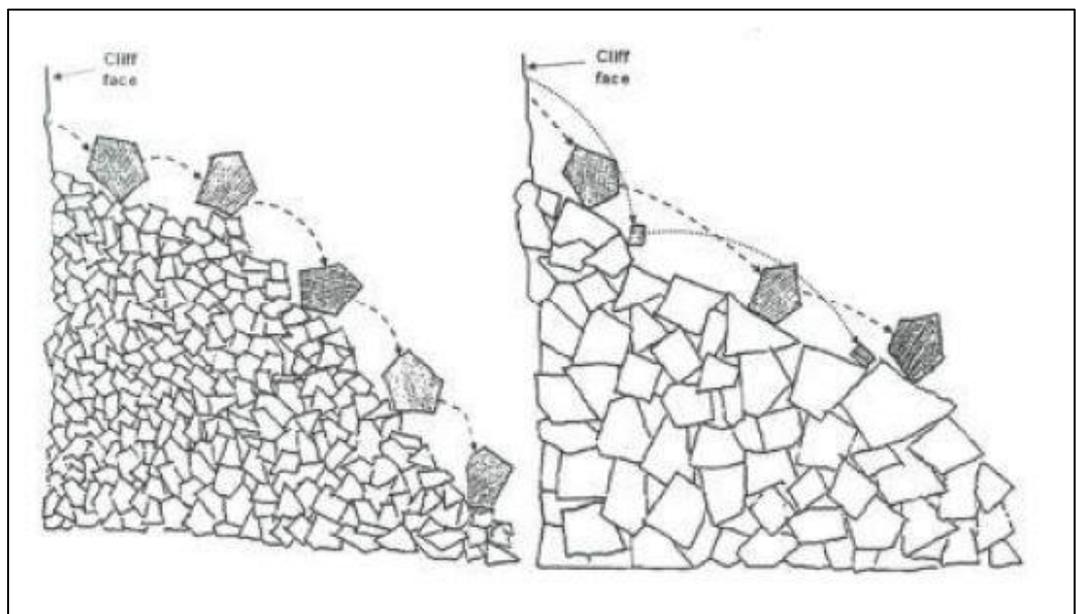


Figura 2.5 - Prorporzione tra REV del blocco e REV del versante (4)

### 2.3.2 Effetto della forma

La forma del blocco influisce sul tipo di impatto e sul cinematismo post impatto, in funzione anche di quale parte del blocco (spigolo-spigolo, spigolo piano, piano-piano) impatta il versante. Ad esempio, ci si aspetta un rotolamento da parte di una sfera e una traslazione da parte di una lastra. Infatti, le irregolarità del blocco interagiscono con quelle della superficie del versante modificando il numero e l'altezza dei rimbalzi (una maggiore scabrezza del versante aumenta il numero e l'altezza dei rimbalzi) e l'energia e la velocità dopo l'impatto (una scabrezza maggiore riduce maggiormente l'energia e la velocità del blocco). Risulterà fondamentale definire la forma del blocco e la scabrezza del versante, che dovrà essere definita lungo il versante per almeno una lunghezza pari al raggio del blocco di progetto. In sostanza l'irregolarità nella forma del blocco, nei confronti degli effetti sul cinematismo della caduta massi, ha ruolo simile a quello della scabrezza del versante. Ovviamente non sarà possibile determinare a priori la variabilità nella forma, infatti verrà settata una forma particolare dando le 3 dimensioni necessarie a calcolare un volume predefinito.

Fondamentalmente il problema risiede nel fatto che considerando la forma del blocco non si conosce comunque a priori la sua evoluzione nel corso del fenomeno (frantumazione, smussatura degli spigoli). Esistono delle formulazioni empiriche proposte da (11) che permettono di tenere conto del volume del blocco riducendo il coefficiente di restituzione normale (nei metodi *lumped mass*, vedi Capitolo 3.1.3):

$$R_n = R_{n_{iniziale}} * \frac{1}{1 + \left(\frac{m}{C}\right)^2}$$

(2.12)

Dove:

- $m$  = massa del blocco [kg]
- $C=1000$  [kg] costante derivata empiricamente.

Sostanzialmente l'Equazione (2.12) mette in evidenza che un blocco di massa elevata (quindi di volume elevato) perderà più energia per deformazione e per

attrito nell'impatto rispetto ad un blocco di piccole dimensioni. Gli stessi autori (11) hanno proposto una modifica simile al coefficiente di restituzione normale, ma in termini di velocità, rispecchiando l'osservazione empirica che un blocco che impatta sul versante con una velocità elevata dissiperà più energia rispetto ad un blocco che impatta con una bassa velocità (Equazione (2. 13 )):

$$R_n = R_{n_{iniziale}} * \frac{1}{1 + \left(\frac{v_{pre-imp}}{k}\right)^2}$$

(2.13)

Dove:

- $V_{pre-impatto}$  = velocità del blocco prima dell'impatto sul versante [m/s]
- $k=9,144$  m/s, costante derivata empiricamente.

La forma del blocco governa quindi il moto dopo l'impatto, la traiettoria e il punto di arresto, poiché essa è fortemente correlata al tipo di contatto con il versante e quindi alla quantità di energia dissipata.

Anche se in alcuni casi è possibile ipotizzare la forma del blocco non si può dire a priori se tale forma rimarrà invariata durante il moto e quindi sono state proposte diverse soluzioni:

- Si trascura tale informazione;
- Si considera comunque la forma del blocco ma si ignora la sua variazione lungo il versante;
- Si tiene conto della forma del blocco facendo variare l'angolo di attrito di contatto con il versante da un valore nullo ad un valore tipico del contatto roccia-roccia.

### 2.3.3 Effetto della vegetazione

Negli ultimi anni, è stato possibile sviluppare ed eseguire algoritmi di calcolo che possano tenere conto in maniera quantitativa della presenza delle foreste lungo il versante; in particolare questo è stato reso possibile dall'introduzione di nuove

tecnologie per l'acquisizione di dati spaziali relativi al terreno. Uno di questi software è Rockyfor3D (1), che verrà descritto nel dettaglio nel Capitolo 4.1.

Le foreste, in termini di effetti sulla propagazione del fenomeno di caduta massi, hanno principalmente due effetti:

- 1) Gli strati che costituiscono (arboreo, arbustivo ed erbaceo) possono rallentare, deviare ed infine arrestare i blocchi riducendone il contenuto energetico. Inoltre, le radici hanno l'effetto di trattenere i blocchi, riducendone la probabilità di distacco (anche se questo non potrà essere tenuto in conto direttamente dalle impostazioni della GUI- Interfaccia Grafica).
- 2) Allo stesso tempo le radici di grossi alberi possono indurre azioni statiche sui blocchi, crescendo all'interno delle discontinuità dell'ammasso roccioso, ossia applicando delle pressioni che potrebbero portare ad una sorta di disgregazione naturale del blocco. Inoltre, le azioni statiche e dinamiche (neve, vento) sui tronchi vengono trasmesse alle radici che a loro volta esercitano delle azioni sfavorevoli sui blocchi potenzialmente instabili.

La "protezione" del pendio da parte della foresta nei confronti della propagazione si può suddividere in due tipologie:

- 1) **protezione attiva** se un elemento agisce sulla probabilità di accadimento di un particolare evento: quindi sulla probabilità di distacco per quanto riguarda la caduta massi. La protezione attiva è offerta dalla foresta grazie al sistema radicale che:
  - consolida i blocchi impedendone il distacco;
  - riduce il potere erosivo dell'acqua;
  - intercetta la circolazione generale dell'acqua in superficie e in profondità (acqua capillare);
- 2) **protezione passiva** se un elemento agisce sull'entità di una conseguenza dell'avvenimento: agisce quindi sull'entità dell'area di propagazione. La

protezione passiva è esplicata dai tronchi degli alberi che:

- deviano i blocchi;
- rallentano i blocchi;
- arrestano i blocchi.

A tal punto, il ruolo più importante è ricoperto sicuramente dalla **protezione passiva**, che fa sì che venga dissipata una grande quantità di energia dei blocchi, favorendo il contenimento dell'area di invasione e riducendo le distanze di arresto, nonché le altezze di passaggio. Un primo modo di tenere conto dell'effetto della vegetazione nella modellazione è quello di modificare i coefficienti di restituzione, ovvero di ridurli, in quanto l'effetto sulla propagazione è quello di ridurre l'energia cinetica dei blocchi. Diversi autori (10-12) hanno proposto la correzione dei coefficienti di restituzione normale e tangenziale riportata in Tabella 2.4:

Sito	Senza vegetazione		Con vegetazione	
	Rn [-]	Rt [-]	Rn [-]	Rt [-]
Media	0,26	0,70	0,36	0,77
Dev. Std.	0,09	0,12	0,13	0,10
Min	0,11	0,50	0,21	0,57
Max	0,41	0,95	0,68	0,96

*Tabella 2.4 - Correzione dei coefficienti di restituzione in base alla presenza/assenza di vegetazione.*

## Capitolo 3      METODI PER L'ANALISI DI PROPAGAZIONE

La parte principale dell'analisi del fenomeno di caduta massi è costituita dallo studio della propagazione; l'accuratezza di quest'ultima si riflette sulla capacità di interpretare correttamente il fenomeno. Più l'analisi si addentra nel dettaglio più è possibile risalire con precisione all'evoluzione della propagazione, garantendo, con un adeguato margine d'errore, di definire i possibili interventi atti a mitigarne gli effetti. L'utilizzo di modelli di simulazione sempre più complessi e rigorosi (molti parametri in gioco che possono descrivere la maggior parte degli eventi) fa sì che vi sia una introduzione di elevate incertezze legate alla natura aleatoria dei parametri stessi. Ciò implica la necessità di usare codici di calcolo che effettuano analisi di tipo stocastico, dove pertanto, le traiettorie sono calcolate mediante equazioni che utilizzano parametri estratti casualmente dalle distribuzioni di probabilità ad essi assegnati (la distribuzione di probabilità di un parametro ha una dispersione tanto maggiore quanto è maggiore l'incertezza sul valore misurato/stimato).

Negli ultimi anni molte aziende hanno sviluppato codici in grado di operare secondo le suddette modalità, una delle quali è l'azienda statunitense ecorisQ, che ha sviluppato appunto il software RockyFor3D (1) che verrà utilizzato per l'analisi di pericolosità nell'ambito di questo lavoro di tesi.

In generale però, per quanto riguarda la caduta massi, la principale distinzione tra i modelli disponibili può essere fatta tra:

- *Modelli cinematici*
  - *Modelli numerici*
  - *Modelli analitici*
- *Modelli GIS-based*

### 3.1 Modelli Cinematici

Secondo l'approccio cinematico, è possibile ricostruire l'evoluzione dinamica dell'evento basando i calcoli sulla risoluzione delle equazioni del moto in caduta, associando le caratteristiche e le proprietà dei blocchi a quelle tipiche del versante (9). Nell'ottica della futura progettazione di opere ed interventi di difesa, è preferibile adottare, tra i modelli disponibili, quelli che danno all'utente la possibilità di effettuare analisi con approccio probabilistico.

Ciò comporta che i parametri di input vengano assegnati con una distribuzione probabilistica attorno ad un valore medio e gli output sono rappresentati dalle più probabili traiettorie dei blocchi; in ogni punto, saranno dunque associati al blocco stesso dei valori di energia cinetica, velocità, altezza di rimbalzo e punti di invasione ed arresto. I modelli cinematici possono essere suddivisi principalmente in modelli numerici e modelli analitici.

#### 3.1.2 Modelli numerici

I modelli numerici suddividono il dominio di studio in un numero finito di elementi ognuno dei quali è caratterizzato da una forma e dalle proprietà geomeccaniche in riferimento alla porzione di versante rappresentata. Gli output del modello sono ottenuti analizzando l'interazione reciproca dei singoli elementi sotto l'azione delle forze esterne. Si possono individuare principalmente il *Distinct Element Method*, il *Discontinuous Deformation Analysis* e il *Finite Discrete Element Method*.

- a) *Discrete Element Method (DEM)*: il DEM sviluppato da (10), è un modello discontinuo in cui è possibile simulare la natura del fenomeno di caduta massi, governata dall'interazione tra i blocchi intatti e le discontinuità che li separano. Vengono quindi introdotte separatamente le caratteristiche di resistenza e di deformabilità dei blocchi e delle discontinuità, nonché le leggi di interazione. Questo permette, attraverso analisi che devono essere necessariamente di tipo stocastico, di prevedere sia le nicchie di distacco sia i fenomeni di separazione dei blocchi e di interazione con il versante durante la fase di propagazione.

- b) *Discontinuous Deformation Analysis (DDA)*: il modello DDA sviluppato da (11) si basa sulla ricostruzione a ritroso di un fenomeno (back analysis) risalendo alla configurazione di equilibrio dei blocchi tramite il calcolo di deformazioni e spostamenti, che sono considerate come incognite nella soluzione del problema. Il modello consente di simulare l'interazione dei blocchi all'interno dell'ammasso roccioso fratturato, risolvendo un sistema lineare di equazioni del moto, discretizzante secondo il metodo di Newmark, basate sul principio di minimizzazione dell'energia potenziale.
- c) *Finite Discrete Element Method (FDEM)*: il modello FDEM sviluppato da (12) è un modello combinato che consente di sfruttare i vantaggi offerti dai modelli FEM (Finite Element Method) e DEM (Discrete Element Method). A differenza dei modelli DEM, dove ogni blocco (elemento discreto) viene rappresentato da un'unica entità, nei modelli FDEM i blocchi sono ulteriormente discretizzati attraverso una mesh (tipica dei modelli FEM) in genere di forma triangolare e di densità variabile, in modo da poter fissare il livello di precisione con il quale si intende svolgere le simulazioni (una densità maggiore consente di calcolare i parametri con un passo di discretizzazione minore). Le discontinuità vengono ancora una volta modellate secondo il modello discontinuo del DEM, introducendo i parametri di deformabilità e i criteri di resistenza a seconda della tipologia di materiale. Con questo metodo è possibile simulare sia l'innescò della frattura sia la sua propagazione. L'analisi viene condotta risolvendo, con un opportuno passo temporale, l'equazione del moto di d'Alembert completa:

$$m\ddot{x} + k\dot{x} + cx = p$$

(3.1)

Con  $m$  massa dell'elemento,  $c$  viscosità del sistema,  $k$  rigidità del sistema,  $p$  forzante del sistema nell'intervallo  $\Delta t$  considerato mentre  $x$ ,  $\dot{x}$  e  $\ddot{x}$  rappresentano, rispettivamente la posizione, velocità e accelerazione dell'elemento.

### 3.1.3 Modelli analitici

Come si può intendere dal nome del metodo, i cosiddetti modelli analitici basano la loro forza sulla possibilità di descrivere il moto dei blocchi e le interazioni con il versante (8) risolvendo le equazioni della dinamica dei corpi rigidi. Per fare ciò sarà necessario introdurre dei parametri geomeccanici che caratterizzino massi e copertura di versante; ciò richiede che a monte della scelta venga fatta una taratura mediante back analysis. I processi di simulazione si basano quasi sempre su metodi stocastici, visto che sono i più adatti alla limitazione delle incertezze sui parametri e sull'evoluzione del fenomeno, con un numero più o meno elevato di simulazioni (dipende dal software e dalla scala di indagine), in modo da raggiungere la validità statistica dei risultati.

I suddetti modelli sono raggruppabili in tre principali categorie in base alle dimensioni spaziali che essi consentono di analizzare. Si può parlare di:

- Modelli Bidimensionali (2D)
- Modelli Quasi tridimensionali (quasi 3D)
- Modelli Tridimensionali (3D).

Inoltre, una seconda distinzione può essere fatta in base a come viene rappresentato il blocco di roccia nel modello:

- Modelli Lumped Mass
- Modelli Rigid Body
- Modelli Ibridi.

Si può operare una distinzione anche in base a come viene modellata l'interazione tra il blocco ed il versante (rimbalzo, scivolamento, rotolamento e rototraslazione).

### 3.1.3.1 Modelli cinematici dipendenti dalle dimensioni spaziali

#### a) Metodi Bidimensionali (2D)

Nei metodi 2D le traiettorie sono analizzate e simulate in un dominio bidimensionale, in maniera stocastica; si considera la sezione trasversale del versante ritenuta più critica (generalmente il profilo di massima pendenza) rappresentata da un asse verticale della quota e da un asse orizzontale riportante l'ascissa curvilinea. L'interazione con il versante viene simulata facendo riferimento ai coefficienti di restituzione normale e tangenziale, mentre le equazioni del moto sono quelle canoniche e già descritte nei paragrafi precedenti. Tutti i parametri adottati nelle simulazioni vengono assegnati con una variabilità e distribuzione legata al livello di dettaglio delle informazioni di cui si è in possesso, e dalla scala dell'analisi.

#### b) Metodi quasi tridimensionali (quasi 3D)

In questi metodi si individua dapprima il percorso in base al quale si definisce il profilo del versante, in ambiente GIS sfruttando i modelli digitali del terreno (DTM); successivamente tra tutte le traiettorie individuate viene scelta la più probabile o critica, sulla quale viene condotta un'analisi stocastica in un dominio 2D. Quindi, di fatto, si eseguono due analisi 2D separate: la prima individua il profilo in un dominio planimetrico, ad esempio valutando le isoipse; la seconda consiste in una vera e propria analisi del moto in 2D lungo il profilo stimato nella prima. Un algoritmo famoso è quello proposto da (9) denominato "*flow to the lowest neighbor*" riportato in Figura 3.1.

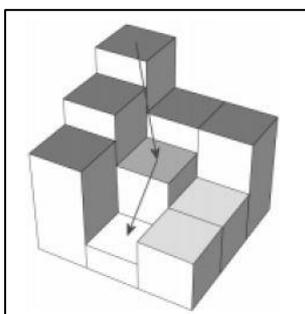


Figura 3.1 – Schema riassuntivo dell'algoritmo "*flow to the lowest neighbor*"(9)

c) *Metodi Tridimensionali (3D)*

Le traiettorie dei blocchi sono valutate in un dominio 3D (X, Y, Quota); ciò offre la possibilità di rappresentare in maniera più realistica il fenomeno, ma allo stesso tempo, incrementa il numero di parametri da definire, e ciò si traduce nell'introduzione di ulteriori incertezze e variabilità nella modellazione del fenomeno. Generalmente sono programmi implementati in GIS (*Geographic Information System* o sistema informativo geografico) e lavorano sui modelli tridimensionali del terreno (DTM e DEM). In questo caso, quindi, c'è una dipendenza tra la traiettoria del blocco nel piano (XY), la cinematica del blocco, la posizione dell'impatto, le altezze di rimbalzo. Se previsto dal software, potrebbe essere possibile simulare l'interazione con le foreste (come è stato fatto nell'ambito di questa tesi), che possiedono un'azione non trascurabile sul fenomeno di caduta massi.

3.1.3.2 *Modelli Analitici in base alla rappresentazione del masso*

a) *Metodi Lumped mass*

Il blocco viene rappresentato e simulato come un punto materiale (centro di massa), e permette cioè di trascurarne forma e dimensione; ciò significa che la traiettoria dei massi è indipendente dalla massa. Anche qui, per considerare l'effetto diverso della massa negli impatti con il versante e l'effetto della velocità pre-impatto sulla dissipazione energetica, nelle possibili diverse traiettorie, Pfeiffer e Bowen, come riportato da (13), sulla scorta di osservazioni empiriche, hanno proposto due modifiche del coefficiente di restituzione normale come già accennato nel Paragrafo 2.3.2.

b) *Metodi Rigid-Body (o del blocco rigido)*

Con questo approccio si considerano forma e dimensione del blocco schematizzandolo mediante geometrie elementari (sfera, cubo, ellissoide, cilindro, parallelepipedo). È un modello più realistico dal punto di vista della fisica del fenomeno poiché considera i diversi moti del blocco sul versante (traslazione, rotolamento, rototraslazione), tramite le equazioni

fisiche del corpo rigido, ma introduce ulteriori variabilità legate all'introduzione di nuovi parametri. Il moto in aria, come nel metodo lumped mass è modellato secondo le leggi della balistica. I modelli più classici che adottano l'approccio rigid-body sono quelli numerici descritti nel Paragrafo 3.1.2.

c) *Metodi ibridi*

I metodi ibridi sfruttano i punti di forza dei metodi lumped mass e rigid body, per massimizzare l'accuratezza di rappresentazione del fenomeno da una parte e dall'altra per minimizzare l'onere computazionale: il blocco è simulato secondo il modello lumped mass nelle fasi di moto in aria mentre nelle fasi di interazione con il versante (rimbalzo, rotolamento e scivolamento) viene modellato secondo l'approccio rigid-body, tenendo quindi in conto le relazioni di interazione tra versante e blocco, con l'introduzione dei relativi parametri meccanici e geometrici.

### 3.2 Elementi necessari per la modellazione

Quando è necessaria la modellazione di un sito a rischio volta a descrivere al meglio il fenomeno che potenzialmente potrebbe interessarlo, è necessario operare delle scelte a monte della modellazione; ne conviene che i risultati delle analisi ne saranno strettamente dipendenti e fortemente influenzati.

A seconda del tipo di lavoro da svolgere, sarà necessario scegliere quale sarà la tipologia dell'analisi ed il livello di dettaglio a cui si punta; per fare ciò è necessario prestare attenzione a due aspetti fondamentali:

1. *Scala della modellazione*, che può essere suddivisa in grande o piccola (locale) (14). Dove la prima tipologia risulta di interesse quando si vuole effettuare una analisi previsionale su porzioni di territorio già abbastanza imponenti, delle quali si conoscono poche informazioni storiche di avvenimenti passati, ma dove comunque si vuole riuscire a capire quale possa essere lo scenario. La piccola scala invece, risulterebbe più adeguata ad analisi meno estese, mirate e dove siano già noti eventi passati mediante

i quali tarare i parametri di ingresso; questo tipo di analisi serve solitamente come fase preliminare al dimensionamento di opere di mitigazione del rischio e di difesa.

2. *Incertezza epistemica*, ovvero l'incertezza legata alla variabilità intrinseca dei parametri che governano il fenomeno e alla scarsa conoscenza che si ha, per quanto possa essere dettagliato un rilievo, sulle distribuzioni secondo le quali variano i parametri stessi.

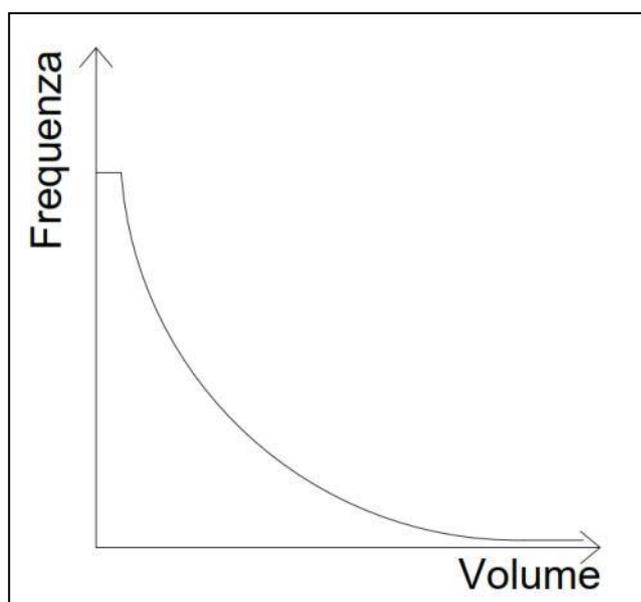
Pertanto, la scala di dettaglio è principalmente condizionata dall'obiettivo delle analisi e dai dati noti (14). In particolare, per quanto riguarda le analisi a scala locale, ovvero di dettaglio, per far fronte all'incertezza epistemica relativa ai parametri è necessario un approccio attraverso modelli probabilistici che si basino sull'uso di distribuzioni di frequenza calibrate per far fronte a tali incertezze; purtroppo però, sono molto limitati i casi in cui sia possibile adottare questa estrazione casuale da una distribuzione prefissata: serve una banca dati molto estesa e ciò è quasi sempre un grosso limite.

È possibile individuare degli elementi fondamentali per le analisi, che vanno discussi preliminarmente, a prescindere dal tipo di analisi e dalla scala:

- topografia del versante;
- nicchia di distacco;
- geometria del blocco;
- velocità iniziale in termini di direzione e intensità;
- proprietà meccaniche della copertura del versante nonché parametri di resistenza del materiale/i coinvolti;
- densità, diametro e tipologia di vegetazione (il ruolo della vegetazione e la conseguente modellazione dell'interazione con il fenomeno di propagazione vengono trattati nel dettaglio nel Capitolo 4).

Come già accennato nei precedenti paragrafi, i software che operano secondo criteri probabilistici necessitano di dati in ingresso assegnati con una relativa distribuzione associata; questa distribuzione sarà legata alla variabilità intrinseca

dei dati stessi e alla precisione con la quale si dispone della misura. Tanto più è incerta la misura del parametro tanto più grande sarà la variazione statistica associata. Qualora la misura risulti meno precisa, si può assumere una distribuzione uniforme, dove la probabilità entro un determinato range di valori risulta costante. La distribuzione che viene usualmente adottata nell'ambito della caduta massi è la distribuzione esponenziale negativa, in particolar modo per il volume del blocco, poiché ne è stata osservata sperimentalmente la validità in termini di frequenza rapportata al volume stesso (Figura 3.2).



*Figura 3.2 - Tipico andamento ad esponenziale negativo che rappresenta frequenza di accadimento vs volume del blocco*

Questa distribuzione mostra le evidenze sperimentali a valle di molte prove negli anni passati su eventi di caduta massi: la probabilità di distacco di un volume piccolo ovviamente risulta molto maggiore della probabilità di distacco di un volume grande. Tale distribuzione si adotta anche per la spaziatura delle discontinuità ad indicare che a spaziature maggiori corrispondono volumi maggiori. Al valore di volume nullo è presente un cut-off puramente matematico, che assume una probabilità costante, altrimenti ai volumi molto piccoli sarebbe associata una frequenza di occorrenza infinita. La scelta dei parametri viene basata su una estrazione casuale dalla distribuzione, mediante tecniche matematiche come il Metodo Monte Carlo; in alternativa, è anche possibile effettuare qualora la banca dati sia molto consistente, un processo di inferenza

statistica volto a trovare la distribuzione matematica (Gumbel, Poisson, Lognormale, ecc..) che meglio approssimi gli eventi passati. In questo modo si potrebbe costruire a regola d'arte l'occorrenza degli eventi, ma è un metodo di difficilissima applicazione vista la mole di dati passati necessari.

Un altro elemento fondamentale, è il numero di simulazioni necessarie alla descrizione esaustiva del fenomeno; le simulazioni sono validate nel momento in cui si arriva a convergenza aumentandole progressivamente in numero, ossia quando dal confronto tra modelli con numero di lanci diverso, il risultato non cambi sensibilmente anzi, rimanga pressochè costante (15). Per far fronte alle grandi incertezze della modellazione, sarebbe sempre necessario (se si dispone di dati di eventi passati) tarare il modello in riferimento a fenomeni passati nello stesso sito; si parla pertanto, di Back Analysis, la cui affidabilità aumenta all'aumentare dei dati disponibili

### 3.2.1 Nicchie di distacco

La definizione delle aree soggette a distacco è complessa: possono essere individuate prestando attenzione alla morfologia del versante nelle zone più a monte, in quota, dove verosimilmente l'esposizione è più marcata; sicuramente però, bisogna prestare molta attenzione a:

- eventi del passato per i quali è stata documentata l'area di distacco;
- zone del versante più acclivi, generalmente con pendenze maggiori di 45°;
- tracce di fratturazione da distacco in parete;
- pareti calve in evidente stato di fratturazione;
- analisi geomeccanica della struttura dell'ammasso roccioso (giacitura, spaziatura e persistenza delle discontinuità).

La nicchia di distacco può essere definita sia in termini puntuali (come è stato fatto in questo lavoro di tesi) che in termini areali.

### 3.2.2 Volume del blocco

La scelta di questo parametro risulta essere una delle più ardue per quanto riguarda i fenomeni di caduta massi; come già spiegato, il metodo più rigoroso sarebbe quello di estrarre casualmente dei valori da una distribuzione prefissata (esponenziale negativa) ma che risulta essere di difficile applicazione. Pertanto, in mancanza di dati numerici passati, si può fare riferimento a:

- testimonianze di eventi passati;
- misura dei blocchi al piede del versante, depositati a seguito di eventi passati;
- analisi della struttura dell'ammasso roccioso (giacitura, spaziatura e persistenza delle discontinuità);

In merito all'ultimo punto del precedente elenco esistono delle formulazioni che permettono la stima del volume del blocco, per esempio nel caso di cunei:

- si individuano le due famiglie di discontinuità che danno origine, intersecandosi reciprocamente e con il fronte del versante, ad un cuneo potenzialmente instabile;
- si calcola l'angolo  $\theta$  di apertura del cuneo;
- si calcolano la spaziatura media  $L_1$  e  $L_2$ , la persistenza media  $l_1$  e  $l_2$  e il valore  $N$ , pari al minimo tra  $l_1$  e  $l_2$ ;

Il volume del blocco è ottenuto come (Equazione (3. 2 )):

$$V_m = \frac{2}{\pi * \sin\theta} L_1 L_2 N \quad (3. 2)$$

Naturalmente i valori di spaziatura e persistenza sono associati alle rispettive distribuzioni di probabilità e di conseguenza, utilizzando queste distribuzioni nell'espressione del volume, si ottiene una distribuzione di probabilità dei volumi che empiricamente rispecchia quella dell'esponenziale negativo. La distribuzione dei volumi nella zona di arresto si ottiene dalla misura dei blocchi al piede e sul versante, attraverso diverse procedure proposte nel corso degli anni, come per esempio quella suggerita da (16). La distribuzione è governata dai parametri che

ne descrivono la forma, legati principalmente ad informazioni sulla finestra temporale di osservazione degli eventi storici, sulla quantità di blocchi rilevati sul versante e al piede ricadenti in delle prefissate classi e all'introduzione di errori che sono funzione della precisione delle misure effettuate all'interno di un'area campione.

Le distribuzioni di probabilità di cui abbiamo parlato finora, riguardano la variabilità spaziale dei volumi dei blocchi; per le analisi di rischio (e per la progettazione di opere di difesa) però, è necessario conoscere anche la variabilità temporale. Ciò, come vedremo, prevederà l'associazione di un tempo di ritorno al/i volume/i considerato/i. Tale informazione permette di tenere in conto possibili volumetrie elevate che si manifestano con una frequenza molto minore rispetto ai crolli di volumi ridotti e quindi si rende necessaria la sovrapposizione tra distribuzione di probabilità spazio-volumetrica e distribuzione di probabilità tempo-volumetrica, in quanto nel progetto di un'opera si deve tenere conto della vita utile della stessa o del manufatto che si vuole mettere in sicurezza, al fine di garantire un intervento efficace ed economico.

### 3.2.3 Velocità iniziale del blocco

La scelta della velocità iniziale del blocco al distacco è significativamente affetta da incertezza epistemica (17); può essere stimata a partire da una modellazione numerica del cinematismo nella nicchia di distacco, individuando la situazione più probabile. Se il distacco viene analizzato tramite analisi numerica, essa può fornire un valore di velocità ragionevole a patto che *“il modello numerico sia essere attendibile (17).* Alternativamente possono essere fatte diverse considerazioni (17):

- se il blocco si mobilita da fermo si può assumere una velocità iniziale quasi nulla;
- se il blocco si mobilita per effetto di azioni statiche (pressione idraulica, radici, azione del ghiaccio ecc.) o dinamiche (sisma, impatto di altri blocchi ecc.) la velocità iniziale può assumere un valore non nullo, ma comunque inferiore ad 1 m/s.

A prescindere dalle analisi i valori di velocità iniziale del blocco variano ragionevolmente tra 0 m/s e 1,5 m/s ed è uno dei parametri che viene modificato iterativamente durante la taratura dei parametri (back analysis).

La velocità pre-impatto del blocco influenza non solo la dissipazione energetica ma anche il tipo di cinematismo post-impatto, a seconda dell'angolo di incidenza con il versante:

- un angolo di incidenza piccolo porta generalmente ad un moto di scivolamento post- impatto (4);
- un angolo di incidenza elevato porta generalmente ad un moto di rimbalzo post- impatto (4).

Tanto maggiore è l'intensità della velocità pre-impatto tanto più probabile è la frantumazione del blocco e la deformazione plastica del versante, con conseguente elevata dissipazione di energia cinetica. Per tenere conto di questi effetti Pfeiffer e Bowen (1989) hanno proposto una modifica del coefficiente di restituzione normale  $R_n$ , come esposto nel Paragrafo 2.2.4 (Equazione (2. 13)).

### 3.2.4 Angolo di attrito blocco-versante

Il parametro vero e proprio può essere dedotto da considerazioni sulla forma del blocco e dalla tipologia di copertura del versante (grandezza degli elementi di riferimento quali arbusti, coltre, radici, frammenti di roccia, ecc.). In assenza di informazioni sulla forma del blocco si può assumere un valore medio tra la situazione di contatto puntiforme (sfera) e contatto roccia-roccia (parallelepipedo). Anche quest'ultimo aspetto potrebbe essere modellato, ma non tutti i software tengono conto di questa peculiarità.

### 3.2.5 Scabrezza

La scabrezza è legata alla natura della copertura del versante e alla tipologia di elemento presente (detrito, roccia intatta, vegetazione), che ne determinerà le proprietà di assorbimento energetico durante l'urto ed è di difficile

determinazione. Nei modelli più semplici non viene considerata, facendo invece variare l'angolo di attrito blocco-versante. Anche in questo caso può essere assegnata una distribuzione probabilistica. Nei modelli più recenti e sofisticati, quali Rockyfor3D (1), la scabrezza del versante viene esplicitamente tenuta in conto, in modo da rappresentare il più fedelmente possibile il fenomeno, che sarà oggetto di calibrazione nel Capitolo 6.

### 3.2.6 Numero delle simulazioni

Il numero di simulazioni va fissato in modo tale da ottenere la validità statistica per l'analisi condotta. Le Norme UNI suggeriscono di assumere almeno 1000 simulazioni, ma questo è un valore del tutto generico e a volte, anche troppo specifico per alcuni codici di calcolo. Il numero dei lanci viene variato (aumentando o decrescendo) finché i risultati non rimangono costanti (15). Un numero di simulazioni maggiore comporta comunque un tempo di elaborazione maggiore e si rende quindi necessario sceglierlo con cura, al fine di ottimizzare il tempo e la potenza di calcolo disponibile. Come si vedrà nel Capitolo 6, la scala dell'evento analizzato giocherà un ruolo molto importante.

## Capitolo 4 BASI FISICO-MATEMATICHE ALLA BASE DELL'ANALISI DI PERICOLOSITA'

### 4.1 Il software RockyFor3D

Rockyfor3D è un modello di simulazione che calcola la traiettoria di caduta nelle tre dimensioni (3D) per i singoli blocchi rocciosi (massi). Il modello, fisicamente basato, combina algoritmi deterministici con approcci stocastici; ciò contribuisce a farne un modello fisicamente basato, per quanto riguarda la descrizione dei processi di caduta massi, e probabilistico, in quanto date le incertezze connesse alla determinazione dei parametri, questi sono determinati in maniera stocastica, e variano entro un intervallo di valori plausibili. RF3D può essere usato per simulazioni di caduta di massi su scala regionale, su scala locale e di versante (18). Più in particolare, il modello RF3D, è un simulatore 3D destinato all'interpretazione stocastica dei fenomeni di crollo ed in grado di implementare la presenza del popolamento forestale all'interno del dominio di calcolo. Sviluppato da *Luuk Dorren* con il supporto tra gli altri, di *Frédéric Berger* e *Franck Bourier* è una applicazione che sfrutta i modelli del terreno (DTM, DSM) per la rappresentazione dell'evoluzione dell'evento caduta massi. Per scelta, il manuale di RockyFor3D sarà citato in bibliografia, semplicemente a titolo di consultazione; pertanto, per gli aspetti salienti trattati dal codice di calcolo, si cercherà di spiegare dal punto di vista matematico come ragiona ed opera il software stesso.

### 4.2 Algoritmo di calcolo

Il sistema viene definito "Fisicamente Basato" non a caso: esso elabora i dati in entrata al fine di ottenere una simulazione dell'evento di caduta massi finalizzata all'analisi delle traiettorie dei blocchi in caduta lungo il pendio, le possibili deviazioni in seguito ad impatti al suolo post-rimbalzo e urti contro ostacoli di diversa origine (generalmente alberi) ed il conseguente calo della velocità per dissipazione dell'energia del masso. L'elaborazione di questi tre aspetti

costituisce il fondamento del software, secondo tre moduli principali ed uno dedicato all'analisi dell'effetto di dissipazione dell'energia esercitato dalla foresta. Pertanto, è necessario approfondire le basi fisico-matematiche alla base dei due concetti cardine dell'analisi da parte del suddetto codice di calcolo:

1. Il moto di CADUTA
2. Gli URTI con altri massi o alberi che possono causare a loro volta:
  - a. Deviazione della traiettoria di caduta
  - b. Perdita di energia del grave in caduta

È fondamentale fare una precisazione prima di approfondire la trattazione di tutti gli algoritmi di calcolo: il codice RF3D permette come già accennato, l'impostazione di diverse forme del blocco (parallelepipedo, ellissoidale, discoidale, sferica); quando però si appresta al calcolo della posizione del blocco, il rimbalzo e l'impatto con la foresta, esso utilizza sempre una forma sferica definita come spiegato nel cap.6 (Figura 4.7).

### 4.3 Cinematica della Caduta

In questo paragrafo si vuole spiegare la teoria matematica che sta dietro alla fase di caduta del blocco dopo il distacco dalla parete. Come anticipato nei precedenti paragrafi, le equazioni utilizzate sono sostanzialmente quelle del ***moto uniformemente accelerato*** (7) pertanto, esse saranno descritte di seguito nelle loro varianti.

#### 4.3.1 Moto verticale di un corpo

*Trascurando l'attrito con l'aria, un corpo lasciato libero di cadere in vicinanza della superficie terrestre si muove verso il basso con una accelerazione costante che vale in modulo  $g=9.8 \text{ m/s}^2$ : il moto osservato è pertanto, rettilineo uniformemente accelerato.*

Quindi, se l'accelerazione è costante durante il moto (se agisce soltanto g) il moto si dice appunto u.a. e la dipendenza della velocità dal tempo risulta lineare, come si può vedere nell'Equazione (4.1):

$$v(t) = v_0 + a(t - t_0) \tag{4.1}$$

Mediante integrazione della velocità nel tempo, è possibile ottenere la posizione (Equazione (4.2)):

$$x(t) = x_0 + \int_{t_0}^t (v_0 + a(t - t_0)) dt$$

$$x(t) = x_0 + \int_{t_0}^t (v_0) dt + \int_{t_0}^t a(t - t_0) dt$$

$$x(t) = x_0 + v_0(t - t_0) + \frac{1}{2} a(t - t_0)^2 \tag{4.2}$$

A questo punto si esaminano alcune situazioni, con condizioni iniziali diverse:

- ***Caduta da un'altezza h con velocità iniziale nulla***

Le condizioni iniziali sono: 
$$\begin{cases} x_0 = h \\ v_0 = 0 \\ \text{per } t = t_0 = 0 \end{cases}$$

Ricorrendo alle Equazioni (4.1) e (4.2) è possibile ricavare le espressioni della velocità in funzione di tempo (4.3) e posizione (4.4), della posizione in funzione del tempo (4.5) e del tempo in funzione della posizione (4.6):

$$v(t) = -gt \tag{4.3}$$

$$v(x) = \sqrt{(2g(h - x))} \tag{4.4}$$

$$x(t) = h - \frac{1}{2}gt^2 \quad (4.5)$$

$$t(x) = \sqrt{\left(\frac{2(h-x)}{g}\right)} \quad (4.6)$$

Dove in particolare, il tempo di caduta e la velocità al suolo sono rispettivamente:

$$t_c = \sqrt{\left(\frac{2h}{g}\right)} \quad (4.7)$$

$$v_c = \sqrt{2gh} \quad (4.8)$$

- **Caduta da un'altezza  $h$  con velocità iniziale non nulla**

Le condizioni iniziali sono: 
$$\begin{cases} x_0 = h \\ v_0 = -v_1 \\ \text{per } t = t_0 = 0 \end{cases}$$

Si trovano pertanto, le seguenti espressioni:

$$v(t) = -v_1 - gt \quad (4.9)$$

$$v(x) = \sqrt{v_1^2 + (2g(h-x))} \quad (4.10)$$

$$x(t) = h - v_1t - \frac{1}{2}gt^2 \quad (4.11)$$

$$t(x) = -\frac{v_1}{g} + \sqrt{\frac{v_1^2}{g^2} + \left(\frac{2(h-x)}{g}\right)} \quad (4.12)$$

Dove nuovamente, il tempo di caduta e la velocità al suolo sono rispettivamente:

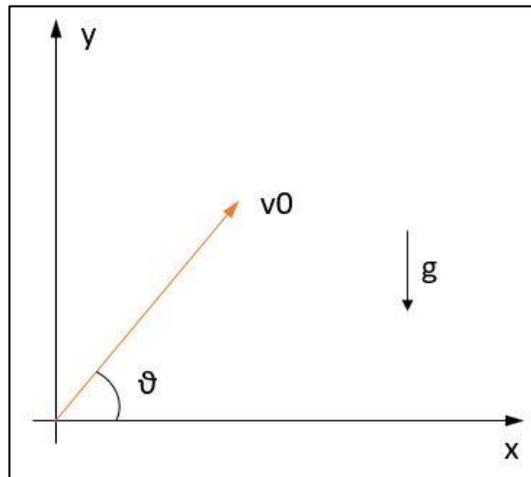
$$t_c = -\frac{v_1}{g} + \sqrt{\frac{v_1^2}{g^2} + \left(\frac{2h}{g}\right)} \quad (4.13)$$

$$v_c = \sqrt{v_1^2 + 2gh} \quad (4.14)$$

Nel calcolo di  $t(x)$ , che comporta la risoluzione di una equazione di secondo grado, è stata scartata la soluzione negativa che non avrebbe significato fisico; si osserva che  $t_c$  risulta minore di quello calcolato nella situazione precedente proprio perché il punto possiede una velocità iniziale rivolta verso il basso; per lo stesso motivo  $v_c$  risulta maggiore.

#### 4.3.2 Moto Parabolico di un corpo

Come estensione di quanto trattato nel paragrafo precedente, verrà presentato lo studio del moto di un punto P lanciato dall'origine con velocità iniziale  $v_0$  che forma un angolo  $\vartheta$  con l'asse delle ascisse (Figura 4.1).



*Figura 4.1 - Schema di partenza per la trattazione del moto parabolico (modificato da (7))*

In particolare, si vuole calcolare la traiettoria, la massima altezza raggiunta e la posizione nella quale il punto ricade sull'asse x, ossia la **gittata**. Il moto è caratterizzato da:

- Accelerazione costante  $a = g = -gu_y$
- Condizioni iniziali  $\begin{cases} r = 0 \\ v = v_0 \\ \text{per } t = t_0 = 0 \end{cases}$

Integrando pertanto, l'accelerazione nel tempo, si ottiene la seguente espressione:

$$\mathbf{v}(t) = v_0 + \int_{t_0}^t (\mathbf{a}(t)) dt = v_0 - gt\mathbf{u}_y \quad (4.15)$$

Si nota che la velocità giace sempre nel piano individuato dai vettori  $\mathbf{v}_0$  e  $\mathbf{g}$  ossia il piano xy nella Figura 4.1. Poiché  $\mathbf{v}_0 = v_0 \cos\vartheta \mathbf{u}_x + v_0 \sin\vartheta \mathbf{u}_y$ , allora:

$$\mathbf{v}(t) = v_0 \cos\vartheta \mathbf{u}_x + (v_0 \sin\vartheta - gt) \mathbf{u}_y \quad (4.16)$$

Le velocità dei moti sugli assi sono  $v_x = v_0 \cos\vartheta$ , costante, e  $v_y = v_0 \sin\vartheta - gt$ . Quindi le leggi orarie dei moti proiettati risulteranno:

$$x = v_0 \cos\vartheta t \quad (4.17)$$

$$y = v_0 \sin\vartheta t - \frac{1}{2} gt^2 \quad (4.18)$$

Sull'asse x il moto è quindi *uniforme*, mentre sull'asse y sarà *uniformemente accelerato*; la traiettoria viene ricavata eliminando il tempo tra  $x(t)$  e  $y(t)$  ottenendo così la funzione  $y(x)$ . Infatti, ricavando:

$$t = \frac{x}{v_0 \cos\vartheta} \quad (4.19)$$

Si ottiene facilmente che:

$$y(x) = x * tg\vartheta - \frac{g}{2v_0^2 \cos^2 \vartheta} x^2$$

(4.20)

che è proprio l'equazione di una **parabola**.

La Direzione del moto, in funzione del tempo e della coordinata x, può essere caratterizzata dall'angolo  $\varphi$  che il vettore velocità forma con l'asse orizzontale:

$$tg\varphi = \frac{v_y}{v_x} = tg\vartheta - \frac{g}{v_0 \cos\vartheta} t = tg\vartheta - \frac{g}{v_0^2 \cos^2 \vartheta} x$$

(4.21)

Per calcolare la gittata OG (Figura 4.2), si impone  $y(x) = 0$ , e si otterranno due soluzioni:  $x = 0$  come soluzione banale, e poi:

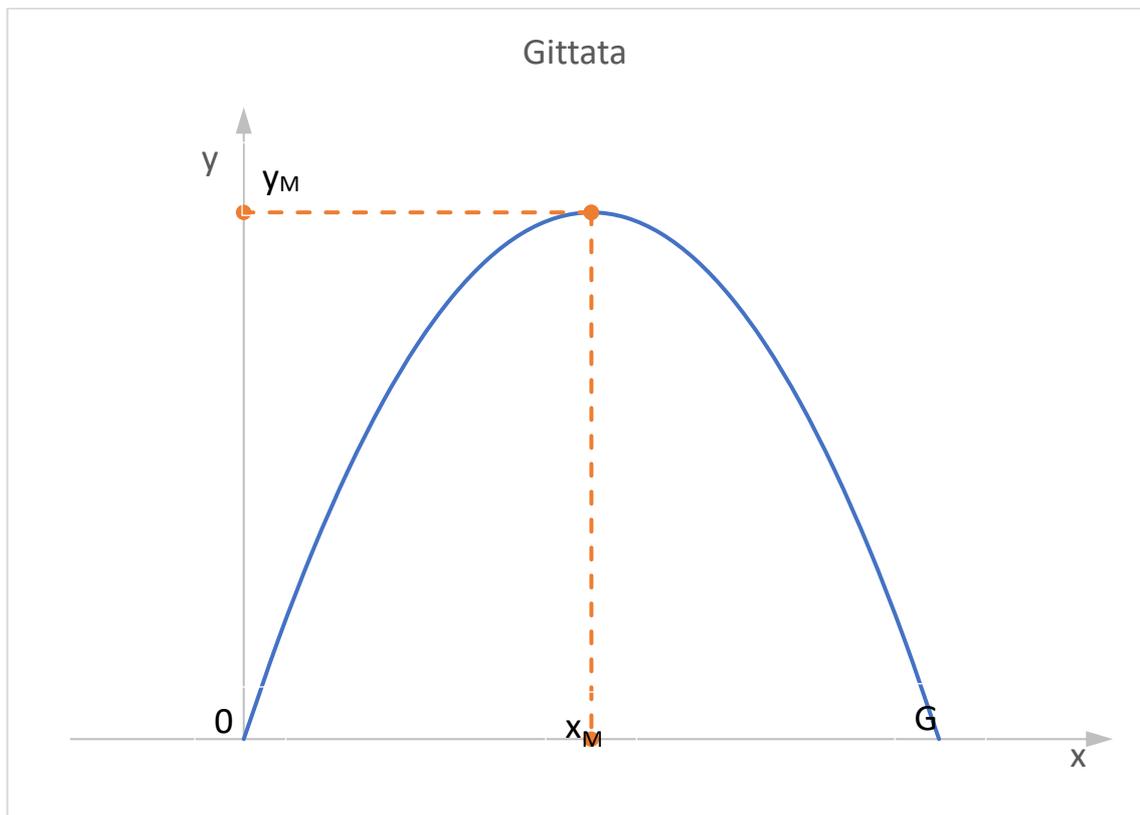


Figura 4.2 - Schema della traiettoria a gittata

$$x_G = \frac{2v_0^2 \cos^2 \vartheta tg\vartheta}{g} = \frac{2v_0^2 \cos \vartheta \sin \vartheta}{g} = 2x_M \quad \text{GITTATA}$$

(4.22)

con:

$$x_M = \frac{v_0^2 \cos \vartheta \sin \vartheta}{g} \quad (4.23)$$

Che risulta essere la coordinata del punto medio del segmento OG e quindi, per la simmetria della parabola, l'ascissa del punto di massima altezza. L'altezza massima raggiunta è pertanto:

$$y(x_M) = y_M = \frac{v_0^2 \sin^2 \vartheta}{2g} \quad \text{ALTEZZA MASSIMA} \quad (4.24)$$

L'angolo di lancio per il quale si verifica la massima gittata si ottiene imponendo la condizione:

$$\frac{dx_G}{d\vartheta} = 0 \quad \text{cioè} \quad \frac{2v_0^2}{g} (-\sin^2 \vartheta + \cos^2 \vartheta) = 0$$

e risulta pertanto che:

$$\vartheta = 45^\circ \quad e \quad x_{G,max} = \frac{v_0^2}{g} \quad (4.25)$$

Infine, il tempo di volo  $t_G$  è pari al tempo impiegato a percorrere OG con velocità costante  $v_x = v_0 \cos \vartheta$ :

$$t_G = \frac{2x_M}{v_0 \cos \vartheta} = \frac{2v_0 \sin \vartheta}{g} = 2t_M \quad \text{TEMPO TOTALE DI VOLO} \quad (4.26)$$

A valle della spiegazione matematica appena conclusa, si può notare che la trattazione è stata effettuata considerando un sistema di riferimento cartesiano fisso come in Figura 4.2; in un caso generico di caduta massi, le precedenti equazioni hanno il medesimo significato, ovviamente facendo riferimento ad un S.R. che non avrà più un'origine fissa nel tempo bensì, sarà necessario considerare un Sistema di Riferimento in *coordinate intrinseche*, che presenta origine mobile nel tempo, con i due versori (Normale e Tangenziale alla traiettoria) che ruotano come in Figura 4.3.

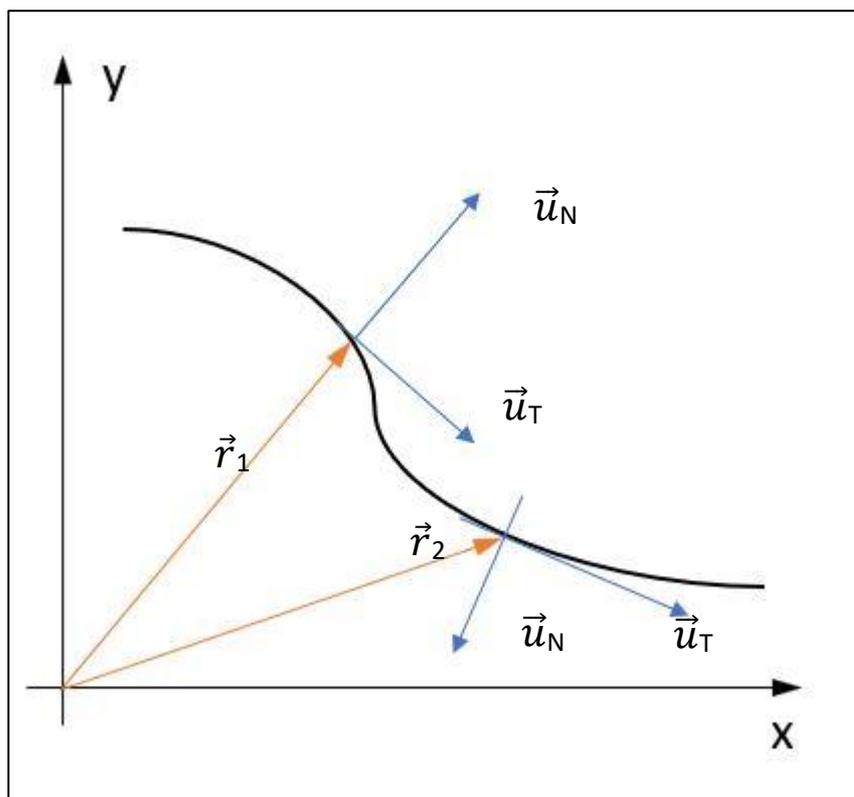


Figura 4.3 - Eventuale traiettoria di caduta, con S.R. mobile nel tempo (Mensa - 2021)

La particolarità di questo nuovo S.R. è che sia il **vettore posizione** che il **versore** sono funzione del tempo; l'equazione più generica del vettore velocità diventa:

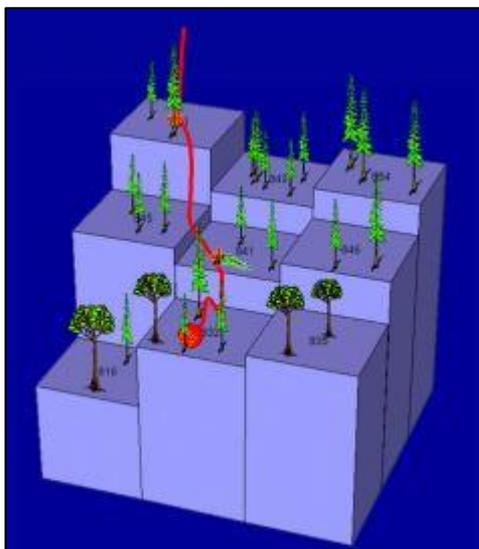
$$\vec{v} = \frac{d\vec{r}}{dt} = \frac{ds}{dt} \vec{u}_T$$

(4.27)

Dove  $\vec{u}_T$  assume una importanza fondamentale, perché nel sistema intrinseco, è il versore che fornisce la direzione della velocità. Fatta questa fondamentale distinzione, nel caso appunto di una traiettoria di caduta di un masso, il versore  $\vec{u}_T$  cambia la sua posizione e direzione in ogni punto, pertanto le equazioni viste precedentemente, subiranno una variazione in termini di una ulteriore dipendenza dal tempo.

### 4.3.3 Traiettoria di caduta

Per concludere la trattazione sulla cinematica della caduta, è bene rendere noto come il software ne analizza la traiettoria; analizzando la distribuzione delle pendenze per ogni singola cella a partire dal modello di elevazione digitale (DEM) del sito di studio, Rockyfor3D interpreta le varie altezze di quota producendo simulazioni di traiettorie di caduta massi assecondando la topografia dell'area e soppesando l'energia cinetica acquisita dal masso durante il percorso. Come già indicato precedentemente, la traiettoria è considerata come un susseguirsi di rimbalzi e parabole in aria ed è possibile vedere uno schema riepilogativo di come opera il software in Figura 4.4:



*Figura 4.4 - Interpretazione della traiettoria di caduta secondo Rockyfor3D su base DTM - (18)*

Per ciò che riguarda le rotazioni del blocco sulla superficie, il codice considera questo movimento come una successione di rimbalzi a corta distanza (pari al raggio del masso e non inferiori a 0.2 metri). Visto che questa assunzione risulta errata nel caso dello scorrimento viene tralasciata dal modello. Ogni traiettoria ha origine con l'innescò del movimento del blocco di roccia, relativamente alla forza di gravità che agisce su di esso e, a tal proposito, è individuato per pendenze maggiori a  $40^{\circ}$ - $50^{\circ}$ ; a prescindere dagli eventi atmosferici agenti sul sito, tale inclinazione è di norma superiore alla forza di attrito che permette al masso di restare in sede. La scelta dei punti di distacco è di particolare importanza in

quanto la loro altezza rispetto al piano del suolo e la lontananza da possibili ostacoli (depressioni, popolamenti forestali, infrastrutture, blocchi di roccia), producono un sostanziale aumento dell'energia cinetica del masso. Il percorso del masso lungo le traiettorie simulate dal software, comprensive di deviazioni ed eventuali variazioni del percorso post-rimbalzo, risente in particolar modo delle condizioni di acclività del terreno e della presenza di possibili ostacoli e termina con l'esaurimento dell'energia cinetica del blocco, conseguibile per cause naturali (riduzioni delle pendenze) o per dissipazione in seguito ad urti. Le variazioni di traiettoria post-rimbalzo si basano su: a) velocità del blocco in entrata e direzione; b) microtopografia dell'area (pendenza); c) range di possibili deviazioni del percorso originale ( $0^\circ \div 60^\circ$ ); d) probabilità di accadimento (determinata dalla velocità di pre-rimbalzo). In seguito al rimbalzo la traiettoria subisce una deviazione pari all'angolo più rappresentativo delle condizioni di acclività delle celle confinanti, in relazione alla velocità posseduta dal blocco; generalmente ciò si manifesta con il compimento di una traiettoria che privilegia la linea di massima pendenza (19) come si può apprezzare in Figura 4.5. Tale comportamento presenta però una componente casuale, scelta sulla base di un range di angoli tra  $0^\circ$  e  $60^\circ$ , in grado di produrre ulteriori traiettorie, deviate rispetto all'originale in pre-rimbalzo in funzione della velocità posseduta dal masso derivate da sperimentazioni in campo a scala reale da (8) in Figura 4.6.

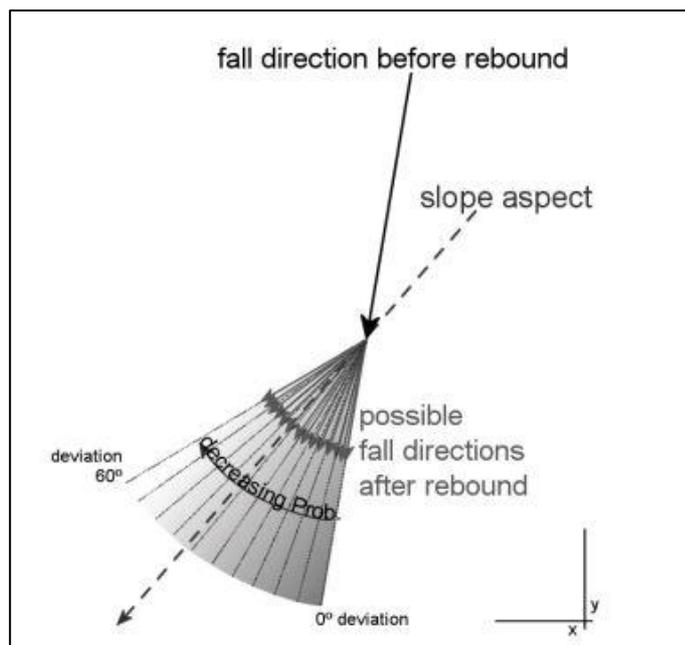


Figura 4.5 - Principio di deviazione durante la caduta - (18)

Angolo di deviazione (°)	0-5	5-10	10-15	15-20	20-25	25-30	30-35	35-40	40-45	45-50	50-55
$V < 10 \text{ m.s}^{-1}$	49	15	9	6	5	4	3	3	3	2	2
$10 \leq V < 15 \text{ m.s}^{-1}$	53	14	8	6	4	4	3	3	2	2	2
$V \geq 15 \text{ m.s}^{-1}$	46	16	10	7	5	4	4	3	3	2	0

Figura 4.6 -: Probabilità (in %) degli intervalli dell'angolo di deviazione del blocco dopo il rimbalzo, per tre classi di velocità usate da Rockyfor3D - (18)

#### 4.4 Dinamica della Caduta

Negli eventi di crollo in roccia la componente gravitazionale svolge un ruolo chiave nel processo di innesco del fenomeno. È noto che questi eventi sono tipici delle zone montane e sono necessari forti gradienti di pendenza perché si verifichino. L'inclinazione del pendio è quindi fondamentale, in quanto permette al masso in caduta libera di acquisire energia cinetica (minima alla sommità, massima in prossimità del suolo) dal momento che è direttamente correlata all'energia potenziale del masso. Lo stesso pendio può determinare però, anche l'esaurimento dell'energia cinetica del blocco nel momento in cui avviene l'**urto** al suolo; quanto detto si verifica poiché l'urto a terra ha la capacità di dissipare totalmente l'energia del grave, che si ferma al suolo o scivola verso valle. Al contrario, come avviene per il rotolamento, in presenza di versanti con matrice rocciosa da accumulo ben sviluppata, soprattutto se di forma spigolosa, il blocco tende ad acquisire energia cinetica che può dar luogo a rimbalzi e, di conseguenza, impatti ed urti al suolo o contro ostacoli presenti lungo la pista. L'intensità dell'impatto è frutto delle proprietà geotecniche del suolo, del masso e la presenza di accumuli di rocce detritiche, rispetto alla resistenza al taglio della superficie del terreno. Di fatto, è proprio quest'ultimo elemento a definire gli effetti di un urto sul blocco, che possono fare sì che avvenga la frammentazione (manifestazione più classica) o la spaccatura del terreno, con eventuale penetrazione del litoide stesso. Esso aumenta la sua resistenza superficiale in corrispondenza di:

- un aumento del diametro/pezzatura
- un accrescimento del livello idrico nel terreno (precedenti piogge)

- un incremento delle velocità di caduta libera del masso

Le conoscenze di meccanica dei corpi rigidi e della teoria degli urti sono fondamentali strumenti per le analisi degli eventi di impatto; nello specifico identificano due tipologie di impatto più comuni:

- a) impatto normale ed obliquo;
- b) impatto centrale ed eccentrico.

Le due tipologie interessano soprattutto blocchi di roccia con forma approssimabile a prismi irregolari fino a solidi regolari (in ogni caso spigolosi), che si distaccano da pendii detritici costituiti da repentine variazioni altimetriche della superficie. La collisione può avvenire con o senza coinvolgimento della forza d'attrito, con orientamento del masso secondo il suo asse normale perpendicolare e/o leggermente traslato rispetto al piano orizzontale della superficie (a) oppure innescando il rotolamento del masso dopo l'avvio di un moto nell'aria a carattere eccentrico, in rotazione attorno al baricentro del blocco (b). La severità dell'impatto è determinata dall'interazione tra gli spigoli degli elementi in gioco, ossia masso roccioso e superficie di collisione del versante, secondo tre categorie principali:

- c) contatto puntiforme spigolo-superficie;
- d) contatto ridotto spigolo-superficie;
- e) contatto faccia-superficie;

L'estensione del margine del blocco che impatterà contro il versante implicherà una diversa evoluzione del moto in risposta all'urto (nella realtà - sfortunatamente RF3D non tiene in conto durante i ribalzi della forma ma assume di default una sfera equivalente): in presenza di collisioni puntiformi e ridotte il masso acquisirà energia cinetica (e quindi velocità) e potrà essere sbalzato in una qualsiasi direzione con moto più o meno parabolico; viceversa, contatti faccia-superficie interesseranno maggiori aree di contatto con relativa dissipazione dell'energia e possibilità di arresto del masso o scivolamento a valle. Comunemente, per quanto concerne i crolli di roccia, l'intensità dell'impatto viene

considerata come una forza impulsiva connessa alle caratteristiche geotecniche del suolo, con generazione di urti di diversa natura:

- urto parzialmente anelastico (frammentazione della roccia e incrinatura del suolo);
- urto “perfettamente anelastico” (corpo sprofondato nel suolo).

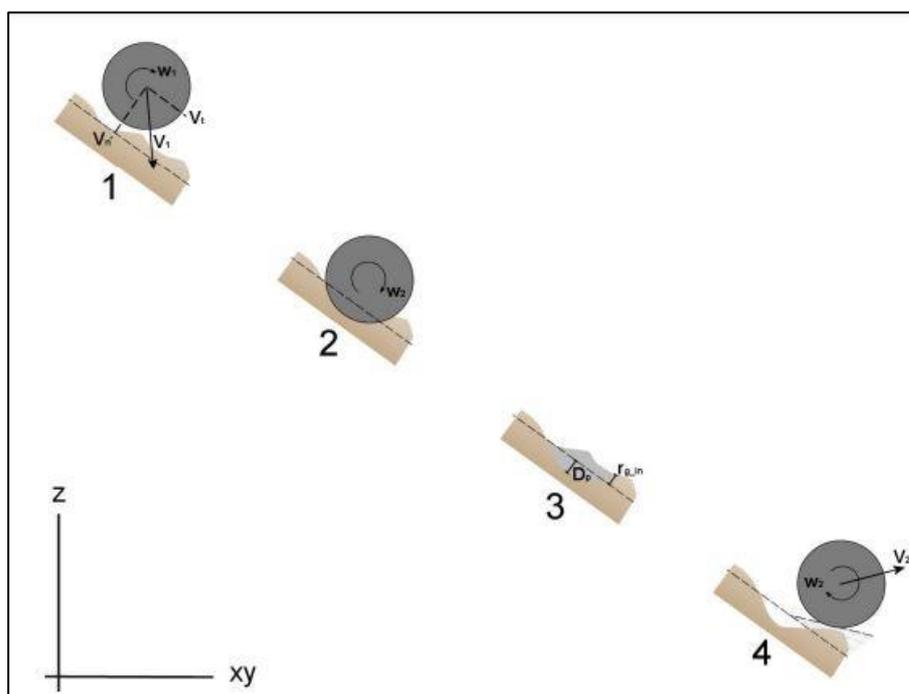
#### 4.4.1 Dissipazione energetica

Prima di partire con la trattazione del presente paragrafo, è bene ricordare che nel calcolo di posizione, rimbalzi ed impatti, l'unica forma del blocco utilizzata è quella sferica, che può assumere diversi diametri a seconda del processo:

1. Viene assunto il minore dei tre diametri ( $d_1$ ,  $d_2$ ,  $d_3$ ) se il blocco impatta un albero.
2. viene assunto il diametro maggiore, calcolato come media tra i due diametri maggiori, per calcolare le perdite di energia durante l'impatto con il terreno che è dato dal rapporto tra scabrezza della superficie e raggio del perimetro di impatto maggiore.

Sulla base delle elaborazioni, Rockyfor3D è in grado di valutare la perdita di energia del blocco considerando la severità degli impatti in seguito ai rimbalzi al suolo, secondo il coefficiente di restituzione del terreno oppure per impatto contro ostacoli a terra (cumuli di versante, massi aggettanti). RF3D analizza innanzitutto la dispersione di energia del blocco di roccia che avviene a causa della discesa a valle (componente di perdita dovuta alla pista di moto): partendo da valori predefiniti che attribuiscono ai massi forme sferiche, il software localizza la posizione del litode ad ogni istante (secondo le equazioni descritte nel paragrafo 4.3.1) ed il suo stato (n.1 di Figura 4.7). Avendo come base il modello DTM, è possibile ottenere l'andamento (traiettoria e velocità) del masso, correlato alla micro-topografia del versante; il codice prevede movimenti identificabili con il moto parabolico uniformemente accelerato in aria che implicano quindi un impatto al suolo (n.2 di Figura 4.7). Tali collisioni, a seconda delle caratteristiche

del terreno (coefficienti di restituzione) e al grado di penetrazione al suolo ( $D_p$ ) del blocco di roccia, causano la perdita dell'energia cinetica del litoide e ne condizionano il successivo rimbalzo (n.4 di Figura 4.7).



*Figura 4.7 - rappresentazione della dinamica di caduta del masso lungo il versante, considerando l'andamento parabolico della traiettoria con rotazione in aria (1), impatto al suolo (2) e conseguente penetrazione  $D_p$  nel terreno post-impatto (3), con ripresa del moto verso valle (4) - (18)*

#### 4.4.2 Calcolo della velocità di caduta

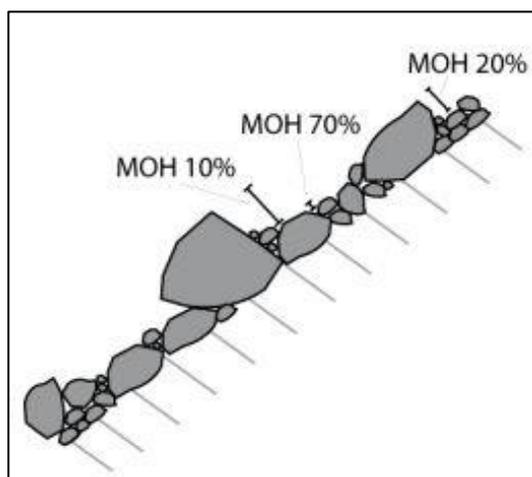
Basando le simulazioni in relazione all'energia cinetica posseduta dal masso in ogni singola cella, la velocità con cui arriva a valle assume un ruolo chiave nella determinazione del movimento. Ciò che viene analizzato riguarda fondamentalmente l'andamento delle velocità in seguito ai rimbalzi (coefficiente di restituzione tangenziale) ed eventuali deviazioni della traiettoria iniziale; a tal proposito meritano particolare attenzione i fattori che ne determinano le variazioni: le caratteristiche morfometriche del blocco e le scabrezze della superficie del versante (indice Mean Obstacle Height, MOH).

#### 4.4.2.1 MOH – Mean Obstacle Height

L'indice che descrive l'altezza media degli ostacoli presenti a terra lungo la pista di moto, determina la micro-topografia della superficie del versante, ossia il suo grado di macro-rugosità e, di conseguenza, la probabilità che un blocco in caduta libera urti uno degli ostacoli presenti.

Misurato in campo, il MOH rappresenta l'altezza media del materiale di origine rocciosa (senza considerare lo scotico e la componente organica del terreno) distribuito sulla linea di moto del versante verso valle e raggruppato in tre principali classi dimensionali, secondo la loro frequenza di ripartizione sul terreno:

- rg10: altezza media del 10% degli ostacoli al suolo;
- rg20: altezza media del 20% degli ostacoli al suolo;
- rg70: altezza media del 70% degli ostacoli al suolo.



*Figura 4.8 – schema della struttura del terreno per la definizione dell'indice MOH: caratterizzazione delle altezze degli ostacoli a seconda della loro frequenza del 70%, 20% e 10% di distribuzione sul versante - (18)*

Rispetto al DTM permette di studiare con maggior dettaglio la geo-morfologia del versante a scala locale, al fine di dare valore alle simulazioni delle traiettorie impegnate dai massi in caduta, nonché peso alle dissipazioni energetiche dovute agli impatti.

Il MOH, con il suo intervallo di valori da 0 a 100 [m], esprime il suo contributo nell'espressione del coefficiente di restituzione tangenziale  $R_t$ , ossia il valore rappresentativo della diminuzione di velocità subita dal blocco in seguito ad un rimbalzo e conseguente impatto al suolo (8,13,18):

$$R_t = \frac{1}{1 + [(MOH + D_p)/R]}$$

(4.28)

Per la determinazione del coefficiente  $R_t$  il valore della scabrezza del versante viene scelto tra le tre classi prestabilite e correlato alla massima profondità di penetrazione ( $D_p$ ) causata dal masso nell'impatto al suolo secondo la dimensione del suo raggio ( $R$ ). Per rappresentare al meglio le naturali discontinuità del terreno, il coefficiente  $R_t$  viene utilizzato nelle formule con variazioni di  $\pm 10\%$ , scelte casualmente dal modello. A sua volta il coefficiente di restituzione tangenziale, in seguito all'urto contro il terreno, influisce sulla velocità del masso, secondo l'equazione (4.29) proposta da (11):

$$V_{t2} = \sqrt{\left( \frac{R^2 * (I * V_{rot1}^2 + RockMass * V_{t1}^2) * R_t}{I + RockMass * R^2} \right)}$$

(4.29)

Rispetto alla velocità tangenziale  $V_{t1}$  posseduta dal blocco di roccia prima dell'urto,  $V_{t2}$  rappresenta la cinematica del masso post-impatto in funzione del peso del blocco [Kg] ( $RockMass$ ) e del momento di inerzia  $I$  relativo alla forma dello stesso, generato dalla velocità di rotazione  $V_{rot1}$  pre-rimbalzo.

Successivamente all'impatto, la traiettoria di caduta del masso perderà la componente tangenziale per riprendere un andamento normale, con un nuovo valore di velocità ( $V_{n2}$ ):

$$V_{n2} = V_{n1} \frac{R_n}{1 + \left[ \frac{abs * V_{n1}}{9} \right]^2}$$

Dove  $V_{n1}$  rappresenta la velocità normale prima del rimbalzo;  $R_n$ : coefficiente di restituzione normale (definito sulla base delle caratteristiche del tipo di suolo nel

file soiltype.asc); abs: fattore di variazione di Rn correlato all'elasticità del rimbalzo a seconda della velocità di collisione (elastico a basse velocità, anelastico ad alte velocità) come riportato in (13).

Nel caso in cui l'angolo di inclinazione originatosi al momento dell'impatto si riduca notevolmente (per pendenze di versante pari a 4°), il movimento di caduta libera a valle assumerà andamento parabolico ridotto in corte distanze, approssimabile quindi al moto di rotazione del masso. Tale manifestazione viene determinata secondo la formula di (11) per quanto concerne la velocità di rotazione del blocco successivamente all'urto  $V_{rot2}$ :

$$V_{rot2} = \min \left[ \frac{V_{t2}}{R}; V_{rot1} + \frac{(V_{t1} - V_{t2}) * 2}{5 * R} \right]$$

#### 4.4.3 Impatto con la foresta

Poiché il software è anche destinato allo studio degli effetti di crollo su siti forestati, la riduzione di energia cinetica legata alla dissipazione in seguito agli impatti tra rocce ed alberi assume un ruolo fondamentale nelle simulazioni; la capacità di assorbire e ammortizzare l'energia del blocco è equiparabile alle caratteristiche delle opere ingegneristiche di protezione.

Nelle traiettorie simulate da Rockyfor3D la posizione del blocco è sempre nota: ciò permette al codice di elaborare l'effetto dell'impatto roccia-vegetazione forestale, analizzandone:

- energia cinetica del masso;
- sito dell'impatto (coordinate xy);
- posizione dell'urto sul tronco;
- DBH della pianta;
- tipo di pianta (conifera o latifolia).

Attualmente il software quantifica la dispersione di energia totale  $E_{dtree}$  secondo l'equazione (4.30) che valuta il potenziale (in kJ) della pianta considerando DBH, posizione dell'urto e angolo di impatto:

$$E_{dtree} = \frac{E_{dissM} * E_{dissV} * E_{dissH} * E_{dissa\_imp}}{1000} \quad (4.30)$$

Dove i seguenti termini costituenti sono:

**1)  $E_{dissM}$  - Massima energia dissipabile**

A prescindere dalle caratteristiche del blocco giunto fino al tronco al momento dell'impatto, la quantità massima di energia che una pianta è in grado di dissipare è correlata al suo diametro, preso ad altezza petto da terra [cm] e al suo coefficiente di resistenza alla rottura  $FE_{ratio}$ , determinato dalla specie di appartenenza (0,93 per le conifere e 1,59 per le latifoglie).

$$E_{dissM} = FE_{ratio} * 38.7 * DBH^{2.31} \quad (4.31)$$

**2)  $E_{dissH}$  - Massima energia dissipabile (componente orizzontale)**

Ottenuta a partire da studi basati sull'analisi dei parametri legati alle caratteristiche morfodendrologiche di *Abies alba*, la specie utilizzata nelle sperimentazioni dall'Autore (8), rappresenta l'energia potenzialmente dissipabile dalla pianta analizzandone la componente angolare dell'urto, ossia la posizione dell'impatto sulla circonferenza dell'albero rispetto al suo asse centrale verticale (Pi-CTA).

$$\Delta E(\%) = E_{dissH} = -0.048 + \frac{0.98 + 0.046}{1 + 10^{[0.58 - (\frac{Pi-CTA}{0.5DBH}) - 8.007]}}$$

**3)  $E_{dissV}$  - Massima energia dissipabile (componente verticale)**

$\Delta E$  è realmente dissipabile solo se la collisione avviene entro una determinata altezza sul tronco della pianta rispetto al suo colletto; maggiore sarà l'altezza da terra dell'impatto del masso sul fusto dell'albero minore risulterà l'effetto di ritenuta, con notevole aumento della tendenza della pianta alla rottura del legno

ed eventuale stroncamento. Rockyfor3D rapporta l'altezza utile alla dimensione del DBH della pianta, secondo l'equazione:

$$H_{tree} = 1.22 * DBH^{0.8}$$

(4.32)

Recenti analisi pubblicate da Dorren e Berger (2006), Jonsson et al. (2007) e Lundström et al. (2009) hanno permesso di identificare il valore della massima energia dissipabile verticalmente sulla base dell'altezza  $Z_i$  (in metri) di impatto del masso sul tronco rispetto ad  $H_{tree}$  della pianta.

$$E_{dissV} = 1.62 * \left( \frac{1}{1 + e^{18.04 * \left(\frac{Z_i}{H_{tree}}\right) + 0.02 * DBH - 2.35}} - \frac{1}{1 + e^{15.69 + 0.02 * DBH}} \right)$$

(4.33)

#### 4) $E_{diss\alpha_{imp}}$ - Angolo di impatto della dissipazione energetica

Per quantificare la massima energia dissipabile secondo l'angolo in cui avviene l'urto  $\alpha_{imp}$  (°), Jonsson (2007) propone l'equazione:

$$E_{diss\alpha_{imp}} = \min \left( 1; 1.03 * \sin \left( 1.46 * \frac{\min(\alpha_{imp}, 70)}{180^\circ} * \pi + 0.73 \right) \right)$$

(4.34)

## **Capitolo 5 ANALISI DI RISCHIO CORRELATA ALLA CADUTA MASSI**

### 5.1 Introduzione

Verso la metà del secolo scorso, secondo il Ministero dei Lavori Pubblici, sull'intero territorio italiano esistevano poco meno di 2000 movimenti franosi rilevanti, circa 100 dei quali riguardanti il solo Piemonte. Un quarto di secolo più tardi il CNR-IRPI di Torino ed il Servizio Geologico Regionale censirono oltre 7000 movimenti franosi e all'inizio del XX secolo i fenomeni censiti erano oltre 35000. Questa crescita straordinaria è dovuta perlopiù all'evoluzione scientifica e tecnica nel campo dell'Ingegneria e della Geologia da parte degli Enti Territoriali in materia di frane. Grazie a questa evoluzione si è messa in luce la suscettibilità del territorio ed il ruolo gravoso che le frane svolgono. Proprio per questa ragione, le frane sono sempre di più oggetto di studio approfondito, mediante i metodi più svariati. Utilizzando metodi diversi è possibile limitare al minimo la soggettività dell'analizzatore e anche l'incertezza dei dati di partenza, combinando i punti di forza di ogni singolo metodo o approccio. Qualsiasi intervento mirato a prevedere e prevenire gli effetti dei pericoli naturali si basa sulla valutazione del rischio: tra i tanti eventi naturali che occorrono, le frane ed i crolli rappresentano quelli più gravosi per l'incolumità delle persone, vista l'altissima percentuale di vittime dovute a tale fenomeno: in Italia dal 1971 al 2020, i morti per frana sono stati 1082, con 19 regioni su 20 colpite; il Piemonte si trova in quarta posizione per mortalità da frana a scala nazionale (20)

La valutazione del rischio risulta spesso molto complicata a causa della correlazione spazio-temporale di tanti fattori che spesse volte sono imprevedibili; si esegue infatti, combinando queste diverse componenti mediante relazioni matematiche adeguate.

## 5.2 Terminologia

La terminologia utilizzata nelle analisi di rischio risulta differente a seconda del problema affrontato; è quindi necessario approfondire le varie definizioni che accompagneranno il lettore negli approfondimenti che verranno affrontati nei prossimi capitoli.

- *Previsione*: attività volte allo studio e alla determinazione delle cause dei fenomeni calamitosi, alla identificazione dei rischi ed alla individuazione delle zone del territorio soggette ai rischi stessi
- *Prevenzione*: attività volte ad evitare o ridurre al minimo la possibilità che si verifichino danni conseguenti agli eventi calamitosi anche sulla base delle conoscenze acquisite per effetto dell'attività di previsione
- *Suscettibilità*: probabilità che in una determinata area si verifichi un evento naturale pericoloso.
- *Pericolosità (Hazard - H)*: Probabilità che un fenomeno potenzialmente distruttivo di una certa intensità si verifichi in un certo periodo di tempo ed in una certa area.
- *Elemento a rischio (E)*: popolazione, proprietà o attività economiche (compresi i servizi pubblici) a rischio in una data area.
- *Esposizione ( $E_s$ )*: probabilità che gli elementi esposti a rischio (E) siano esposti all'occorrenza di eventi di una certa intensità, in una certa area ed in un determinato periodo di tempo, ossia  $E_s = p(E = x, y, z; t)$ .
- *Intensità (I)*: misura dell'intensità del fenomeno in termini di energia.
- *Vulnerabilità (V)*: Grado di danno seguente all'impatto con valori da 0 (nessun danno) a 1 (danno totale).

- *Valore degli elementi esposti (W)*: valore in termini monetari, di utilità o altro per ciascuno degli elementi a rischio.
- *Danno (W<sub>L</sub>)*: valore di costo totale, espresso come  $W_L = V * W$
- *Rischio Specifico*: grado di danno atteso per un impatto avente una determinata probabilità ed una determinata intensità, valutato come:  

$$R_s = H * V * E_s = p_i * V$$
- *Rischio Totale*: danno totale atteso per un rischio specifico di una certa intensità.  

$$R_t = H * V * E_s * W = R_s * W$$
- *Rischio Residuo*: rischio rimanente dopo l'inserimento dei dispositivi di protezione e l'adozione di misure di mitigazione
- *Variazione del livello di Rischio*:  $\Delta R = R_t - R_r$ , esprime la variazione del livello di rischio a seguito delle opere di intervento adottate in relazione al fenomeno pericoloso.
- *Rischio Accettabile*: la soglia di accettabilità del rischio è funzione dei parametri socio-economici e dipende pertanto, dall'opinione soggettiva del singolo individuo

### 5.3 Procedura per la valutazione del rischio

É possibile individuare una procedura generale per la valutazione del rischio, articolata su sette livelli particolari e sviluppata con la collaborazione di diverse figure professionali:

- ***Livello 1: Descrizione dello stato di fatto ed identificazione del pericolo***

La pericolosità è legata allo scenario più verosimilmente instabile. Pertanto, diventa fondamentale la raccolta di informazioni sullo stato della natura (in particolare sui fattori ritenuti responsabili degli eventi pericolosi e sugli

effetti dei fenomeni sul territorio). Con riferimento alle frane, si hanno dati topografici, geologici, vegetazionali, idrologici, geotecnici, geomeccanici, i dati storici degli eventi passati e le carte inventario dei fenomeni franosi, che possono aiutare a caratterizzare l'area.

- **Livello 2: Valutazione dell'intensità**

Classificazione dei fenomeni in funzione del grado di severità, sulla base delle caratteristiche fisico-meccaniche degli stessi, utilizzando metodologie di analisi diverse tra loro.

- **Livello 3: Valutazione della pericolosità**

Valutazione, per ogni fenomeno, della probabilità di occorrenza in un certo intervallo di tempo, in un determinato luogo, con una certa intensità ("Come, Dove, Quando").

- **Livello 4: Valutazione degli elementi a rischio**

Censimento di tutti gli elementi (persone, strutture, infrastrutture, ecc..) presenti nell'area che potrebbero essere esposte a rischio, con conseguente assegnazione di valore (mediante indici che possono essere scelti soggettivamente).

- **Livello 5: Determinazione della vulnerabilità**

In riferimento ad ogni classe a rischio, il livello di vulnerabilità è il grado di perdita atteso nell'area soggetta a rischio, associato mediante un range di valori compresi tra 0 (danno non pervenuto) e 1 (perdita totale).

- **Livello 6: Calcolo del rischio**

Calcolo del rischio combinando probabilità spaziale e temporale di accadimento, vulnerabilità, esposizione e valore degli elementi esposti:

$$R_t = H * V * E_S * W$$

Il rischio può essere descritto **qualitativamente** (mediante scale di colore, indici, ecc.) rappresentato con delle mappe, oppure **quantitativamente** (morti annuali, danni economici annuali, ecc.) a seconda dei dati a

disposizione e del tipo di analisi.

- **Livello 7: Gestione del rischio**

Valutazione del livello di rischio accettabile e conseguente predisposizione di azioni di mitigazione sulla pericolosità e sulla vulnerabilità affinché il rischio residuo sia inferiore al rischio accettabile.

La scelta del metodo migliore per la valutazione del rischio dipende innanzitutto dalla scala d'interesse; nell'ambito di questo progetto di tesi sarà utilizzato il metodo IMIRILAND (2) (che sarà spiegato nel capitolo 5.4) ed in Figura 5.1 si riporta uno schema riassuntivo delle fasi del metodo:

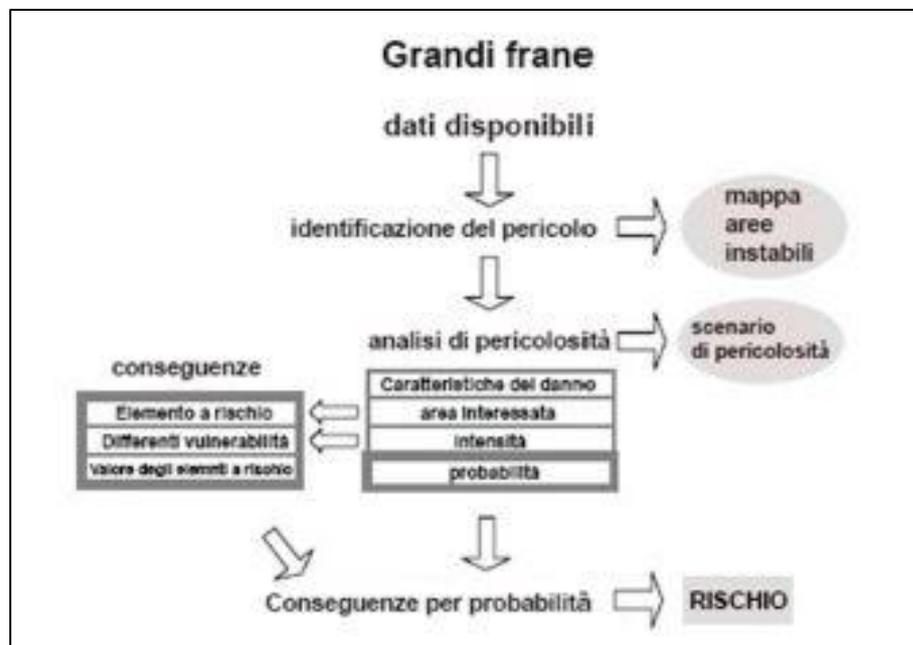


Figura 5.1 - Schema riassuntivo metodo IMIRILAND per grandi frane (tradotto in italiano - Lacerda et al., 2006)

### 5.3.1 Descrizione dello stato di fatto

Il primo step nella valutazione del rischio consiste sostanzialmente nel censimento di tutte le informazioni tecniche, storiche e i dati riferiti al sito di interesse; questa ricerca è sicuramente gravosa e non sempre porta a risultati soddisfacenti. Con l'avvento dei Sistemi Informativi Geografici (GIS) questa fase risulta sicuramente più semplificata e comoda per l'utente.

Pertanto, le informazioni di basilari da inserire nella raccolta sono:

- il censimento delle frane esistenti (considerandone natura, stato attuale, posizione)
- tutte le informazioni ottenute da precedenti indagini in sito come indagini geofisiche o geognostiche (anche fatte in un sito vicino, per qualsivoglia scopo);
- informazioni da monitoraggio con strumentazioni installate (inclinometri, piezometri);
- misure preventive o di sicurezza e loro efficacia.

Un passo integrativo fondamentale è la vagliatura dei dati attendibili: tra i dati che si hanno a disposizione è necessario scegliere quelli che meglio rappresentano l'eventuale realtà; il professionista quindi, è chiamato a validare i dati che ha, determinandone l'attendibilità e tenendo in conto una buona accuratezza dei dati stessi.

Qualora fosse necessario aggiungere dati a quelli già a disposizione, essi dovranno essere tanto dettagliati quanto i precedenti, proprio per dare una continuità di attendibilità del dato, e per avere una certa coerenza nei paragoni tra nuovi eventi di instabilità creatisi ed i vecchi. In relazione all'aggiornamento delle informazioni, è quindi indispensabile implementare un metodo comodo ed efficiente di registrazione delle informazioni salienti in database ordinati, che tengano conto non solo delle aree già soggette ad instabilità ma anche quelle ancora stabili fino a quel momento.

### 5.3.2 Valutazione dell'Intensità dell'evento

Un qualsivoglia evento può essere realmente rischioso a seconda del suo potere distruttivo; quando si tratta di frane, magnitudo, intensità e severità possono essere sinonimi per esprimere lo stesso concetto: la possibilità di produrre un rischio, generalmente correlata ad un valore di energia messa in gioco.

Sono principalmente due le metodologie più utilizzate per la valutazione dell'intensità:

- a) Approccio mono-parametrico
- b) Approccio multi-parametrico

#### ***a) Approccio mono-parametrico***

Si misura o stima una delle grandezze legate all'intensità: solitamente si considerano la velocità o il volume coinvolto. La determinazione dell'intensità relativamente alla velocità si basa sulla assunzione che le frane siano tanto più severe quanto più sono veloci. Ciò, però, dimostra due limitazioni:

- l'intensità può variare a parità di velocità, a seconda dell'importanza della dimensione dell'evento
- la velocità è una grandezza fisica che presenta un grande livello di incertezza legato alle molteplici variabili che entrano in gioco.

A tal proposito, (6) propongono una scala di rappresentazione dell'evento franoso in base alle velocità del flusso/crollo (Tabella 5.1); successivamente, per tentare di correggere la generalizzazione della severità dell'evento in base alla velocità, sempre (6) propongono una tabella di correzione dell'intensità in base al tipo e allo stato di attività della frana (Tabella 5.2). Inoltre, propongono anche una classificazione dell'intensità sulla base dei danni attesi per le diverse velocità e dello stato di natura della frana (Tab. 5.3).

Varnes (1978)		Cruden e Varnes (1994)				Hungr (1981)
	mm/s	classe	descrizione		mm/s	mm/s
3 m/s	$3 \cdot 10^3$	7	Estremamente rapida	5 m/s	$5 \cdot 10^3$	$1,1 \cdot 10^3$
0,3 m/min	5	6	Molto rapida	3 m/min	50	
1,5 m/g	$17 \cdot 10^{-3}$	5	Rapida	1,8 m/h	0.5	
1,5 m/mese	$0,6 \cdot 10^{-3}$	4	Moderata	13 m/mese	$5 \cdot 10^{-3}$	$3,5 \cdot 10^{-3}$
1,5 m/a	$48 \cdot 10^{-6}$	3	Lenta	1,6 m/a	$5 \cdot 10^{-5}$	$3,5 \cdot 10^{-5}$
0,06 m/a	$1,9 \cdot 10^{-6}$	2	Molto lenta	16 mm/a	$0,5 \cdot 10^{-6}$	
		1	Estremamente lenta			

Tabella 5.1 - Scala di Varnes (1978), Cruden & Varnes (1994), Hungr (1981) - da (6)

Tipologia	<i>crollo</i>	<i>scivolamento</i>					<i>colamento</i>		
Materiale	<i>roccia</i>	<i>roccia</i>		<i>detrito</i>	<i>terra</i>		<i>roccia</i>	<i>detrito</i>	<i>terra</i>
Stati di attività	-	neoform.	riattiv.	-	neof. orm.	riatti v.	-	-	-
Classe di velocità	6-7	5-6	1-5	1-6	5-6	1-5	1-2	1-7	1-4

Tabella 5.2 - Correzione della classe di intensità in base alle velocità (6)

Classe	Danni
7	Catastrofe di eccezionale violenza. Edifici distrutti per impatto del materiale. Morti e impossibilità di fuga.
6	Perdita di alcune vite umane. Velocità troppo elevata per evacuazione.
5	Possibile evacuazione. Distrutte strutture, immobili e installazioni permanenti.
4	Possibile mantenimento di strutture temporanee o poco danneggiabili.
3	Possibile realizzazione di lavori di rinforzo e restauro durante il movimento. Strutture meno danneggiabili e mantenibili con frequenti lavori di rinforzo salvo accelerazioni del movimento.
2	Alcune strutture permanenti possono essere danneggiate dal movimento.
1	Movimento impercettibile senza monitoraggio. Costruzione edifici possibile con alcune precauzioni.

Tabella 5.3 - Classificazione dell'intensità in base al danno atteso (6)

La velocità, oltre che da testimonianze oculari (molto soggettive ed affette da incertezza di valutazione), potrebbero essere stimate mediante monitoraggio, formulazioni empiriche e ricostruzioni delle masse in movimento.

## ***b) Approccio multi-parametrico***

La metodologia di approccio multi-parametrico è caratterizzata dalla scelta di utilizzo di stime: una stima *Euristica* ed una *Deterministica*;

Le stime *Euristiche* hanno la loro peculiarità nell'utilizzo di indici da assegnare ai diversi parametri adottati per esprimere l'intensità a prescindere dall'importanza dei parametri stessi, decisi cioè in maniera molto soggettiva. In particolare, parlando di stime euristiche, le analisi che più frequentemente possono essere utilizzate sono:

- **Analisi Geomorfologiche**

La scelta dei fattori che influenzano maggiormente la stabilità di versante viene fatta direttamente in sito mediante analisi visiva; le carte di stabilità sono pertanto derivate direttamente dalle carte geomorfologiche. È triviale quindi far notare che questo metodo è fortemente dipendente dall'esperienza del professionista che però può permettersi di stabilire in maniera speditiva le condizioni di stabilità.

- **Combinazione qualitativa di mappe**

I fattori più influenti sulla stabilità vengono scelti dagli esperti degli eventi sul territorio; un punteggio pesato viene fornito ad ogni parametro sulla base della loro contribuzione all'instabilità. Le mappe dei fattori pesati vengono combinate ed una mappa finale è così ottenuta (solitamente questo approccio è effettuato in ambiente GIS)

- **Analisi Logico-Analitica**

La suscettibilità o pericolosità sono valutate in base ai parametri scatenanti più sensibili ed alle loro inter-correlazioni. Similarmente all'analisi precedente, viene fornito un indice pesato in base all'influenza sull'instabilità, unitamente ad un punteggio che esprime l'interazione tra i vari parametri. I punteggi finali vengono combinati per fornire la suscettibilità

Le stime *Deterministiche* invece ricadono in un'ottica di analisi di tipo quantitativo: esse sono basate sulla valutazione numerica (mediante modelli fisicamente-matematicamente basati) del rischio, della vulnerabilità e delle conseguenze e sfocia in un valore numerico del rischio. Solitamente sono metodi dedicati ad analisi a scala di dettaglio e richiedono non solo informazioni esaustive sul sito come topografia, geologia, caratteristiche geotecniche, ma anche sugli elementi a rischio.

I metodi deterministici solitamente forniscono il rischio sotto forma di:

- **Rischio annuo:** i) costo annuale per la rimessa in sicurezza/ricostruzione degli elementi strutturali esposti a rischio; ii) probabilità annuale che le persone più esposte al rischio possano perdere la vita;
- **Probabilità di avere delle conseguenze per rischio specifico:** solitamente è una probabilità annua che determinate conseguenze (danni strutturali, perdita di vite umane, ecc.) si possano verificare;
- **Probabilità di avere delle conseguenze per rischio totale:** è una probabilità cumulata che determinate conseguenze si possano verificare, considerando tutti i possibili scenari di rischio.

É bene ricordare che i fattori che sono coinvolti nelle stime quantitative del rischio frana sono affetti da incertezza epistemica; per questa ragione gli approcci probabilistici possono essere applicati lecitamente: ogni parametro entrerà nell'analisi con una sua specifica distribuzione di probabilità ed il rischio finale sarà anch'esso caratterizzato da una distribuzione di probabilità.

### 5.3.3 Valutazione della pericolosità

La Pericolosità (Hazard) viene valutata in base a Quanto e Come i diversi fattori di controllo influenzino i fenomeni. Sarà quindi indispensabile stabilire delle relazioni tra i diversi parametri di controllo e gli eventi che devono essere valutati.

Anche in termini di pericolosità si possono distinguere alcuni metodi di valutazione:

- metodi euristici, basati su stime soggettive e qualitative;
- metodi statistici, basati sullo studio di relazioni statistiche tra fattori di controllo e pericolosità;
- metodi deterministici, basati su modelli che simulano la pericolosità a partire da leggi fisico-meccaniche.

Bisogna tenere conto che la pericolosità è complessa e richiede la quantificazione, sotto il profilo spaziale sia temporale, della probabilità di accadimento dell'evento. Per una caratterizzazione completa della pericolosità sarà fondamentale fare delle previsioni di diverso tipo:

**a) Previsione tipologica**

Prevede il tipo di fenomeno che può avvenire nell'area in esame; la tipologia del fenomeno gioca un ruolo determinante sia nella valutazione previsionale dell'intensità sia della vulnerabilità territoriale. Inoltre, in base alla tipologia, saranno diversi i modelli utilizzati per la previsione spaziale perché faranno riferimento a parametri di innesco e propagazione completamente diversi. Ciò vuol dire che una frana già avvenuta tenderà a ripresentarsi con la stessa tipologia; idem per zone con caratteristiche simili a quelle nelle quali sono state registrate e classificate correttamente le frane esistenti.

**b) Previsione dell'intensità**

Consiste nella previsione velocità, dimensioni, energia del fenomeno, ecc; questi parametri possono essere desunti dall'utilizzo dei software di modellazione dell'evento, sulla base della risoluzione di equazioni fisico-matematiche.

**c) Previsione dell'evoluzione**

Valutazione della distanza di propagazione, zone di accumulo e di espansione; questa previsione diventa fondamentale soprattutto per i fenomeni caratterizzati da elevata velocità e notevole distanza invasione. Diversi fattori esterni influiscono sulla propagazione del fenomeno, per esempio la topografia, la rugosità della superficie, la vegetazione, la presenza di strutture/infrastrutture.

#### **d) Previsione spaziale**

Prevedere il livello di pericolosità è uno step indispensabile nella procedura di valutazione del rischio. La pericolosità, come probabilità di accadimento di un determinato evento in una certa area e in un certo tempo, viene rappresentata mediante carte della stabilità/pericolosità dei versanti; queste si possono realizzare secondo due approcci diversi:

- approcci diretti: permettono di redigere carte attraverso considerazioni sul terreno in sito per capire quali cause hanno scatenato/potranno scatenare gli eventi franosi
- approcci indiretti: permettono di redigere carte valutando l'importanza di combinazioni tra fattori presenti nell'area in cui il fenomeno si è verificato; nelle aree non interessate, i parametri vengono pesati in maniera differente per ottenere combinazioni parametriche adeguate. Anche in questo caso ci sono vari metodi di valutazione delle intensità secondo metodi *qualitativi* e *quantitativi*.

Di queste due categorie si descrivono i metodi più comuni per la valutazione previsionale nello spazio:

- *valutazione empirica*: il territorio viene suddiviso in zone mediante analisi soggettiva di predisposizione all'evento in base ai rilevati ed alle cartografie;
- *indicizzazione degli effetti*: gli eventi passati e presenti hanno una certa distribuzione che verrà utilizzata come modello per i futuri;
- *indicizzazione delle cause*: assegnando dei pesi alle varie classi che esprimono la correlazione tra cause ed eventi franosi, si ottengono degli indici di pericolosità;
- *analisi statistica*: si ricavano indici di pericolosità relativa mediante analisi statistiche che operano l'integrazione dei fattori della franosità;
- *analisi deterministica*: la pericolosità relativa è espressa mediante un fattore di sicurezza, ricavato con i metodi di stabilità all'equilibrio limite;
- *analisi probabilistica*: si ottiene una distribuzione di probabilità del

fattore di sicurezza considerando variabili stocastiche;

- *analisi cinematica*: si considerano i limiti teorici di orientazione delle famiglie di discontinuità, al fine di ottenere dati in merito alla possibilità di sviluppare cinematismi;

**e) Previsione temporale:**

Fornisce una stima del periodo di ritorno in cui può avvenire un determinato evento di particolare intensità. Quando avverrà? Con che frequenza? Queste sono le domande alle quali è necessario rispondere in una analisi del genere.

Mentre la previsione spaziale fornisce indicazioni sulla pericolosità relativa di un fenomeno franoso, la previsione **temporale** fornisce una pericolosità assoluta. Per effettuare la previsione temporale è necessario riferire la probabilità di occorrenza ad un intervallo temporale di riferimento (giorno, mese, anno, ecc). Pertanto, la pericolosità è espressa in termini di probabilità annua, da cui si ricava il tempo di ritorno (in anni) di un fenomeno:

$$T_{RIT} = \frac{1}{P_{ANNUA}}$$

#### 5.3.4 Valutazione degli elementi a rischio

Gli elementi esposti al rischio possono essere di tanti tipi: solitamente beni e attività esistenti ricadono in questo insieme, e presentano una certa suscettibilità al danno in caso di eventi.

Il valore degli elementi a rischio viene determinato in termini economici o mediante indici scelti in maniera prettamente soggettiva, valutando il valore del singolo elemento e moltiplicando tale valore per la quantità di elementi presenti. Spesso, è necessario considerare il contesto e la tipologia di evento per dare valori coerenti con la realtà dei fatti. Per il calcolo del valore, esistono diversi approcci:

- a) calcolo di un valore discreto dei singoli elementi;
- b) utilizzo di funzioni di utilità;
- c) utilizzo di formule empiriche;
- d) stima qualitativa del valore in termini economico-sociali;

### 5.3.5 Valutazione della Vulnerabilità

La vulnerabilità è espressa come il grado di perdita atteso per un elemento o un insieme di elementi a rischio in seguito al verificarsi di un evento di una certa intensità.

La vulnerabilità risulta essere funzione delle caratteristiche degli elementi e della magnitudo del fenomeno; quindi la sua valutazione sarà molto diversa a parità di elemento sottoposto a fenomeni diversi; già da questo si capisce che è un parametro molto difficile da determinare.

In linea con quanto spiegato nei paragrafi precedenti, i due approcci fondamentali sono:

- approccio quantitativo;
- approccio euristico.

Per quanto riguarda il presente lavoro, sarà interessante spiegare l'approccio quantitativo poiché è effettivamente quello che è stato utilizzato.

#### **Approccio quantitativo**

Come presentato nella sezione di Terminologia, il seguente metodo consiste nel calcolare un valore numerico compreso tra 0 ed 1 per ogni elemento esposto.

Il calcolo della vulnerabilità dei singoli elementi risulta dipendente da un grande numero di variabili tra loro correlate, che rendono difficoltoso il processo:

- *l'intensità del fenomeno*: tanto maggiore è l'intensità (Energia, Velocità, Volumetrie) del fenomeno e tanto maggiore sarà la vulnerabilità;
- *materiale e tipologia dell'elemento*: a seconda del tipo di elemento impattabile, saranno diverse le caratteristiche costitutive da valutare;
- *la localizzazione dell'elemento*: ciò inevitabilmente influenza la modalità di impatto. Per posizione si intende l'esposizione geometrica (ortogonale alla massima pendenza, all'interno del cono di pista di rimbalzo, ecc.) dell'elemento rispetto al fenomeno, la parte dell'elemento che viene impattata dal fenomeno, la posizione che l'elemento assume durante l'impatto, la posizione rispetto ad altri elementi a rischio;

- *la presenza di eventuali protezioni*: il livello di protezione offerto dipende dall'efficacia delle protezioni. Nella vulnerabilità rientrano solo le protezioni applicate direttamente agli elementi e che pertanto diventano attributi propri dell'elemento stesso (reti di protezione, valli paramassi, argini, influiscono sulla pericolosità piuttosto che sulla vulnerabilità e vengono considerate per la valutazione del rischio residuo piuttosto che del rischio totale)

### 5.3.6 Valutazione del Rischio

Seguendo il filo logico descritto nell'introduzione, il calcolo del Rischio consiste nel combinare mediante dei semplici prodotti scalari, i parametri valutati precedentemente; in particolare può essere valutato combinando probabilità spaziale e temporale, l'esposizione, la vulnerabilità ed il valore del singolo elemento esposto.

#### **Rischio Specifico**

Questa componente del rischio viene valutata come:

$$R_S = H * E_S * V = p_i * V$$

(5.1)

Dove: H = pericolosità; V = vulnerabilità; Es = esposizione; pi = probabilità di impatto.

Il rischio specifico esprime il grado di danno atteso per un impatto avente una determinata probabilità ed una determinata intensità. È noto che sia la probabilità di impatto sia la vulnerabilità sono dipendenti dall'intensità e quindi anche il rischio specifico lo sarà.

La probabilità d'impatto dipende a sua volta dalla pericolosità e dall'esposizione, che hanno generalmente andamento opposto al variare dell'intensità. La pericolosità tende ad avere un andamento decrescente con l'intensità; l'esposizione avrà un andamento crescente con l'intensità, dal momento che un fenomeno più intenso occuperà un'area maggiore e darà inoltre minori possibilità di fuga all'elemento a rischio. La vulnerabilità tenderà ad avere sempre un andamento crescente con l'intensità.

## Rischio Totale

Il rischio totale è valutato come:

$$R_t = R_s * W = p_i * W_L$$

(5.2)

dove:

$R_s$  = rischio specifico;  $W$  = valore degli elementi a rischio;  $W_L$  = valore potenziale delle perdite;  $p_i$  = probabilità di impatto. Una rappresentazione un po' datata del rischio totale è quella fornita dal diagramma  $R_s/W$  (in Figura 5.2) che richiede la conoscenza preliminare di pericolosità, esposizione e vulnerabilità; sicuramente poiché le stime quantitative sono rare, molto spesso non è possibile tracciare questo diagramma.

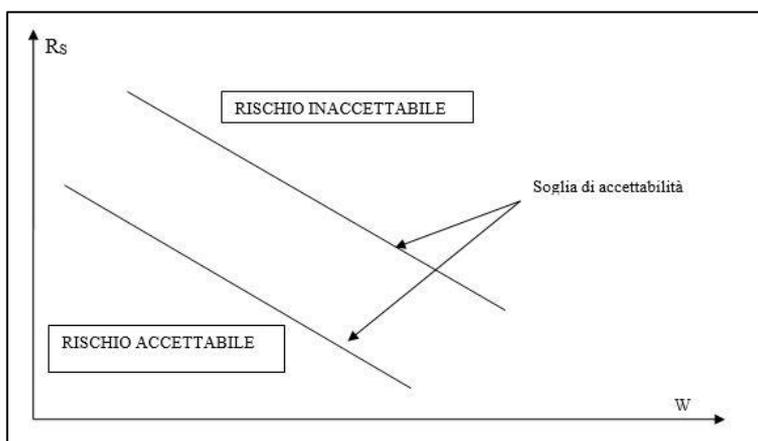


Figura 5.2 - Diagramma  $R_s-W$  che correla Rischio Specifico e valore degli elementi a rischio(21)

Siccome spesso le stime su cui vengono basate le analisi di rischio sono affette da aleatorietà e incertezze epistemiche, i **metodi probabilistici** vengono preferiti: ogni fattore entra nel calcolo del rischio con una propria distribuzione, ed il rischio (prodotto finale) è quindi caratterizzato da una determinata distribuzione di probabilità. Pertanto, in alternativa al diagramma in Figura 5.2, è possibile, secondo quanto affermano (21), definire quattro limiti di accettazione del rischio come riportato nel diagramma di Figura 5.3:

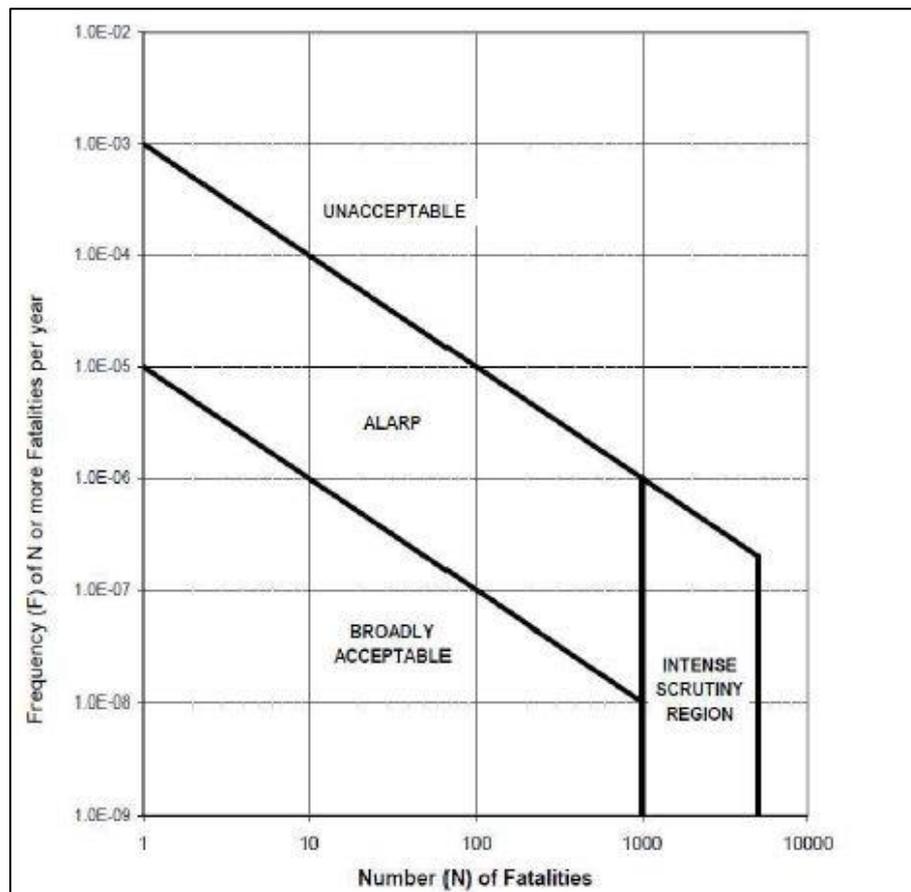


Figura 5.3 - Diagramma F (frequenza di Accadimento) - N (numero di morti in un anno) con relativi limiti di accettazione del rischio - (21)

### 5.3.7 Gestione del rischio

Dopo aver portato a termine la parte di valutazione del rischio e considerando quali sono i risultati ottenuti, è necessario che il professionista, o chi conduce l'analisi, si ponga una domanda molto importante: "è necessario che il rischio calcolato debba essere ridotto?". A tal proposito, entra in gioco la componente di controllo e comparazione tra il concetto di Rischio Tollerabile e Rischio Accettabile, considerando i due limiti annessi. Se la risposta alla precedente domanda fosse positiva, sarebbe pertanto necessario scegliere la metodologia più appropriata di Mitigazione del rischio.

Risulta quindi necessario per iniziare la discussione in merito alla gestione, dare alcune definizioni molto importanti:

- ***Rischio Accettabile***

È un livello di rischio che la società, per motivi di vita o di lavoro, ammette di accettare così com'è, indipendentemente dalla sua gestione (22).

- **Rischio Tollerabile**

É un livello di rischio con cui la società ammette di convivervi, convincendosi che sia sufficientemente basso in modo tale che il costo associato a qualsiasi strategia di mitigazione (opere ingegneristiche ad esempio) non sia giustificato e considerato necessario (22). Questo rischio però, è non trascurabile e andrebbe ridotto.

I limiti di tollerabilità sono definiti in base al contesto socio-economico ed alla opinione pubblica nella zona interessata dall'esposizione al rischio. Questi limiti, pertanto, devono essere accettati dagli organi di controllo e dalle autorità amministrative (22).

Alcune osservazioni molto generali sono state rese note (International Union on Geological Sciences, 1997):

- Il rischio di un elemento, dovuto ad instabilità franosa o da crollo non deve necessariamente avere un significato correlato ad un rischio corso solitamente durante la vita quotidiana
- Se possibile, il rischio deve essere ridotto
- Se la probabilità di perdita di vite umane è alta, il rischio deve essere molto basso
- Le persone sono più propense a tollerare:
  - o Il rischio indotto da una instabilità di tipo naturale rispetto ad una di tipo artificiale (ma se quella di tipo naturale è monitorata, la tollerabilità si riduce a quella della instabilità artificiale)
  - o Il rischio correlato a persone che lavorano nell'area a rischio (ad esempio le miniere) rispetto al rischio che coinvolge l'intera società.

Nella definizione di Rischio Accettabile, devono essere definiti due livelli fondamentali: il limite superiore (limite) ed il limite inferiore (obiettivo/target); si può far notare che:

- Livelli di rischio maggiori del limite sono sempre non accettabili
- Livelli di rischio minori del limite e dell'obiettivo (target) sono sempre ACCETTABILI
- Livelli di rischio compresi tra limite e target devono essere analizzati con cura

In riferimento alla Figura 5.3, è possibile definire le quattro categorie di livelli di rischio come segue:

- **Rischio NON ACCETTABILE:** il rischio è così alto che le persone ammettono di non poterlo accettare; in questo caso le misure di mitigazione sono richieste per la sicurezza della comunità.
- **ALARP** (As Low As Reasonably Practicable): il livello di rischio è compreso tra quello accettabile e non accettabile; in questo caso il rischio è tollerabile se il costo per la sua riduzione risultasse maggiore di quello relativo al danno.
- **Rischio TOLLERABILE:** le persone sono pronte a far fronte a questo rischio; nessuna misura di mitigazione è richiesta a meno che siano trascurabili in termini di costo e tempo.
- **Regione di Massima Cautela** (Intense Scrutiny Region): è riferita ad eventi rari che possono causare la morte di molte persone. In questo caso, sono necessarie attente valutazioni.

Le strategie di mitigazione del rischio possono essere raggruppate in due categorie principalmente (23):

- Ingegneristiche, le quali agiscono sulle caratteristiche del fenomeno e sugli elementi a rischio
- Non Ingegneristiche, che includono attività di pianificazione e gestione

Richiamando la classica equazione della determinazione del rischio:

$$R_T = H * V * E_S * W$$

Le azioni di mitigazione possono essere mirate e in riferimento alle fasi di analisi di rischio alle quali sono correlate. Procedendo in ordine:

- Per mitigare la pericolosità (H): è necessario lavorare sull'innesco e la propagazione della frana (stabilizzandola o prevenendone la fase post-innesco)
- Per mitigare la vulnerabilità (V): è possibile incrementare le caratteristiche di resistenza degli elementi a rischio contro le tensioni indotte dall'evento, oppure in termini di tolleranza agli spostamenti (cedimenti totali o differenziali)

- Per mitigare l'esposizione ( $E_s$ ): è possibile ridurre il tempo trascorso dall'elemento a rischio nell'area a rischio quando è possibile (interruzione del traffico, segnalazioni acustiche, monitoraggio delle aree instabili con allarmi integrati, ecc.)
- Per mitigare il valore dell'elemento a rischio ( $W$ ): è possibile soltanto optare per un cambio di destinazione d'uso di terreni e strutture.

Le operazioni di mappatura del rischio ed intervento devono necessariamente essere svolte su mappe a scala coerente in base all'obiettivo finale; infatti, per esempio, scale con una scarsa risoluzione non si prestano a localizzare un intervento di difesa attivo o passivo; in Figura 5.4 si fornisce un'idea del concetto secondo (22).

In generale, la miglior strategia di mitigazione viene pianificata previa dettagliata analisi costi-benefici; in ogni caso è comunque possibile intervenire come visto precedentemente, su ognuno dei singoli termini che compongono il rischio.

Se si volesse interpretare la procedura appena vista come un ciclo, risulta ben chiaro che dopo aver valutato il rischio e dopo aver scelto la miglior strategia di mitigazione, è necessario calcolare il rischio residuo. Esso sarà sicuramente minore di prima perché l'intervento/gli interventi di mitigazione hanno ridotto il rischio totale. A questo punto si potrebbe iterare la procedura, riproponendo una nuova analisi di rischio che tenga conto degli interventi appena citati: sicuramente il rischio residuo non potrà mai risultare nullo, a meno che vengano rimossi dall'analisi gli elementi a rischio.

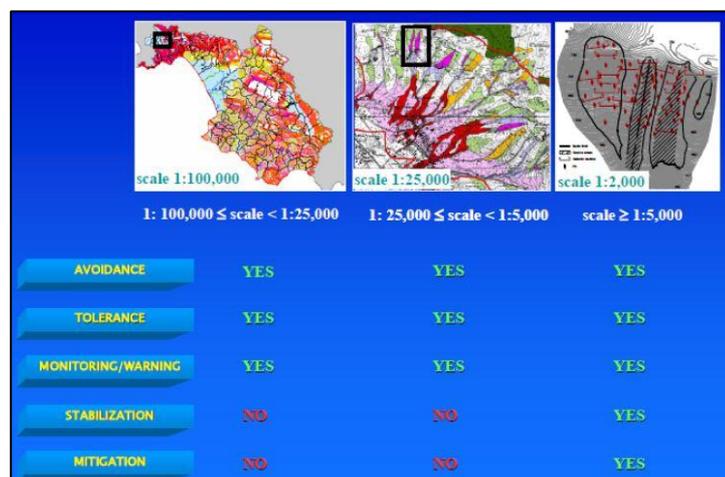


Figura 5.4 - Strategie di Riduzione del rischio in base alla scala di rappresentazione (22)

## 5.4 METODO IMIRILAND

Il metodo IMIRILAND (2),(27) (nato nell'ambito dell'omonimo progetto europeo sostenuto dall'UE dal 1° marzo 2001 al 31 dicembre 2003) è una metodologia multidisciplinare finalizzata alla valutazione quantitativa del rischio (Quantitative Risk Assessment), correlato ai grandi fenomeni franosi e applicato recentemente anche alla caduta massi. La metodologia IMIRILAND (Impact of Large Landslides in the Mountain Environment: Identification and Mitigation of Risk), è stata utilizzata in alcuni siti delle Alpi e dei Pirenei ed ha permesso di quantificare il rischio attraverso l'iterazione sistematica dell'analisi di tutti i fattori che caratterizzano la pericolosità connessa alle grandi frane e le relative conseguenze per l'uomo e l'ambiente e vuole pertanto includere tutte le possibili conseguenze che corrispondono a ogni fonte di vulnerabilità: rischio fisico, rischio sociale, rischio ambientale e rischio economico. Queste quattro componenti del rischio dovranno essere definite in maniera esaustiva, per sopperire alla difficoltà di attribuire valori confrontabili a tutte le diverse categorie di beni e persone e, quindi, di ottenere scenari di rischio comparabili.

Bisogna ricordare che oltre al suo fine principale, Il QRA può anche essere utilizzato per ottimizzare la mitigazione del rischio dal punto di vista costi-benefici. Esso deve rispondere alle stesse quattro domande viste nel paragrafo precedente, riproposte da (2):

- Cosa può causare?
- Dove può avvenire?
- Quanto spesso?
- Quanto sarà severo l'impatto?

Dopo aver descritto i principi cardine del metodo, si vuole far notare al lettore che il problema della valutazione quantitativa e rigorosa del rischio (QRA) potrà essere risolto con successo se e solo se ogni componente del rischio:

- è espressa numericamente;
- è rappresentata spazialmente.

Pertanto, per calcolare matematicamente il rischio, verranno sfruttati semplici prodotti matriciali (Figura 5.5) accompagnati da una rappresentazione spaziale

in ambiente GIS.

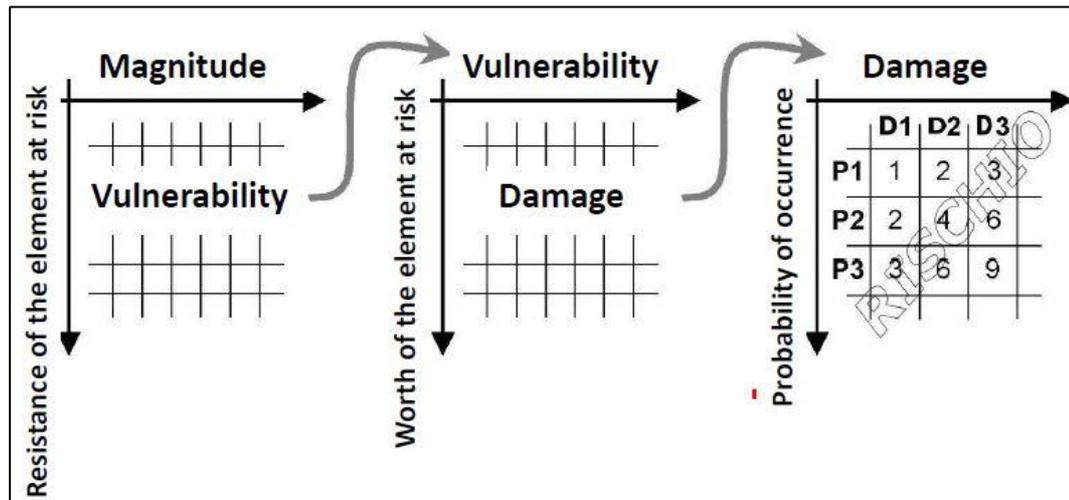


Figura 5.5 - Processo di moltiplicazione indiciale nel metodo IMIRILAND (3)

Come si può vedere nella figura precedente, il metodo rispecchia la teoria introdotta nel paragrafo precedente e segue sempre tre fasi ben definite e distinte:

- analisi di pericolosità;
- analisi del danno;
- calcolo del rischio.

Ovviamente, per tutte e tre le fasi, si opterà per una analisi volta ad ottenere risultati in termini quantitativi, elemento fondamentale per poter implementare i prodotti matriciali.

#### 5.4.1 Analisi di pericolosità (H)

Viene utilizzato un approccio multidisciplinare che integra diversi tipi di sub-analisi:

- Analisi geologiche e geomorfologiche in grado di definire la geometria del versante soggetto ad instabilità e del meccanismo di innesco;
- Analisi storiche in grado di ricostruire la cronistoria degli eventi passati
- Analisi dei dati di monitoraggio in grado di ricostruire le relazioni che intercorrono tra tempo e spostamenti della frana:

I risultati di ognuna delle analisi verranno utilizzati come dati di input nelle successive analisi di pericolosità, atte ad affinare il modello; ciò significa che esse sono consequenziali.

## 5.4.2 Analisi del danno (D)

In questo step, tre fasi principali sono utilizzabili:

- 1) Identificazione degli elementi a rischio e loro valore
- 2) Valutazione della vulnerabilità
- 3) Stima del danno atteso

Si passa alla descrizione di ognuno dei 3:

1) Gli elementi a rischio sono classificati in quattro categorie:

- a. *Fisici*: legati al valore dell'elemento (basandosi sul costo atteso per la ricostruzione)
- b. *Economici*: legati al valore delle attività commerciali e produttive
- c. *Sociali*: legati al valore riferito alla presenza di persone
- d. *Ambientali*: legati all'ambiente in termini di valore architettonico, e floro-faunistico

Il metodo per attribuire il valore dei beni mediante indici è particolarmente soggettivo, e proprio di chi conduce l'analisi; un esempio di attribuzione di indici è riportato in Figura 5.6: per ogni elemento a rischio è stato indicato un "indice di valore relativo". Ove elementi (beni e attività economiche) possono essere valutati monetariamente, gli indici rappresentano un costo relativo. In queste tabelle, i valori relativi sono stati valutati in modo arbitrario (utilizzando gli indici da 1 a 4) e, quindi, hanno solo un significato relativo in ciascuna delle categorie considerate. Si vuole evidenziare, che sono stati scelti dei parametri legati al contesto di lavoro in cui ci si trova, alla scala dell'analisi ed infine in base al contesto socio-economico della località.

Element at risk	Assets relative value	Relative value of interruption of economic activity	Environmental relative value
Densely built modern cities (with high-rise buildings)	4	4	1
Historical city centers	4	2	4
Residential areas	4	1	1
Productive or industrial areas	4	4	1
Strategic services and facilities	4	4	2
Extra-municipal infrastructures and plants	4	4	2
Valuable buildings or valuable rural centers (historical, architectural, artistic and/or cultural value)	3	1	3

Figura 5.6 – Esempio di attribuzione di indici rappresentativi del valore dell'elemento a rischio, in un caso specifico - (3)

2) Per la valutazione della Vulnerabilità, sono due gli approcci più usati:

- i) Basato sugli effetti dell'evento simulato sugli elementi a rischio (perdita di valore economico); in questo caso sono definibili 5 classi: a partire da 0 (nessuna perdita); 0.25; 0.50; 0.75; 1 (perdita completa).

Attraverso studi dettagliati si potrebbero attribuire dei pesi a varie classi percentuali in base alle cosiddette "curve di utilità". Ad esempio, nel caso di interruzione stradale, in riferimento alla vulnerabilità economica alcuni studi hanno evidenziato una curva di tipo logaritmico (Figura 5.7), poiché la vulnerabilità può decrescere con il passare delle ore, grazie all'apertura di varchi o strade alternative (es: indici variabili - 0, 0,5, 0,8, 0,95, 1- in funzione del tempo trascorso).

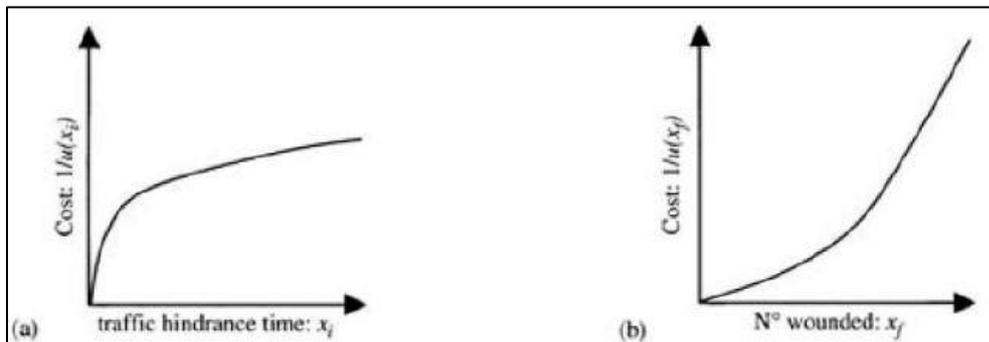


Figura 5.7 - a) Variazione del costo del traffico impedito in funzione del tempo; (b) Variazione non lineare del costo del soccorso e dell'assistenza medica in funzione del numero di persone - (9)

- ii) Basato sull'intensità dell'evento in termini energetici, pertanto si possono attribuire i valori come in Figura 5.8:

Physical vulnerability		Social vulnerability		
Vulnerability description	Loss range	Index	Vulnerability description	Index
Intact structures	0	0	Non-affected persons	0
Local damage	1-25%	0.25	No physical damage, evacuated persons	0.25
Serious damage (possible to repair)	26-50%	0.5	Physical damage (persons may continue their activities)	0.5
Mostly destroyed structures (difficult to repair)	51-75%	0.75	Seriously wounded persons (up to 50% disability)	0.75
Total destruction (out of use; e.g. >5% inclination)	76-100%	1	Fatalities, 51-100% disability	1
Environmental vulnerability		Economic vulnerability		
Vulnerability description	Loss range	Index	Vulnerability description	Index
Intact element	0	0	No interruption	0
Local loss	1-25%	0.25	Short temporary interruption (hours to day)	0.25
Serious damage (possible to repair)	26-50%	0.5	Average temporary interruption (days to week)	0.5
Mostly destroyed elements (difficult to repair)	51-75%	0.75	Long temporary interruption (weeks to months)	0.75
Total destruction	76-100%	1	Permanent interruption	1

Figura 5.8 - Esempio di valutazione dei valori dei fattori di vulnerabilità per aspetti fisici, sociali, ambientali, economici. (3)

Anche in questo caso, la vulnerabilità può essere suddivisa in quattro classi:

- a) *Fisica*: relativa alle strutture, essa tiene conto dell'intensità dell'evento e delle caratteristiche di resistenza e dello stato di fatto (vita utile) delle stesse;
- b) *Economica*: relativa all'interruzione delle attività economiche, tiene conto dell'intensità dell'evento, del tipo di attività coinvolta e della possibilità che essa non sia coinvolta;
- c) *Sociale*: relativa alle persone, tiene conto dell'intensità dell'evento e delle persone che sono in grado di scampare all'eventuale fenomeno allontanandosi dall'area coinvolta;
- d) *Ambientale*: relativa all'assetto ambientale, tiene conto dell'intensità dell'evento e della capacità di ripopolamento delle specie florofaunistiche

3) Per la stima del danno atteso, il calcolo è espresso come:

$$D = W * V$$

(5.3)

Essendo W il valore degli elementi a rischio e V la vulnerabilità; ancora, in modo del tutto logico, quattro differenti classi di danno saranno ottenute; e saranno classificate esattamente nello stesso modo: Danno Fisico, Economico, Sociale ed Ambientale.

#### 5.4.3 Calcolo del Rischio (R)

Infine, il metodo IMIRILAND ha permesso di definire il pericolo (H) dalle sue tre componenti: area interessata, intensità del processo e probabilità di accadimento. L'area interessata che è riferita direttamente agli elementi a rischio, e l'intensità del processo che è a sua volta legata alla vulnerabilità, sono già state utilizzate e incluse nelle conseguenze. Quindi, il rischio è il risultato del prodotto della probabilità di accadimento (P) e delle sue conseguenze (C):

$$R = P \times C$$

(5.4)

Per concludere, l'approccio matriciale utilizzato nella valutazione del rischio prevede una semplice moltiplicazione tra Probabilità di Accadimento e Conseguenze; il risultato sarà un Rischio che verrà pertanto definito per ciascuna categoria di vulnerabilità, ottenendo così il valore di rischio fisico, sociale, ambientale ed economico. Tale operazione dovrà essere ripetuta per ogni scenario di pericolo (per ogni volumetria considerata con RF3D), o comunque per ogni specifica probabilità di accadimento considerata. Questo sarà il metodo con il quale si cercherà di sviluppare l'analisi di rischio caduta massi; successivamente, utilizzando i risultati ottenuti da (28) nel suo lavoro di tesi riferito al rischio per valanghe di neve, si calolerà il rischio congiunto da crollo in roccia diffuso e valanghe di neve, per poi arrivare a produrre delle cosiddette mappe multi-rischio.

## Capitolo 6 ANALISI DI STABILITA' DEL CASO DI STUDIO

Il presente capitolo riporta le analisi condotte al fine di analizzare la stabilità di un'area soggetta a diversi rischi naturali, fra i quali il fenomeno di crollo in roccia. L'area è situata in alta Valsesia, nel comune di Rassa (VC). Tale fenomeno è presente nell'area sia come crollo di singoli blocchi che come crollo diffuso. L'analisi della prima tipologia è condotta secondo il metodo dell'equilibrio limite, mentre la seconda è affrontata con approccio stocastico e in ambiente tridimensionale, mediante il programma RockyFor3D.

### 6.1 Inquadramento Geografico-Geomorfologico

Rassa è un paesino dell'alta Valsesia, nel vercellese, che conta ad oggi 67 abitanti (25 residenti a tempo pieno). La quota media è di 917 m.s.l.m. e l'abitato è situato in corrispondenza della confluenza dei torrenti Sorba e Gronda che prendono il nome dalle suddette valli. Si riporta in Figura 6.1 l'inquadramento geografico di Rassa:

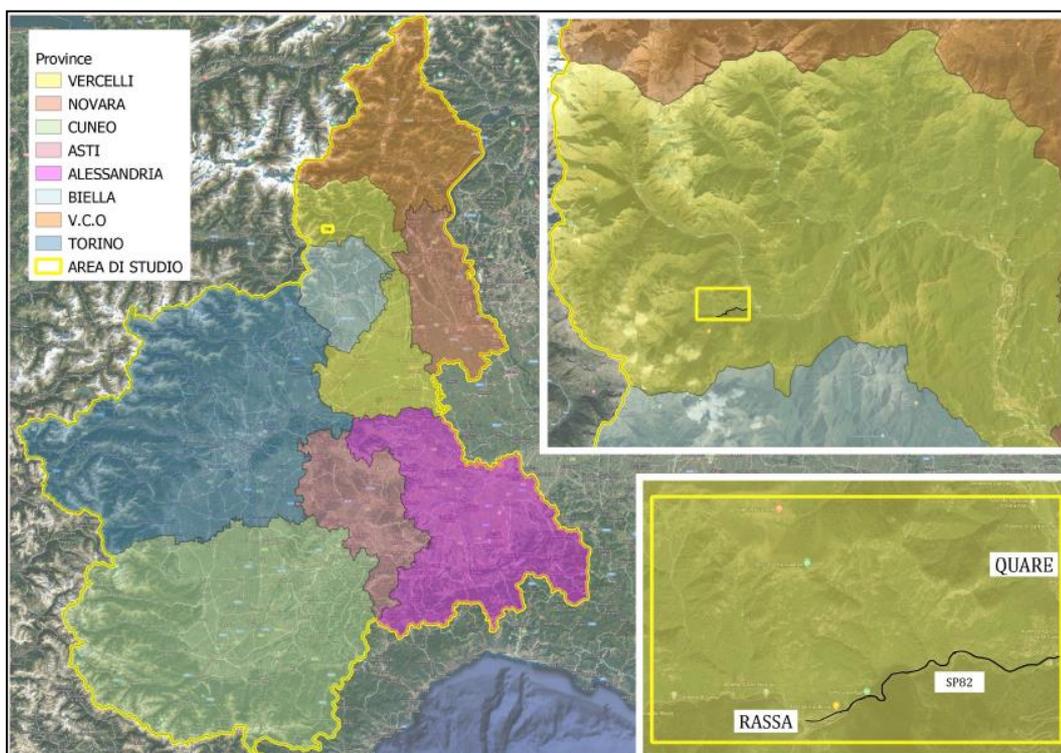


Figura 6.1 – Inquadramento geografico del comune di Rassa (VC) con tre livelli di dettaglio (Google Maps Hybrid in sfondo) – Mensa, 2021

Si vuole rimarcare che la piovosità è più abbondante durante i mesi primaverili, nonostante una presenza costante di pioggia anche durante il resto dell'anno. La piovosità media sull'anno è di circa 1000 mm che risulta essere piuttosto persistente visto che la piovosità media su tutto il territorio piemontese nello stesso periodo è di poco meno di 1300 mm per l'anno 2019 (nono anno più piovoso dal 1958 – (29)).

Il clima presente nella val Sesia, in particolare in questo settore dell'alta valle, è di tipo umido-temperato con estate mite (con temperatura media che si aggira intorno ai 21-22°) secondo Koppen. La temperatura media annuale oscilla tra -2° e 18°, con una delta assoluta di 18°; mentre, le temperature minime si registrano durante i mesi di Gennaio e Febbraio e quelle massime a Luglio.

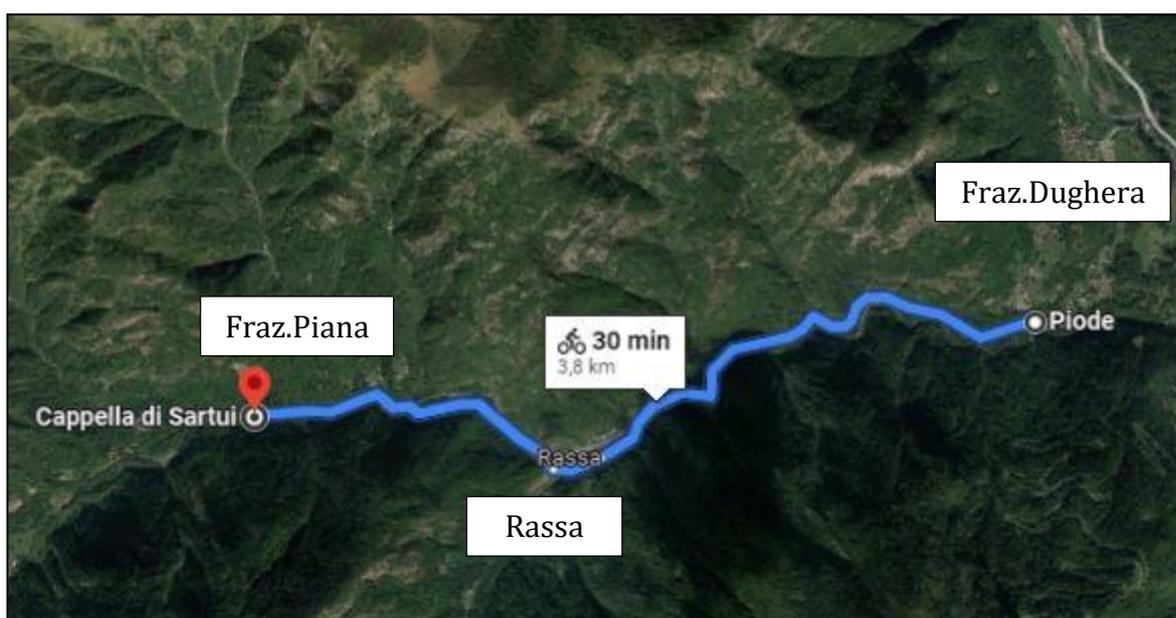
Le pendenze dei versanti a monte della SP82 e dell'abitato di Rassa, sono accomunati da una acclività molto forte (anche maggiore del 50% a ridosso della strada) e un fronte di parete calva a picco che insiste su tutto l'arco di cresta a quote più elevate. Il versante è interamente forestato, con vegetazione costituita da bosco misto a latifoglie, con prevalenza di castagno (alcuni esemplari molto vecchi e di grande diametro), rovere, nocciolo, betulla nelle radure e ontano bianco negli impluvi. La densità stimata è di circa 2000 alberi per ettaro (mediata sulla vasta area di studio). La roccia presente è prevalentemente composta da gneiss e metagranitoidi (2). Le pareti rocciose sono spesso intensamente fratturate, sia lungo il tratto di SP82 tra fraz. Dughera e Rassa, sia nella parte sopra l'abitato.

## 6.2 Scelta dell'area d'indagine

La scelta dell'estensione dell'area di studio è stata oggetto delle prime discussioni preliminari alla tesi; l'intento è stato quello di condurre una analisi di rischio, volta a valutare quale potesse essere il rischio da caduta massi lungo il tratto di SP82 prima evidenziato. Il motivo risiede nel fatto che lungo questo tratto di strada si verificano frequentemente eventi valanghivi che portano alla chiusura della stessa (28); durante questi eventi invernali, insieme alla neve cadono anche

detriti rocciosi che molto probabilmente vengono staccati dal flusso di neve in movimento. A tal proposito, era nell'interesse della comunità quello di capire se oltre al rischio valanghe persistesse anche quello da crollo in roccia.

Per indagare il livello di rischio per caduta massi l'area considerata è stata scelta a partire dalla progressiva km 1+500 della SP82 alla progressiva km 3 della stessa in corrispondenza del centro di Rassa. L'analisi si estende anche oltre (per completezza), su Via Guglielmo Marconi, che è il proseguimento fisico della SP82 che porta alla frazione Piana (vedi Figura 6.2).



*Figura 6.2 - Inquadramento geografico della porzione di strada oggetto di indagine*

Per tale area si è dunque proceduto a valutare la pericolosità, a definire gli elementi a rischio e la corrispondente vulnerabilità e infine il rischio. Tenendo infine in conto i risultati dell'analisi di rischio per valanghe di neve condotta nella stessa area precedentemente (28) si sono infine create delle mappe multirischio.

### 6.3 Caratterizzazione strutturale dell'ammasso roccioso

Nel lavoro che sarà presentato in seguito saranno utilizzati dati raccolti dalla società Tecnosesia e dati raccolti durante alcuni sopralluoghi effettuati nell'ambito della presente tesi. Per quanto riguarda lo studio delle discontinuità, esso sarà suddiviso in più parti: nel primo paragrafo sarà riportato lo studio utilizzando i soli dati dell'anno 2006 mentre nel secondo paragrafo verranno aggiunti anche i dati relativi all'anno corrente, seppur pochi.

### 6.3.1 Analisi con dati anno 2006

Per l'individuazione delle famiglie dei piani di discontinuità, è stato utilizzato dal sottoscritto il software ROCSCIENCE DIPS (30). In Tabella 6.1 sono riportati i dati di input per il software:

DIP [°]	DIP DIRECTION [°]	DIP [°]	DIP DIRECTION [°]	DIP [°]	DIP DIRECTION [°]
52	197	38	305	42	98
50	320	56	185	32	330
60	190	68	265	40	182
40	295	60	350	70	30
80	245	18	60	50	330
44	332	44	320	43	185
53	205	70	273	60	45
63	347	40	168	68	276
85	205	42	325	52	2
50	320	40	190	45	325
75	280	46	185	55	335
42	205	30	95	75	74
85	345	80	180	60	60
60	24	78	185	68	120
50	195	36	170	40	330
52	190	42	80	82	60
38	330	64	190	85	82
43	195	38	172	85	60
35	312	42	359	24	302
85	275	48	76	88	60

*Tabella 6.1 - Dati di input Rocscience Dips - Studio Tecnosesia, Anno 2006*

Sono stati riportati i dati di input ossia i dati rilevati nell'anno 2006 che corrispondono a circa 60 piani di discontinuità con relativa orientazione (Inclinazione=Dip, Immersione=Dip Direction). Una volta immessi, il software restituisce lo stereogramma sul quale sono individuati i poli dei piani di discontinuità grazie ai quali è possibile selezionare le aree a più alta densità (in Figura 6.3); in riferimento a queste aree, vengono tracciati i piani rappresentativi delle varie famiglie: in particolare se ne identificano quattro, come è possibile vedere in Tabella 6.2:

DIP [°]	DIP DIRECTION [°]	famiglia
47	188	K1
44	326	K2
70	274	K3
85	60	K4

Tabella 6.2 - Famiglie ottenute con i soli dati del 2006 - Rocscience Dips

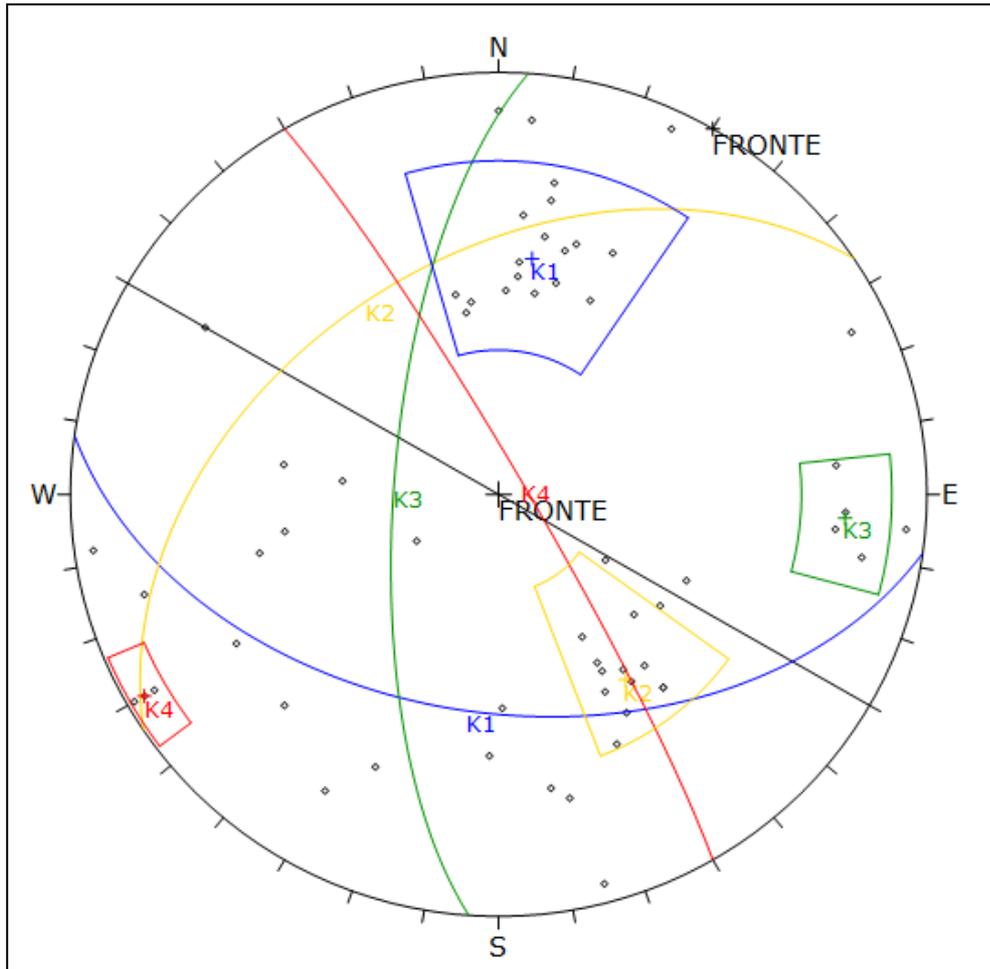


Figura 6.3 - Stereogramma ottenuto con Dips - dati del 2006

### 6.3.2 Analisi con dati anno 2006 e 2021

In Tabella 6.3 e Tabella 6.4 è possibile consultare la scorta dei dati rilevati durante i sopralluoghi di Gennaio e Maggio 2021; questi dati sono stati aggiunti alla scorta di dati del 2006 e successivamente processati mediante Dips.

Anno 2021 - GENNAIO															
$\psi$ [°]	35	28	41	45	51	53	40	30	26	43	45	30	45	38	30
$\alpha$ [°]	190	170	150	180	170	190	70	60	55	335	320	335	355	340	330

Tabella 6.3 - Dati di input Rocscience Dips - Gennaio 2021

Anno 2021 - MAGGIO																				
$\Psi$ [°]	38	46	69	80	81	87	65	87	57	48	41	37	32	66	69	50	66	69	85	35
$\alpha$ [°]	200	335	250	240	235	240	265	235	45	180	180	345	195	175	175	200	175	175	200	300

Tabella 6.4 - Dati di input Rocscience Dips - Maggio 2021

In seguito all'elaborazione dei dati completi, Dips fornisce lo stereogramma in Figura 6.4:

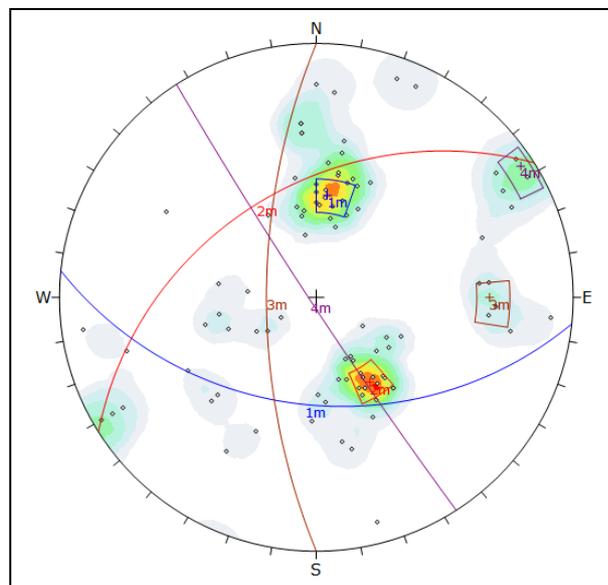


Figura 6.4 - Stereogramma ottenuto con Dips - dati del 2006 e 2021

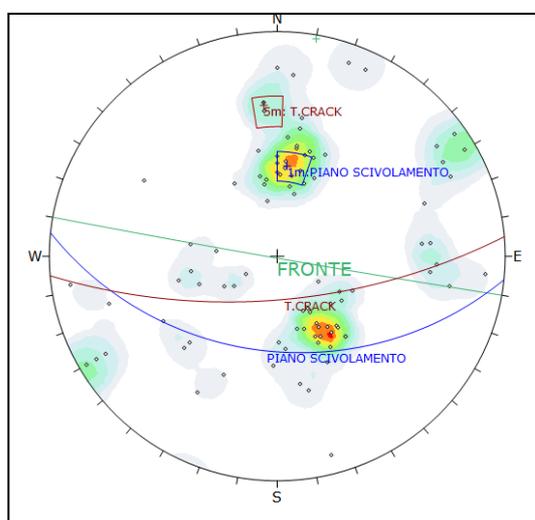
Confrontando i due output in Figura 6.3 e Figura 6.4 si può vedere che sono molto simili, e le famiglie che ne derivano, altrettanto; in Tabella 6.5 viene riportato un nuovo riepilogo delle famiglie ottenute dopo questa seconda analisi.

DIP [°]	DIP DIRECTION [°]	famiglia
46	189	K1
42	326	K2
69	274	K3
80	235	K4

*Tabella 6.5 - Famiglie ottenute con dati del 2006 e 2021 – Rocscience Dips*

Rispetto all'analisi con Dips sui dati del 2006, si nota una differenza nella famiglia k4: sostanzialmente la famiglia identificata è la stessa (in Tabella 6.2 essa era riportata con orientazione 85/60), per un gap di pochi gradi essa è in realtà rivolta dalla parte opposta.

Dall'analisi strutturale si evince che la famiglia di piani K1 rappresenta fondamentalmente il piano di scivolamento; risulta altresì interessante la presenza di una famiglia di orientazione 70/175 che potrebbe comportarsi come eventuale giunto di trazione visto che il fronte è orientato come 90/210. In Figura 6.5 si riporta lo stereogramma con le tre famiglie più critiche dal punto di vista dello scivolamento planare:



*Figura 6.5 – Stereogramma con eventuale giunto di trazione*

### 6.3.3 Stima dei parametri di resistenza per la Matrice Rocciosa

Per ottenere una caratterizzazione completa del sito è di fondamentale importanza cercare di descrivere i parametri meccanici che contraddistinguono le due entità fondamentali presenti nell'ammasso: la matrice rocciosa e le discontinuità.

In questo lavoro è doveroso ricordare che non sono a disposizione dati ottenuti da prove in laboratorio, pertanto, i valori utilizzati verranno supposti a valle delle informazioni note dalla relazione dello Studio Tecnoesia o ipotizzati scegliendoli da letteratura ove non siano presenti indicazioni di nessun genere.

Al fine di individuare i parametri di resistenza della matrice rocciosa, è stato utilizzato il software RocData della collana Rocscience (30).

#### *Input RocData*

Il software richiede in input i seguenti valori per il criterio di rottura di Hoek & Brown:

- $\sigma_{ci}$ : resistenza a compressione monoassiale della roccia intatta [MPa];
- GSI: Geological Strength Index;
- $m_i$ : costante riferita al litotipo;
- $E_i$ : modulo di deformazione del materiale roccioso [MPa].

Da letteratura si conviene che il range adatto per la valutazione della massima resistenza a compressione monoassiale di uno gneiss sia compreso tra 50 e 200 MPa. Poiché non si hanno sufficienti informazioni per scegliere un valore mirato all'interno del range, si è fatto riferimento a quanto proposto da (31) e riportato in Tabella 6.6:

Riferimento Bibliografico	Litotipo	Proprietà del materiale roccioso		
		$\sigma_{ci}$	$E_i$	$MR=E_i/\sigma_{ci}$
		[MPa]	[GPa]	[-]
Barton et al. (1992)	Gneiss	78.5	51.5	656

Tabella 6.6 - Scelta del parametro  $\sigma_{ci}$  - (31)

Il valore scelto è riferito in generale come media su tante prove fatte su gneiss di tutto il mondo e quindi di conseguenza caratterizzati da gradi di alterazione diversi; nel caso in esame matrice rocciosa potrebbe essere stata danneggiata dall'esecuzione, nel passato, di volate per la costruzione della strada. Per questo motivo si considera ragionevole assumere il valore medio riportato nella Tabella 6.6.

Per quanto riguarda il GSI, poiché si sta valutando la resistenza della roccia intatta, è necessario porlo pari al 100% ossia nel caso in cui l'ammasso non sia fratturato.

Lo stesso discorso fatto per il valore di resistenza a compressione monoassiale  $\sigma_{ci}$  vale anche per modulo elastico della roccia  $E_i$ , ossia si considerano dati da letteratura: a tal proposito in molti testi di Meccanica delle Rocce è fornito in via preferenziale il parametro MR (Modulus Ratio – vedi Cap.2) dal quale è possibile ricavare  $E_i$  il cui valore è riportato in Tabella 6.6.

A questo punto è necessario stimare, grazie alla libreria insita nel software (che contiene i range del parametro presenti in letteratura), il parametro  $m_i$  che si riferisce al litotipo (32) nel criterio di Hoek & Brown; il secondo parametro del criterio,  $s$ , è posto pari ad 1 trattandosi di matrice rocciosa.

E' anche necessario determinare il range nel quale verrà linearizzato il criterio di Hoek & Brown per ottenere l'involuppo di Mohr-Coulomb: per roccia intatta, lo si linearizza in un range pari a  $\sigma_3 = 0 - 0.5\sigma_{ci}$ , come proposto dagli autori. Pertanto, sono stati utilizzati 8 punti equidistanti sui quali si genera una retta di tendenza che li interpola secondo la regola del minimo scarto (Figura 6.6). Infine, è possibile ottenere i valori dei parametri del criterio di Mohr-Coulomb indicati in Tabella 6.7.

Coesione	Angolo di resistenza al taglio
c [MPa]	$\varphi$ [°]
18	47

Tabella 6.7 - Parametri di resistenza per la roccia intatta - ottenuti mediante linearizzazione del criterio di H&B

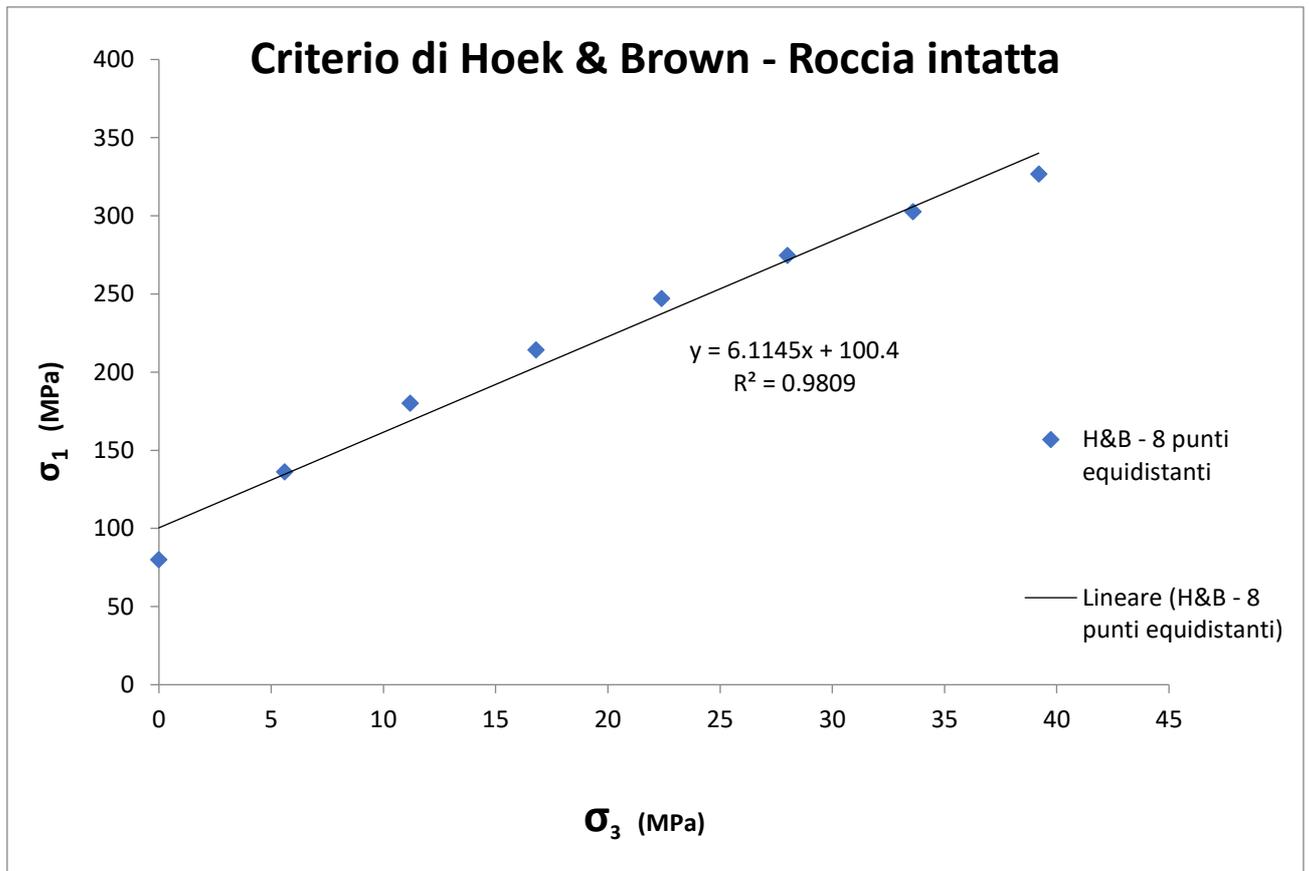


Figura 6.6 - Selezione di 8 punti equidistanti sulle ascisse e linearizzazione del criterio non lineare di H&B

### 6.3.4 Stima dei parametri di resistenza per la discontinuità

Vista la totale mancanza di informazioni derivanti da prove di taglio diretto, sarà necessario introdurre delle supposizioni in merito ai parametri necessari per lo studio della risposta meccanica delle discontinuità.

In Tabella 6.8 è riportata una definizione data da (33) che differenzia i range di angolo di resistenza al taglio di base di vari tipi di roccia in relazione alle condizioni di saturazione del giunto; analogamente (34) fornisce anch'esso degli intervalli di angolo di resistenza al taglio di base ottenuti da prove di taglio diretto su giunto liscio (Tabella 6.9).

Rock	$\varphi_{\text{base dry}} [^\circ]$	$\varphi_{\text{base wet}} [^\circ]$
Sandstone	26 - 35	25 - 34
Siltstone	31 - 33	27 - 31
Limestone	31 - 37	27 - 35
Basalt	35 - 38	31 - 36
Fine-grained granite	31 - 35	29 - 31
Coarse-grained granite	31 - 35	31 - 33
Gneiss	26 - 29	23 - 26
Slate	25 - 30	21
Dolerite	36	32
Porphyry	31	31
Shale	-	27
Chalk	-	30
Amphibolite	32	-

Tabella 6.8 - Basic friction angles for different rocks (33)

Tipo di Roccia	Classe	$\varphi_{\text{base}} [^\circ]$
Scisti, Marne	Basso attrito	20 - 27
Arenarie, siltiti, gesso, gneiss, ardesia	Medio attrito	27 - 34
Basalto, granito, calcare, conglomerati	Alto attrito	34 - 40

Tabella 6.9 - Typical range of friction angle - (34)

Poiché dalla relazione geologica dello studio Tecnoesia si evince che la roccia affiorante è composta in parte da Metagranitoidi e in larga parte da Gneiss, è stato scelto un valore mediato in base alle evidenze sperimentali riportate precedentemente, e di conseguenza:

$$\varphi_{base} = 30^\circ$$

(6.1)

Per tener conto della scabrezza delle discontinuità, si ricorre al criterio di resistenza a taglio non lineare di Barton:

$$\tau_n = \sigma_n \cdot tg \left( \varphi_b + JRC \log \left( \frac{JCS}{\sigma_n} \right) \right)$$

(6.2)

*JRC = coefficiente di scabrezza (da pettine di Barton)*

*JCS = resistenza alla compressione sulla superficie del giunto (da sclerometro)*

Per quanto riguarda la scabrezza, poiché valutata puramente in termini visivi, essa è stata la grandezza più approssimata; sia negli appunti di campagna (Studio Tecnoesia, 2006) che durante i sopralluoghi nei mesi di Gennaio e Maggio 2021, è risultato chiaro che si può attribuire un valore medio della scabrezza compreso tra 12 e 14 (sulla scala di Barton). Dal punto di vista della resistenza delle asperità, si ha a disposizione una scorta abbastanza ampia di letture con il martello di Schmidt che fornisce dei dati con una grande variabilità; visto lo stato di alterazione superficiale, e soprattutto della famiglia K1 (la più problematica dal punto di vista della stabilità), si è deciso di considerare come JCS di partenza, il valore minimo di resistenza a compressione monoassiale reperibile in letteratura, ossia il limite inferiore per uno Gneiss, pari a circa 50 MPa.

#### 6.4 Analisi di Stabilità dello sperone di roccia

Nell'area di studio è presente un masso aggettante di medio-grandi dimensioni, che si stima poter raggiungere i 900 m<sup>3</sup> (Figura 6.7), il cui collasso potrebbe indurre ingenti danni alla sede stradale ed alle persone. Dai dati di orientamento delle famiglie di giunti ottenuti nel sottocapitolo 6.3 è possibile individuare dei vincoli geometrici (Tabella 6.10) mediante i quali è possibile disegnare in Autocad la forma dello Sperone aggettante (Figura 6.8).

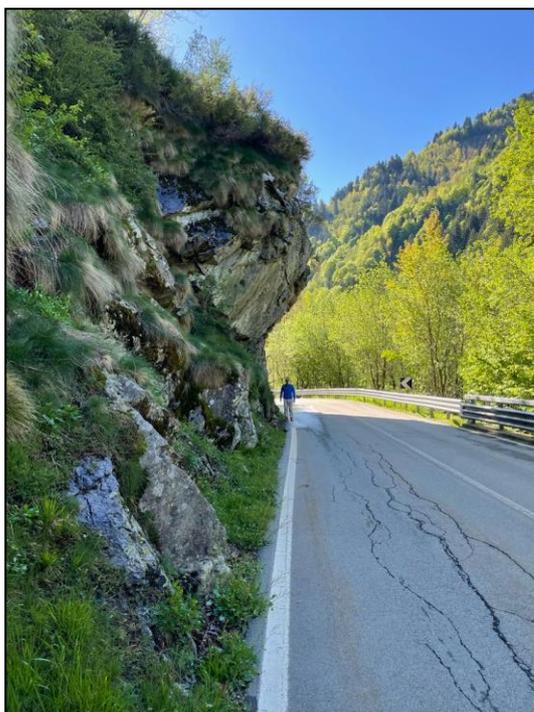


Figura 6.7 - Immagine dello Soerone ripreso da Monte

$\psi_d$ [°]	46	Inclinazione piano di scivolamento - famiglia K1
$\beta$ [°]	5	Inclinazione del piano di monte
$h$ [m]	12	Altezza del fronte

Tabella 6.10 - Vincoli geometrici per lo sperone aggettante

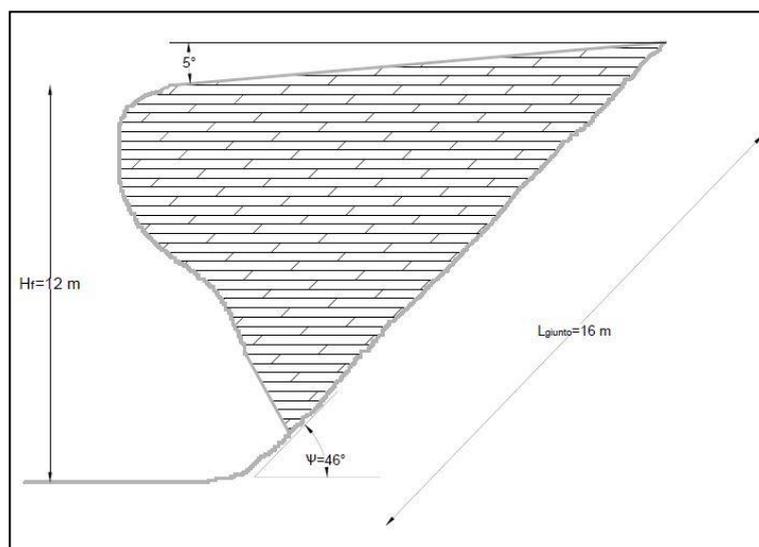


Figura 6.8 - Modello dello Sperone disegnato rispettando i vincoli geometrici noti

Di seguito invece, si riporta l'analisi cinematica volta alla valutazione della stabilità per scivolamento, ricordando che esso si verifica se:

- $\alpha_{FRONTE} - 20^\circ < \alpha_{DISCONTINUITA'} < \alpha_{FRONTE} + 20^\circ$  condizione  
sull'IMMERSIONE
- $\psi'_{DISCONTINUITA} < \psi_{FRONTE}$  condizione  
sull'INCLINAZIONE

Si riporta in Tabella 6.11 un estratto del foglio di calcolo dove sono state impostate le seguenti condizioni:

modello dips completo			
famiglia	DIP	DIP_DIR	verifica
K1	46	190	scivola
K2	42	326	non scivola
K3	69	274	non scivola
K4	80	235	non scivola

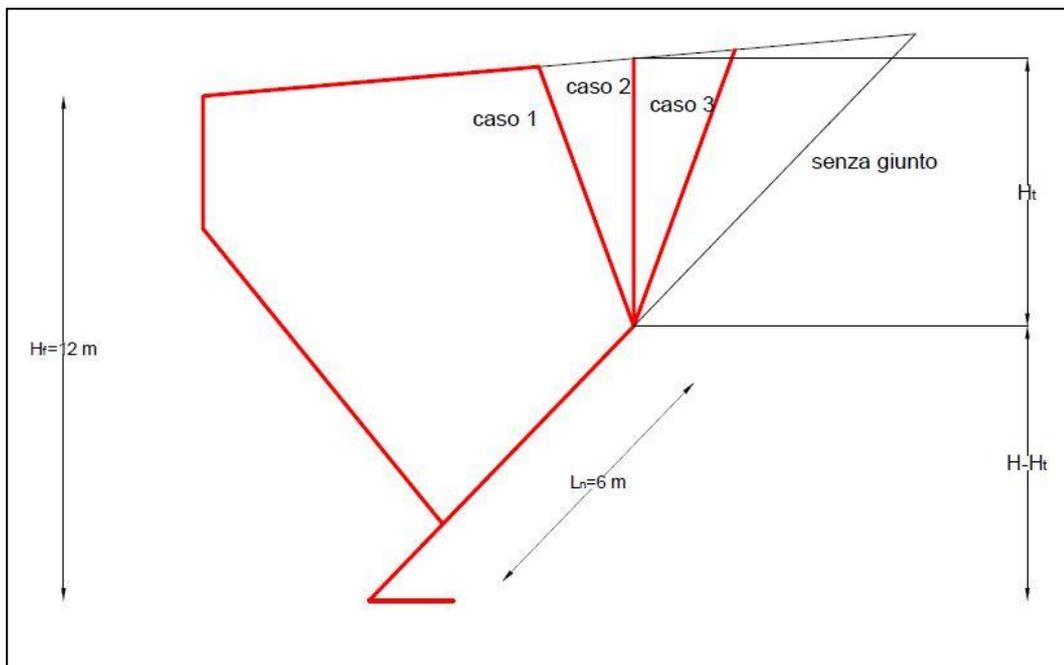
*Tabella 6.11 - Verifica condizioni di scivolamento planare*

Si può vedere che solo il piano K1 ha soddisfatto le condizioni necessarie allo scivolamento, quindi sarà necessario studiarne la stabilità.

Risulta chiaro dalla Figura 6.8 che un masso di quelle dimensioni difficilmente possa essere un blocco monolitico; molto probabilmente è presente un sistema di giunti che ha una immersione simile a quella del fronte e che quindi si comporti come giunto di trazione (come descritto in Figura 6.5). La presenza di tale giunto di trazione è stata confermata anche da un'ispezione sulla sommità dello sperone.

La scarsa conoscenza della reale persistenza non ha permesso di determinare quale sia la reale porzione a rischio di instabilità; per questo motivo è stato necessario produrre una analisi multi-scenario, per individuare quali potrebbero essere le geometrie più probabili.

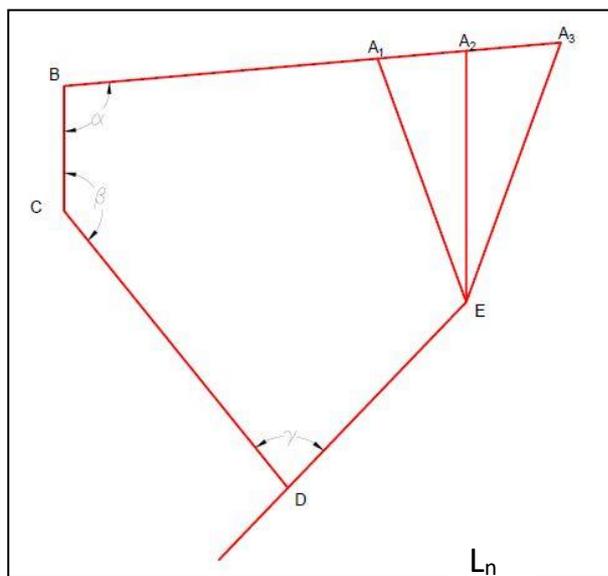
Per semplicità si riporta in Figura 6.9 uno schema del blocco equivalente che è stato considerato.



*Figura 6.9 – Blocco equivalente che verrà utilizzato nelle analisi*

I diversi scenari geometrici considerati variano in funzione dell'inclinazione del giunto di trazione e della lunghezza di giunto libero  $L_n$  (ipotizzata in base alle osservazioni in sito).

Per il calcolo delle aree, poiché si tratta un masso di forma poligonale, sarà necessario implementare la formula di camminamento (6.3) secondo lo schema geometrico in Figura 6.10.



*Figura 6.10 – Parametri geometrici per calcolo delle aree*

$$Area = \frac{1}{2} * [AB * BC * \sin\alpha + BC * CD * \sin\beta + CD * DE * \sin\gamma - AB * CD * \sin(\alpha + \beta) - BC * DE * \sin(\beta + \gamma) + AB * DE * \sin(\alpha + \beta + \gamma)]$$

(6.3)

Dall'implementazione della suddetta formulazione si ottiene l'area del blocco in diversi casi: si è optato per esaminare tre differenti scenari in termini di lunghezza di giunto libero Ln e tre diverse inclinazioni del giunto di trazione; inoltre, per completezza, si riporta anche il caso senza giunto di trazione. In Tabella 6.12 è possibile vedere il riepilogo degli scenari geometrici considerati:

AREA [m <sup>2</sup> ]	Ln 4m	Ln 6m	Ln 9m
caso1	35.7	45.3	53.3
caso 2	47.3	54.1	61.2
caso 3	59.3	63.6	68.2
senza giunto	98.0		

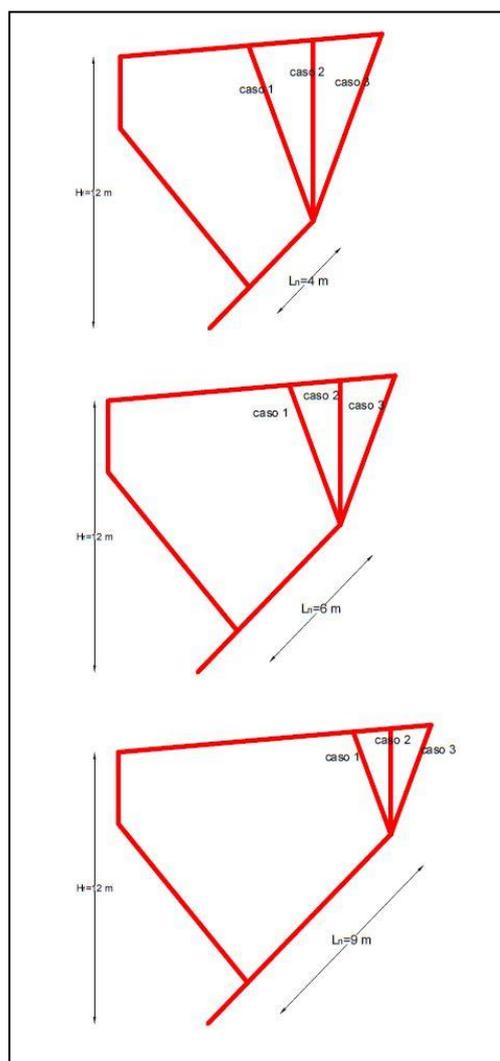
Tabella 6.12 - Aree calcolate secondo analisi geometrica multi-scenario

La Tabella 6.13 riporta i volumi corrispondenti ai diversi scenari, valutati sia per metro di profondità nella terza dimensione, che rispetto al totale sviluppo del masso aggettante (16,5 m).

VOLUMI	Ln 4m		Ln 6m		Ln 9m	
	[m <sup>3</sup> ]		[m <sup>3</sup> ]		[m <sup>3</sup> ]	
	per 1 m	per 16.5 m	per 1 m	per 16.5 m	per 1 m	per 16.5 m
caso 1	35.7	589.0	45.3	747.1	53.3	878.9
caso 2	47.3	780.0	54.1	892.0	61.2	1010.6
caso 3	59.3	977.7	63.6	1050.1	68.2	1125.9
senza giunto	98.0	1616.6	98.0	1616.6	98.0	1616.6

Tabella 6.13 - Volumi calcolati secondo analisi geometrica multi-scenario

Come lunghezza reale di giunto libero (Ln), è possibile fare riferimento alla analisi multi-scenario: sono state valutate tre lunghezze (Ln pari a 4m, 6m e 9m) di giunto libero, che saranno la base per i calcoli successivi; come è infatti possibile apprezzare nell'equazione (6. 2), essa dipende dalla tensione media  $\sigma_n$  che compare due volte: per non partire con valori casuali è possibile stimarla a partire dalle condizioni geometriche riferite ai vari scenari citati precedentemente, e si possono vedere in Figura 6.11.



*Figura 6.11 - Modello geometrico dell'affioramento aggettante al variare di  $L_n$*

Sostanzialmente si procede valutando l'area coinvolta, delimitata superiormente dall'eventuale giunto di trazione come in Figura 6.11; a questo punto è necessario calcolare il peso della porzione potenzialmente instabile partendo dai dati volumetrici ottenuti nel Capitolo 2. Infine, è possibile stimare in maniera approssimata la tensione media  $\sigma_n$  sulla superficie di scivolamento, per metro lineare di sviluppo nella terza dimensione, sfruttando l'equazione (6.4):

$$\sigma_n = \frac{w [kN] * \cos\psi_d}{l [m] * 1 [m]}$$

(6.4)

Dove "l" a denominatore può essere intesa come la "Ln" di Figura 6.11. Detto ciò, svolgendo i calcoli per i vari scenari, si ottengono in Tabella 6.14 i seguenti valori di tensione media, sia a metro lineare che per l'intero sviluppo:

Tensione normale media sul giunto	Ln 4m		Ln 6m		Ln 9m	
	$\sigma_n$ [MPa]		$\sigma_n$ [MPa]		$\sigma_n$ [MPa]	
	per 1 m	per 16.5 m	per 1 m	per 16.5 m	per 1 m	per 16.5 m
senza giunto	0.111	1.825	0.111	1.825	0.111	1.825
caso 1	0.161	2.660	0.136	2.249	0.107	1.764
caso 2	0.213	3.522	0.163	2.685	0.123	2.028
caso 3	0.268	4.415	0.192	3.161	0.137	2.259

Tabella 6.14 - Riepilogo tensioni medie sul giunto K1 per i vari scenari

Rimane ancora da considerare l'effetto scala: i parametri fino ad ora sono riferiti alla scala di laboratorio cioè 10 cm; con le formule empiriche di Barton-Bandis (35) è possibile calcolare i valori di JCS e JRC di un giunto di dimensioni reali, rispettivamente  $JRC_n$  scalata rispetto alla lunghezza in sito (eq.) e  $JCS_n$  scalata rispetto alla lunghezza in sito (equazioni (6. 5) e (6. 6)).

NB: è da considerare che le prove sperimentali sui calchi si limitano per giunti di 2/3 m per motivi pratici, pertanto potrebbe risultare una forzatura visto che il giunto reale in questione è di circa 6 m.

$$JRC_n = JRC_0 \left( \frac{L_n}{L_0} \right)^{-0.02 \cdot JRC_0} \quad (6. 5)$$

$$JCS_n = JCS_0 \left( \frac{L_n}{L_0} \right)^{-0.03 \cdot JRC_0} \quad (6. 6)$$

$L_n$  = lunghezza giunto reale

$L_0$  = lunghezza del giunto alla scala di laboratorio

A questo punto si riporta in Tabella 6.15 il calcolo dell'angolo di resistenza al taglio di picco in corrispondenza della tensione media calcolata precedentemente (riferita ad 1 metro di spessore):

$\varphi_{\text{PICCO}} [^\circ]$	parametri BARTON-BANDIS						
	$\varphi_{\text{BASE}} [^\circ]$	JCS [MPa]	JRC		$\varphi_{\text{PICCO}} [^\circ]$		
			JRC <sub>0</sub>	JRC <sub>SITO</sub>	Ln 4m	Ln 6m	Ln 9m
senza giunto	30	50	14	3.38	35.8	35.8	35.8
caso 1				4.98	39.1	38.1	37.3
caso 2				4.98	38.5	37.7	37.1
caso 3				4.98	38.0	37.4	36.9

Tabella 6.15 – Calcolo dell'angolo di resistenza di picco della discontinuità

Nelle tabelle precedenti viene evidenziata la riga appartenente al “Caso 2” perché dalle evidenze durante i sopralluoghi e dai risultati dell’analisi geomeccanica, il suddetto pare essere lo scenario che più probabilmente potrebbe verificarsi insieme al “Caso 1” che però darebbe luogo ad un volume minore. Pertanto, per rimanere a favore di sicurezza, il “Caso 2” sarà quello preso in considerazione nell’analisi di stabilità.

#### 6.4.1 Analisi Multi-Scenario – Calcolo del Fattore di Sicurezza

Le analisi sono svolte considerando due condizioni al contorno:

- condizioni puramente gravitative;
- condizioni puramente gravitative e presenza di pressioni idrauliche nelle discontinuità.

##### *Condizioni Puramente Gravitative*

In questo primo scenario si analizza la stabilità dello sperone non considerando la presenza d’acqua; di fatto, l’equilibrio del masso dovrà essere garantito dal contributo attritivo dato dalla discontinuità, e dal contributo attritivo e coesivo della roccia intatta. La coesione risulta il parametro più incerto e difficile da stimare, pertanto, è stato necessario supporre delle percentuali di estensione lineare dei ponti di roccia. Ovviamente il calcolo del Fattore di Sicurezza risulterà

pesato in base alla lunghezza effettiva di ponte di roccia rispetto alla lunghezza di giunto libero.

caso 2	Ln 6m									
	LUNGHEZZA di ponti di roccia [%]	LUNGHEZZA ponti di roccia [m]	PESI		CONTRIBUTI			AZIONI		Fs
			GIUNTO	PONTI	ATTRITIVO PONTE [kN]	COESIVO PONTE [kN]	ATTRITIVO GIUNTO [kN]	R [kN]	E [kN]	
	1%	0.06	0.99	0.01	10.47	1080.00	748.31	1838.79	846.85	2.17
	2%	0.12	0.98	0.02	20.94	2160.00	740.76	2921.70	846.85	3.45
	5%	0.3	0.95	0.05	52.36	5400.00	718.08	6170.43	846.85	7.29
	10%	0.6	0.9	0.1	104.71	10800.00	680.29	11585.00	846.85	13.68
	20%	1.2	0.8	0.2	209.42	21600.00	604.70	22414.12	846.85	26.47
	30%	1.8	0.7	0.3	314.13	32400.00	529.11	33243.24	846.85	39.25
	50%	3	0.5	0.5	523.55	54000.00	377.94	54901.49	846.85	64.83

Tabella 6.16 - Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=6m)

In Tabella 6.16 si riportano i contributi per il calcolo del fattore di sicurezza in condizioni gravitative (nel caso di giunto libero lungo 6 m); si è cercato di costruire una casistica nella quale si suppone una % di lunghezza del ponte di roccia rispetto al giunto libero ed al variare di esso si calcola il rapporto tra forze stabilizzanti (R) ed instabilizzanti (E). Nel calcolo, i contributi relativi alla roccia intatta e alla discontinuità hanno ovviamente un peso diverso rapportato alle rispettive lunghezze, come è possibile apprezzare nella (6. 7):

$$FS = \frac{\left( W * \cos\psi_d * tg\varphi_{int.rock} * \frac{\sum Lp_i}{L_n} \right) + \left( W * \cos\psi_d * tg\varphi_{picco} * \left( 1 - \frac{\sum Lp_i}{L_n} \right) \right) + c_{int.rock} * l_p * 1m}{W * \sin\psi_d} \quad (6.7)$$

Dove:

- $\frac{\sum Lp_i}{L_n}$                       fattore peso per il contributo ATTRITIVO dei ponti di roccia intatta
- $1 - \frac{\sum Lp_i}{L_n}$                       fattore peso per il contributo ATTRITIVO del giunto di scivolamento

L'aliquota di azione stabilizzante (R) è composta da due termini attritivi ed un coesivo: per quanto riguarda i contributi riferiti ai ponti di roccia intatta, sono stati assegnati come parametri di resistenza, l'angolo di resistenza al taglio della roccia intatta e la coesione della roccia intatta (vedi Tabella 6.7); mentre, per il contributo riferito al giunto di scivolamento, è stato utilizzato l'angolo di resistenza al taglio di picco (vedi Tabella 6.15).

A titolo di esempio, è stato riportato soltanto il caso riferito a giunto di trazione verticale (Caso 2) e con lunghezza di giunto di scivolamento pari a 6 m e il motivo sta nel fatto che la famiglia di piani con orientamento 70/175 risulta la più adatta a comportarsi da tension crack, e perché le evidenze in sito fanno pensare ad una superficie di scivolamento con traccia non più lunga di quella supposta. I calcoli riferiti agli altri casi (diversi Ln e casi diversi di inclinazione del giunto) saranno riportati nell'Allegato 11.1.

#### *Presenza di pressioni idrauliche nelle discontinuità*

Nella zona d'interesse le piogge sono abbondantemente presenti durante tutto l'arco dell'anno con i massimi che si raggiungono nei periodi primaverili. La piovosità media annua è di circa 1000 mm, quindi abbastanza alta rispetto alla media Piemontese di 1418 mm registrata nell'anno 2019 (29).

Di conseguenza, si evince che la presenza d'acqua sia un elemento fondamentale e che vada quindi tenuto in conto nelle analisi di stabilità; anche qui si segue la logica di una analisi Multi-Scenario e si sono individuati tre casi particolari nei quali c'è una differenza in termini di distribuzioni delle pressioni.

Nel caso più generale possibile (vedi Figura 6.14) il fattore di sicurezza risulterà definito dalla (6. 8):

$$FS = \frac{(W \cdot \cos\psi_d - V \sin\psi_d - U) \tan\varphi_b}{W \sin\psi_d + V \cos\psi_d}$$

(6. 8)

Dove:

- $V = \frac{\gamma_w \cdot H_w \cdot H_w}{2}$ ;
- $U = \frac{1}{2} \cdot (2 \cdot \gamma_w \cdot H_w + \frac{H-H_T}{2} \cdot \gamma_w) \cdot \frac{l}{2} + \frac{1}{2} \cdot (\gamma_w \cdot H_w + \frac{H-H_T}{2} \cdot \gamma_w) \cdot \frac{l}{2}$   
in cui  $\gamma_w = 10 \text{ kN/m}^3$  è il peso specifico dell'acqua e l è la lunghezza del piano di scivolamento, le pressioni idrauliche si considerano massime ad una quota di  $\frac{H-H_t}{2}$ ;
- $U = \frac{1}{2} \cdot \gamma_w \cdot H_w \cdot l$  nel caso in cui la distribuzione delle spinte idrauliche al di sotto del piano di scivolamento sia supposta triangolare (per precipitazione lieve ma prolungata).

Si specifica che  $V$  [kN] è la risultante di spinta idraulica sul giunto di trazione, mentre  $U$  [kN] è la risultante di spinta idraulica sulla superficie di scivolamento;  $W$  [kN] è il peso del blocco e  $\gamma_w$  [kN/m<sup>3</sup>] è il peso specifico dell'acqua. Tutte le quote citate possono essere desunte osservando le figure Figura 6.12, Figura 6.13 e Figura 6.14.

Ovviamente per rimanere a favore di sicurezza il giunto di trazione si supporrà sempre completamente saturo, pertanto, l'altezza  $H_w$  verrà sempre presa pari al massimo in base ai vincoli geometrici dettati dal caso studiato.

- *Precipitazione lieve ma prolungata*

In questo primo caso si suppone che la precipitazione non sia così breve ed intensa da riuscire a saturare il giunto di trazione; pertanto, si può notare in Figura 6.12 che l'andamento della pressione idraulica ha la forma di una bilatera lungo il giunto di scivolamento, generando così una risultante  $U$  applicata nel punto C.

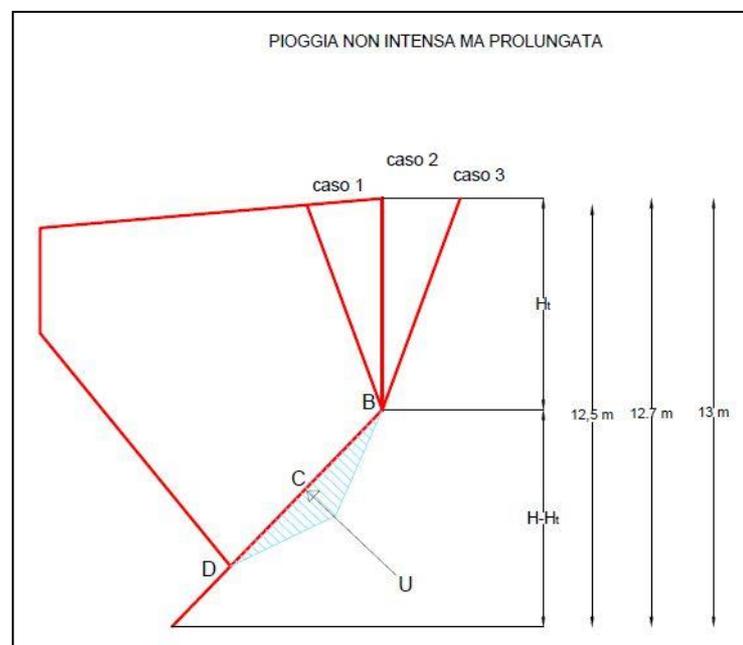


Figura 6.12 – Andamento delle pressioni idrauliche nel caso di pioggia lieve ma prolungata

Per il calcolo del fattore di sicurezza ci si riferisce sempre alla (6. 8) che si modificherà di conseguenza in base alla configurazione geometrica. In Tabella 6.17 si può vedere il calcolo delle azioni R ed E relative al problema idraulico:

Caso 2	
H <sub>w</sub> [m]	6.5
γ <sub>w</sub> [KN/m <sup>3</sup> ]	10
u <sub>A</sub> [kPa]	0
u <sub>B</sub> [kPa]	0.0
u <sub>C</sub> [kPa]	34.6
u <sub>D</sub> [kPa]	0
V [kN/m]	0.0
U <sub>tot</sub> [kN/m]	103.9
R [KN]	-59.960
E [KN]	0.000

Tabella 6.17 - Parametri per il calcolo delle azioni R ed E nel problema idraulico

A questo punto sommando le nuove azioni calcolate, a quelle ottenute dall'analisi in condizioni puramente gravitative relative al caso di giunto di trazione verticale (Caso 2), è possibile valutare il fattore di sicurezza globale a scivolamento planare per quanto riguarda queste condizioni geometriche/idrauliche appena descritte.

	LUNGHEZZA di ponti di roccia [%]	LUNGHEZZA ponti di roccia [m]	GRAVITATIVE		ACQUA		FS
			R [kN]	E [kN]	R [kN]	E [kN]	
caso 2	1%	0.06	1838.79	846.85	-59.96	0.00	7.22
	2%	0.12	2921.70	846.85			
	5%	0.3	6170.43	846.85			
	10%	0.6	11585.00	846.85			
	20%	1.2	22414.12	846.85			
	30%	1.8	33243.24	846.85			
	50%	3	54901.49	846.85			

Tabella 6.18 - Calcolo del fattore di sicurezza globale per il Caso 2 (Pioggia lieve)

- Precipitazioni Intense

Con precipitazioni intense in brevi periodi di tempo, c'è il rischio che possa saturarsi anche il giunto di trazione e di conseguenza la pressione idraulica aggiuntiva può peggiorare le condizioni di stabilità; in Figura 6.13 è possibile apprezzare quali siano le differenze in termini di distribuzione di pressione rispetto allo scenario precedente:

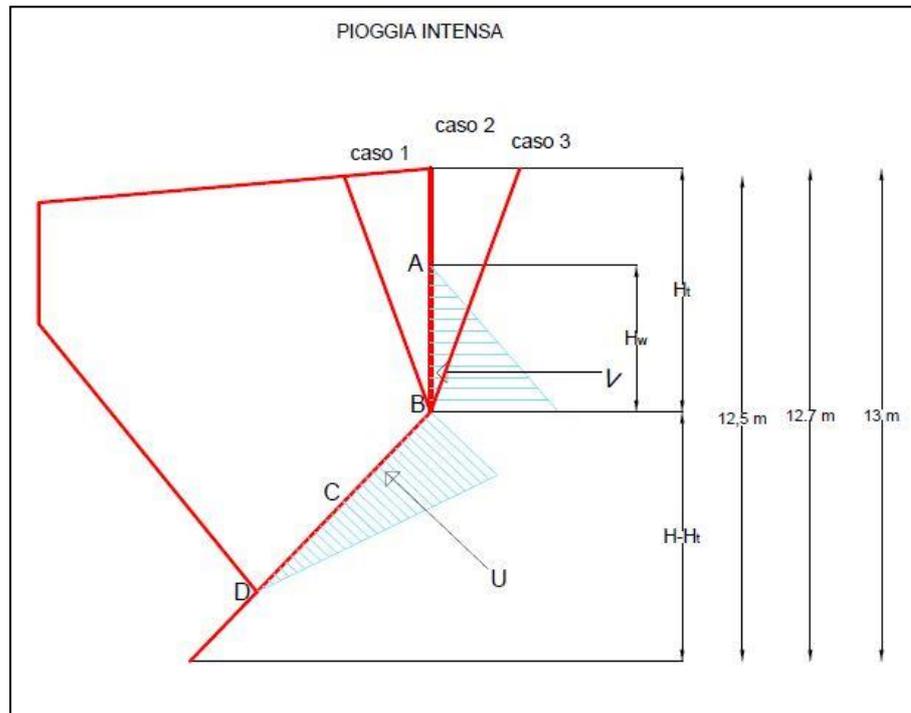


Figura 6.13 - Andamento pressioni idrauliche nel caso di precipitazioni intense

In Tabella 6.19 si riporta il calcolo del nuovo Fattore di Sicurezza Globale riferito a questo caso di distribuzione idraulica:

	LUNGHEZZA di ponti di roccia [%]	LUNGHEZZA ponti di roccia [m]	GRAVITATIVE		ACQUA		FS
			R [kN]	E [kN]	R [kN]	E [kN]	
caso 2	1%	0.06	1838.79	846.85	-200.32	146.75	6.01
	2%	0.12	2921.70	846.85			
	5%	0.3	6170.43	846.85			
	10%	0.6	11585.00	846.85			
	20%	1.2	22414.12	846.85			
	30%	1.8	33243.24	846.85			
	50%	3	54901.49	846.85			

Tabella 6.19 - Calcolo del fattore di sicurezza globale per il Caso 2 (Pioggia Intensa)

- Precipitazioni intense con bassa permeabilità

Se oltre all'alta intensità di precipitazione si aggiunge una bassa permeabilità dei giunti a causa di riempimento o limitata apertura dei lembi, molto probabilmente le due risultanti subiranno un aumento e quindi si andrà verso un peggioramento delle condizioni di stabilità. In Figura 6.14 si può vedere la distribuzione riferita a questo scenario:

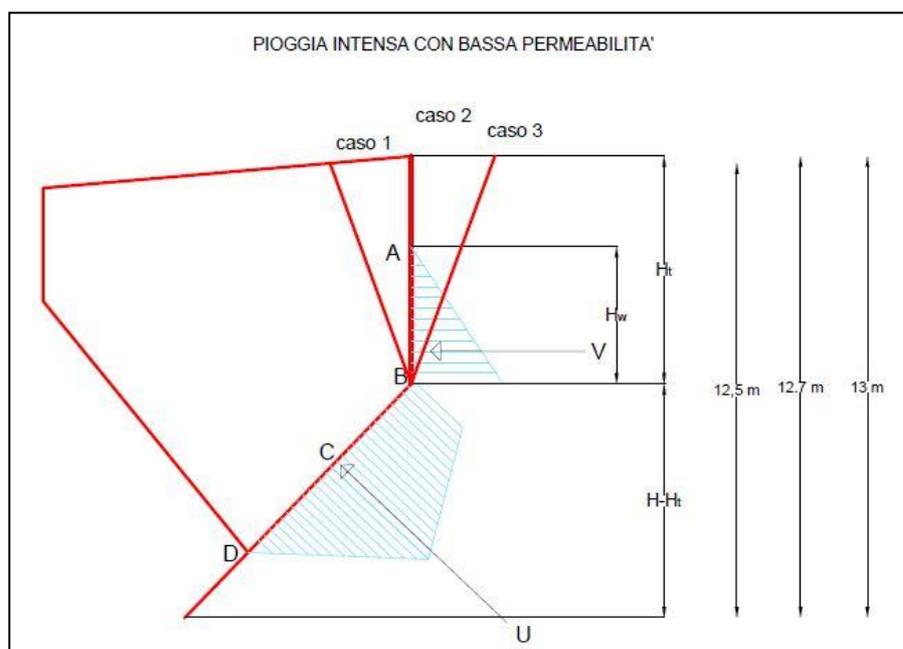


Figura 6.14 - Andamento delle pressioni idrauliche nel caso di precipitazioni intense con bassa permeabilità

In Tabella 6.20 si riporta il calcolo del nuovo Fattore di Sicurezza Globale riferito a questo caso di distribuzione idraulica:

	LUNGHEZZA di ponti di roccia [%]	LUNGHEZZA ponti di roccia [m]	GRAVITATIVE		ACQUA		FS
			R [kN]	E [kN]	R [kN]	E [kN]	
caso 2	1%	0.06	1838.79	846.85	-316.57	146.75	5.89
	2%	0.12	2921.70	846.85			
	5%	0.3	6170.43	846.85			
	10%	0.6	11585.00	846.85			
	20%	1.2	22414.12	846.85			
	30%	1.8	33243.24	846.85			
	50%	3	54901.49	846.85			

Tabella 6.20 - Calcolo del fattore di sicurezza globale per il Caso 2 (Pioggia Intensa con bassa permeabilità)

#### 6.4.2 Osservazioni

Risulta chiaro dagli scenari proposti, che una coesione nulla non potrebbe ovviamente garantire un equilibrio stabile come quello che è possibile apprezzare in sito: la scelta di condurre una analisi multi-scenario è stata dettata dalla necessità di indagare su quale potesse essere di fatto lo stato di fatto in termini di margini di sicurezza. In questa fase si è sempre fatto riferimento al Caso 2 perché il più probabile a valle delle analisi geomeccaniche condotte, sia in termini di Lunghezza di giunto libero che di orientazione del giunto di trazione.

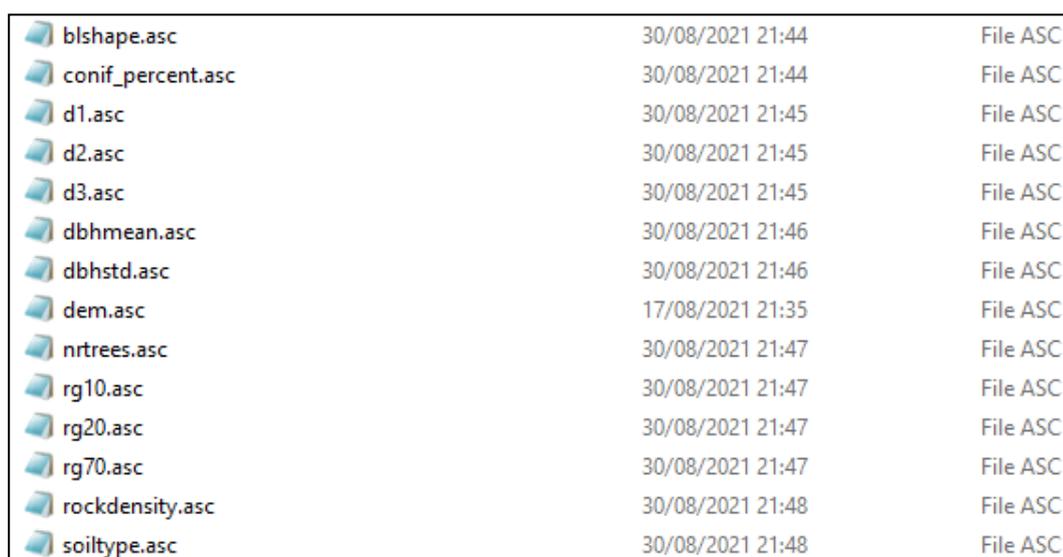
Negli esempi proposti, è stata scelta una lunghezza dei ponti di roccia intatta pari al 10% della lunghezza di giunto libero, la quale porta il fattore di sicurezza a superare il minimo per il metodo dell'equilibrio limite: ciò non significa che rappresenti la realtà. Anzi, l'esempio è stato proposto per far notare che un ponte di roccia così poco esteso può garantire la sicurezza di un ammasso di grandissime dimensioni, come nel nostro caso. Pur non avendo la possibilità di stimare con maggiore precisione l'estensione di questi ponti di roccia, si può dire che la stabilità si può assumere garantita (a fronte delle forti assunzioni fatte a monte, che si portano dietro tutte le incertezze del caso), e l'ipotesi può essere verificata osservando che il versante è stato profilato con volate di mina, e ciononostante il masso aggettante non ha mai palesato segni di potenziale instabilità.

## 6.5 Analisi di Stabilità del crollo diffuso

In questo paragrafo si vogliono presentare i passi preliminari all'analisi di stabilità per crolli diffusi, che sarà effettuata mediante approccio stocastico, in ambiente 3D. Il programma Rockyfor3D (1) sarà usato per l'esecuzione delle analisi traiettografiche.

Come già spiegato, non è stato possibile avere a disposizione dei dati su eventi passati (se non di piccola entità – vedi (36)) che potessero essere d'aiuto per una analisi previsionale di rischio da crollo in roccia a scala di versante. Pertanto, si premette che sono state fatte numerose assunzioni sulla base delle testimonianze degli abitanti del luogo, delle informazioni e dei dati raccolti dalla società Tecnosesia ed infine sull'esperienza dei relatori del presente lavoro di tesi. I due software che sono stati fondamentali per ottenere i risultati sono stati, come già detto, Rockyfor3D (1) (per la parte di simulazione dell'evento) e QGis (37) (versione 3.16 "Hannover") che invece è risultato indispensabile per la creazione dei dati da dare in ingresso per RF3D.

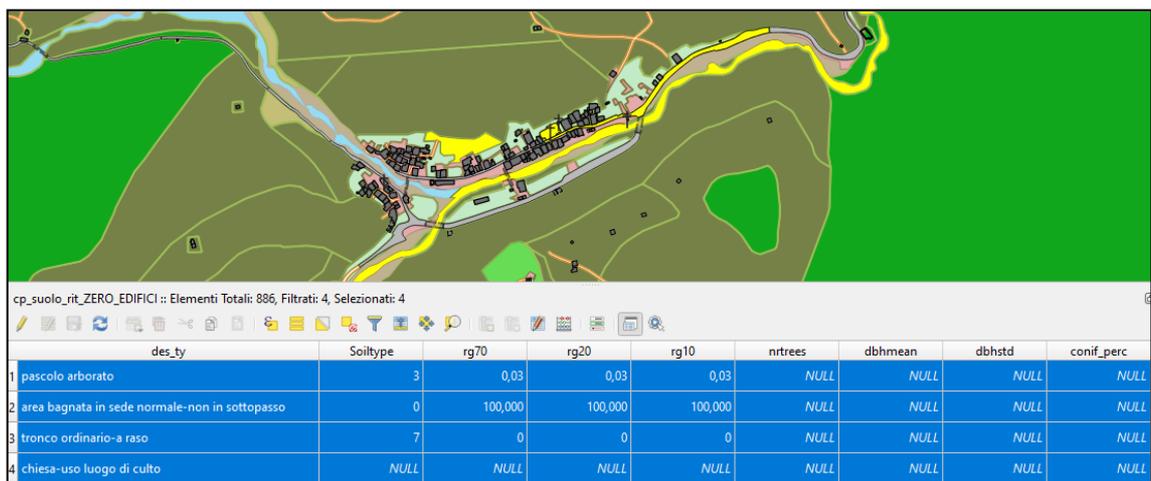
Per quanto riguarda i parametri in input richiesti da RF3D essi sono necessari in numero differente, a seconda dell'analisi da condurre; in generale, per una analisi con presa in conto della vegetazione sul versante, sarà necessario creare i seguenti files (Figura 6.15).



blshape.asc	30/08/2021 21:44	File ASC
conif_percent.asc	30/08/2021 21:44	File ASC
d1.asc	30/08/2021 21:45	File ASC
d2.asc	30/08/2021 21:45	File ASC
d3.asc	30/08/2021 21:45	File ASC
dbhmean.asc	30/08/2021 21:46	File ASC
dbhstd.asc	30/08/2021 21:46	File ASC
dem.asc	17/08/2021 21:35	File ASC
nrtrees.asc	30/08/2021 21:47	File ASC
rg10.asc	30/08/2021 21:47	File ASC
rg20.asc	30/08/2021 21:47	File ASC
rg70.asc	30/08/2021 21:47	File ASC
rockdensity.asc	30/08/2021 21:48	File ASC
soiltype.asc	30/08/2021 21:48	File ASC

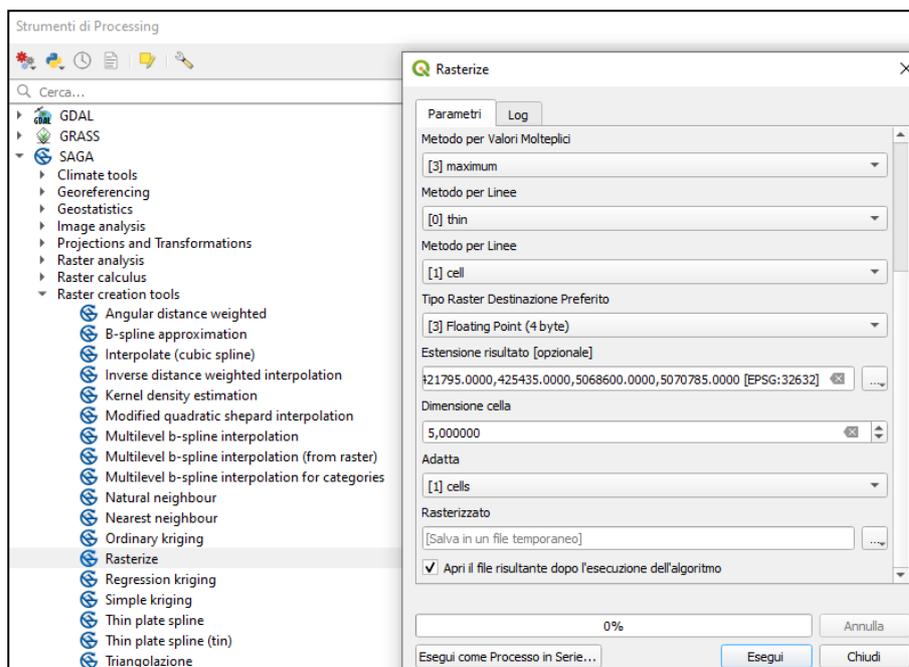
*Figura 6.15 - File di input richiesti da RF3D in formato ASCII GRID*

Per assegnare i valori relativi ad ognuno di quei campi, è necessario discretizzare l'area di indagine in poligoni (quindi in vettori, con formato .shp) ai quali verranno associati i valori numerici mediante tabella degli attributi; questo passaggio richiederebbe una quantità di tempo elevata nel caso di aree molto grandi da discretizzare, come in questo caso. Pertanto, in questo lavoro di tesi per comodità è stata usata una Mappa di Encover la quale riporta già la suddivisione in poligoni dell'area; di conseguenza, selezionando mediante filtraggio, gli elementi di interesse, è stato possibile associare i valori di riferimento. Si riporta un esempio della suddetta mappa, con la relativa selezione di elementi diversi in tipologia, con alcuni dei valori associati (Figura 6.16). Per quanto riguarda la natura di ogni singolo file ascii, e a ciò che ognuno di essi rappresenta, si rimanda al Manuale di RockyFor3D (18).



*Figura 6.16 – Discretizzazione del versante e associazione dei valori relativi ad alcuni dei campi necessari per la simulazione*

Dopo aver popolato ognuna delle colonne della tabella attributi, sarà necessario creare delle mappe raster apposite per ogni singolo attributo. Questo passaggio è fondamentale e si può concretizzare mediante l'utilizzo della tool SAGA, insita all'interno della directory di QGis (37). In particolare, il suddetto comando permette di creare una mappa raster che contenga in ogni pixel l'informazione contenuta in una singola colonna della tabella attributi, riferita alla totalità dei poligoni componenti la mappa. In Figura 6.17 si riporta un'immagine riferita al comando **Rasterize**.



*Figura 6.17 – Esecuzione del comando Rasterize su QGIS*

Ovviamente, l'esecuzione del suddetto comando, prevede la scelta di una risoluzione e di un S.R. adeguati, in modo che i file che ne derivano, siano spazialmente e geometricamente coerenti con la risoluzione del DTM. Infine per rendere definitivamente caricabili in RF3D i files appena visti (che dopo rasterizzazione sono in formato “.sdatt”) è necessario utilizzare la tool GDAL all'interno degli strumenti di processing, e convertirli in formato ASCII GRID. Si riporta per completezza un esempio di raster convertito visualizzato in QGIS (37) come in (Figura 6.18).



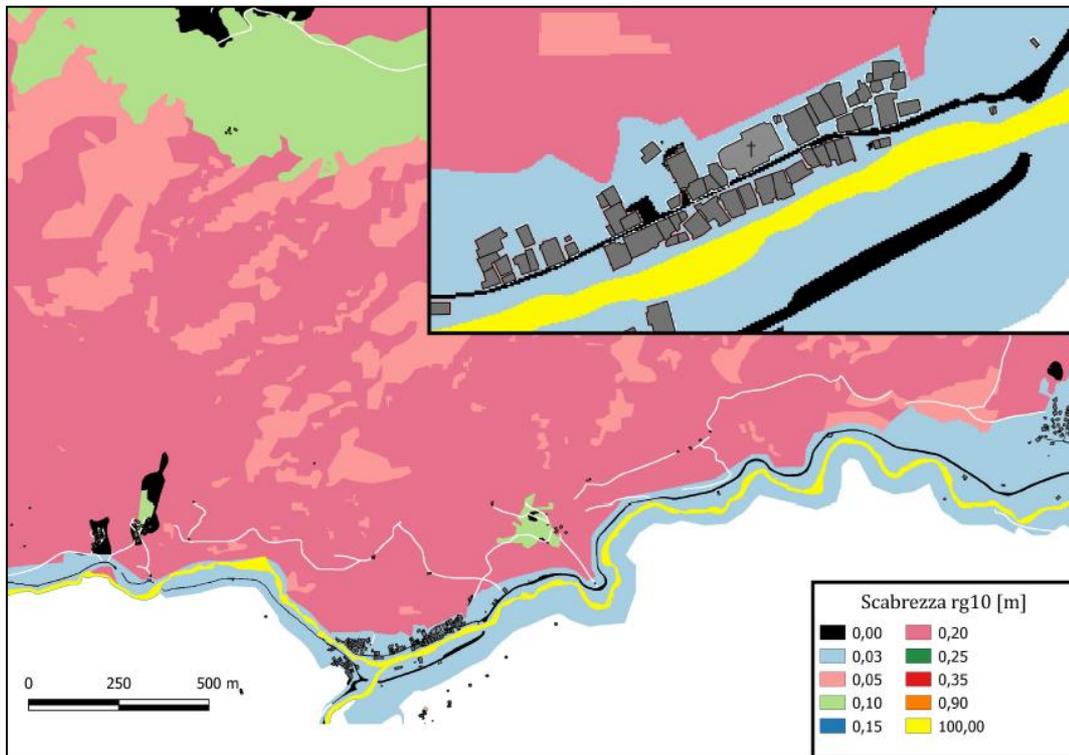
*Figura 6.18 – Esempio di mappa Raster*

### 6.5.1 Settaggio Scabrezza e Soiltype

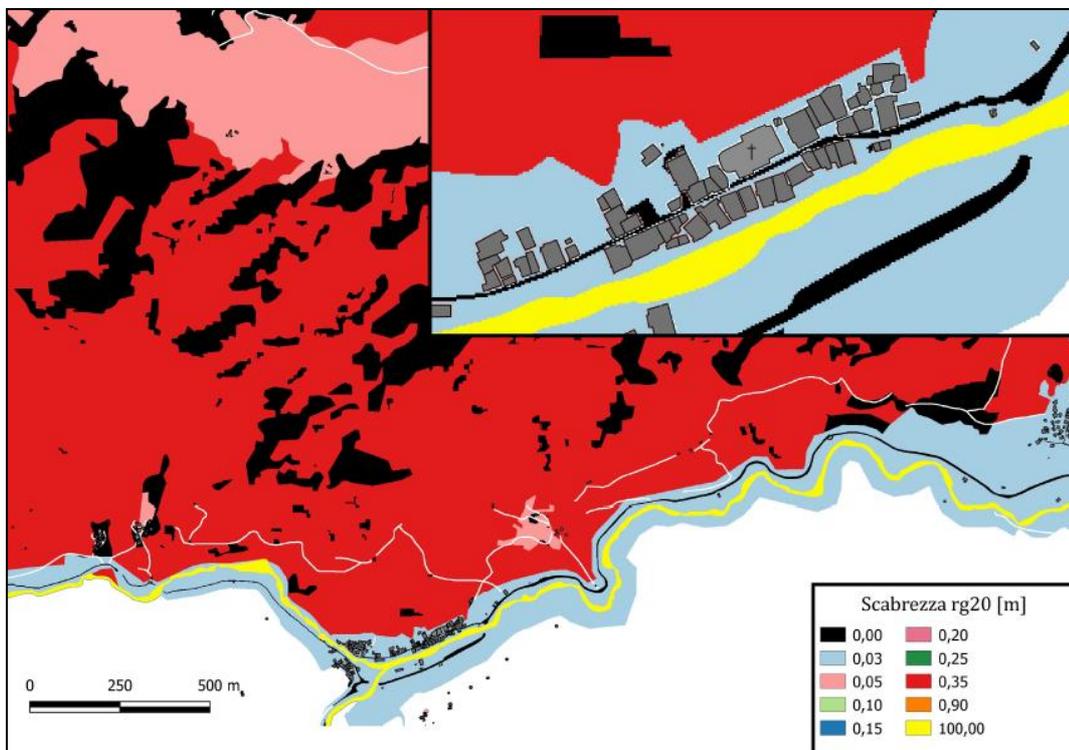
Questi due parametri risultano essere basilari per quanto riguarda il contatto del grave in caduta con la superficie del versante: il set delle tre scabrezze (rg70, rg20, rg10 già descritte nel Cap.4) entra direttamente nel calcolo del coefficiente di restituzione tangenziale, pertanto, è fortemente legato alla quota parte di energia cinetica persa durante l'impatto tra masso e versante. Il soiltype, che può variare in una scala da 0 a 7, entra invece direttamente nella definizione del coefficiente di restituzione normale.

Dalle numerose analisi condotte, è risultato evidente che una variazione repentina rispetto ai valori da manuale porta a delle notevoli differenze in termini di intensità dell'evento (Energia, Velocità, Area di deposito). Ai fini di una analisi previsionale come quella svolta in questa sede, si utilizzano i valori dei parametri presenti nel manuale.

Nelle Figure Figura 6.19, Figura 6.20 e Figura 6.21 si riportano le mappe riferite ai tre livelli di scabrezza, in ognuna delle quali è presente uno zoom dell'area sopra l'abitato di Rassa. Come si può apprezzare nelle tre figure, ogni elemento appartenente alla località è stato suddiviso grazie a dei poligoni; ad ogni poligono si sono associati determinati valori della tripletta di scabrezze, motivo per il quale si ha un effetto a macchia di leopardo. Nelle mappe di rg70 e rg20, è possibile individuare immediatamente tutte le aree che sono state scelte come nicchia di distacco: esse sono quelle con valori di scabrezza pari a 0 (macchie nere) appartenenti alle pareti calve (in quota) oppure a zone dove non era presente vegetazione unitamente ad una pendenza importante. Infine, in Figura 6.22 è riportato l'esempio del soiltype su tutto il versante d'interesse, con uno zoom per fare vedere meglio la distinzione tra i pixel.



*Figura 6.19 - Mapa raster della scabrezza rg10*



*Figura 6.20 - Mapa raster della scabrezza rg20*

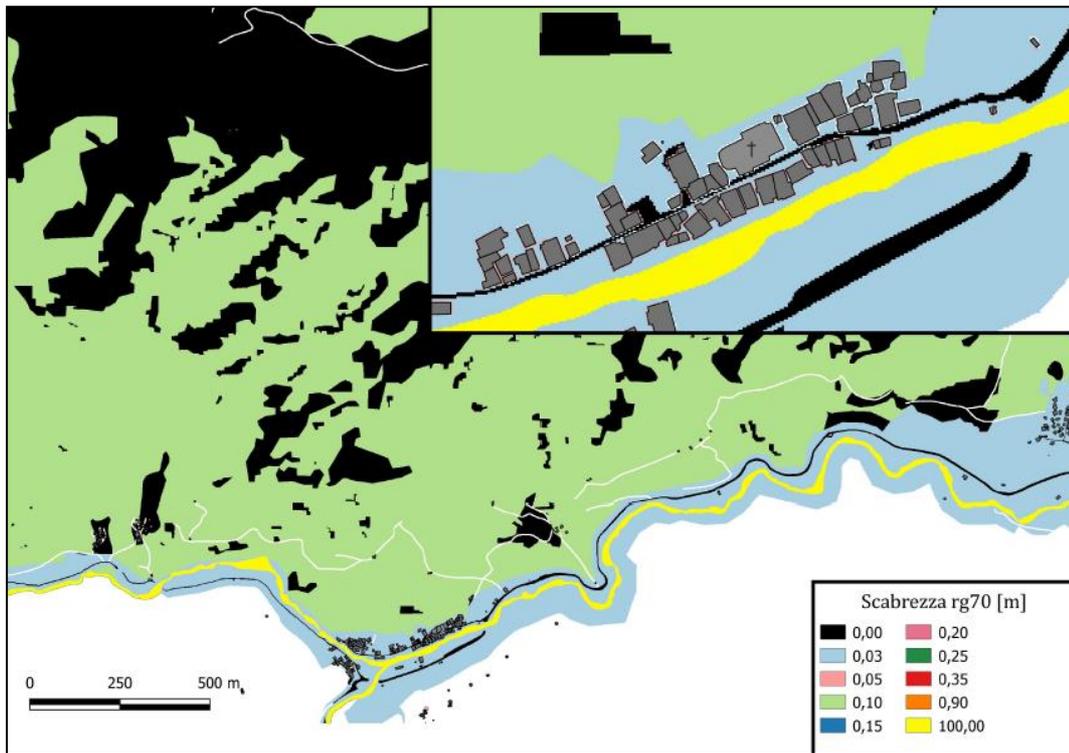


Figura 6.21 - Mappa raster delle scabrezze rg70



Figura 6.22 - Mappa raster del soiltype

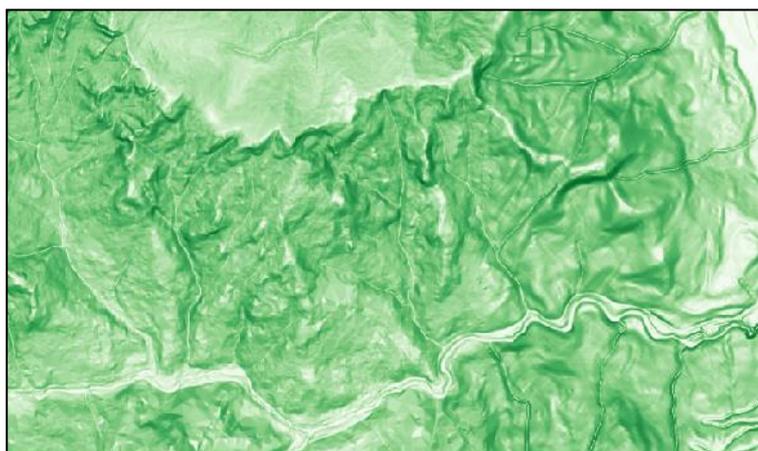
Infine, si riporta in Tabella 6.21 il riepilogo dei valori dei parametri di scabrezza da manuale riferiti al rispettivo soiltype; essi sono quelli scelti e quindi inclusi nelle mappe raster che saranno poi fornite al software RF3D per le simulazioni.

Tipo di suolo	Descrizione generale	Rn medi	Intervallo Rn	rg70	rg20	rg10
0	Fiume, o palude, o materiale in cui un masso potrebbe penetrare completamente	0	0	100	100	100
1	Materiale fine (spessore > 100 cm)	0,23	0,21-0,25	0	0	0
2	Materiale fine fluviale (spessore < 100 cm) o sabbia/ghiaia mista	0,28	0,25-0,31	-	-	-
3	Detrito di falda ( $\emptyset < 10$ cm); o suolo compatto medio con piccoli massi; o strade forestali	0,33	0,30-0,36	0,03	0,03	0,03
4	Detrito di versante ( $\emptyset > 10$ cm); o suolo compatto con grandi massi	0,38	0,34-0,42	0,05	0,1	0,2
5	Substrato roccioso con materiale fine di degradazione meteorica	0,43	0,39-0,47	0	0,05	0,1
6	Substrato roccioso	0,53	0,48-0,58	0	0	0,05
7	Strade asfaltate	0,35	0,32-0,39	0	0	0

*Tabella 6.21 - Valori dei parametri di scabrezza in base al soiltype*

#### 6.5.2 Scelta delle Nicchie di distacco

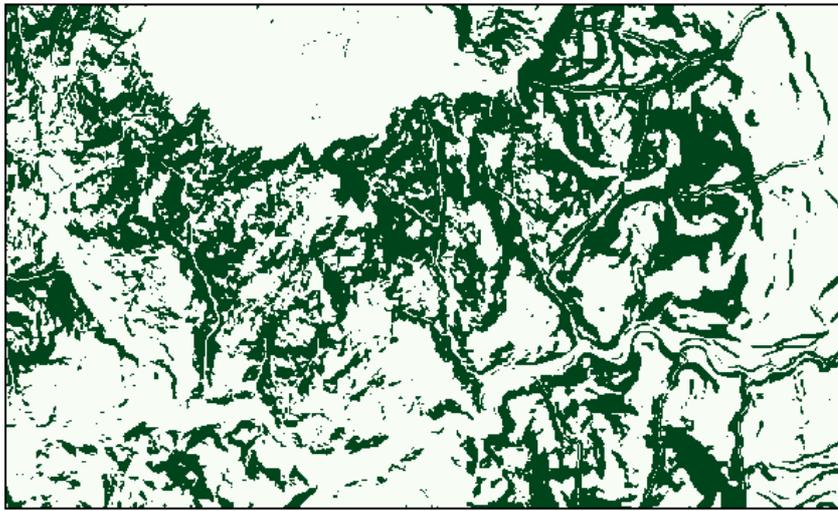
La scelta delle nicchie di distacco è stata fatta con metodo geometrico e riconoscimento mediante foto. Si è partiti producendo una mappa delle pendenze mediante la funzione “Slope” di QGis (37); questo comando applicato al DTM permette di capire quali sono le zone ad acclività maggiore come in Figura 6.23.



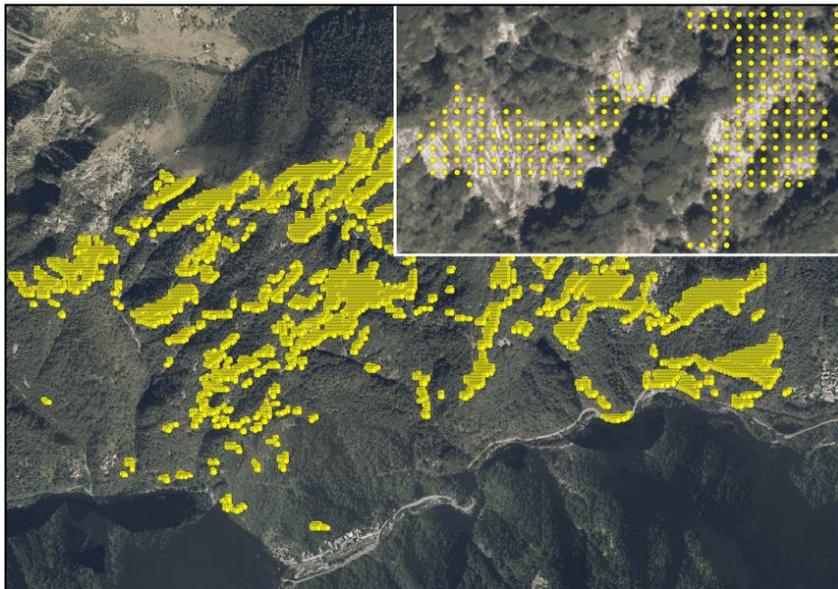
*Figura 6.23 - Mappa delle pendenze con rappresentazione lineare (vista chiara delle linee di cresta e impluvi)*

Pertanto, la prima componente discriminante per definire una nicchia, è stata proprio la definizione di un limite inferiore di pendenza, fissato a 45° (vedi Figura 6.24); il limite è stato posto a 45° perché la pendenza media del versante in

generale è molto elevata, e l'unico evento recente di caduta massi di cui si hanno informazioni (30/10/2018) è caratterizzato dal distacco di un grave da una zona nella quale la pendenza si aggira attorno a quel valore. Successivamente, poiché questo criterio era troppo poco stringente, mediante gli unici dati fotogrammetrici a disposizione (ORTOFOTO AGEA 2018, (38)), si sono escluse tutte quelle zone immerse nel bosco, lontane dalle pareti calve come è possibile apprezzare in Figura 6.25. Solo in questo modo è stato possibile attribuire al versante le nicchie di distacco "più probabili"; ciononostante, la vastità della zona indagata ha fatto sì che ci fossero un grande numero di punti di distacco, che presi in gruppo formano delle nicchie.



*Figura 6.24 – Mappa delle pendenze con limite a 45° (in verde, le zone a pendenza > di 45°)*



*Figura 6.25 – Mappa dei punti sorgente (con zoom per rimarcare il criterio di sfoltimento utilizzato)*

I punti sorgente nella Figura 6.25 sono quelli ottenuti dall'ultimo step di analisi di sensitività, che è servita per capire quanto fosse possibile abbassare i punti sorgente più in quota; ciò è stato fatto per poter avere meno punti sorgente possibili dai quali fare partire dei massi durante le analisi (per ridurre il tempo computazionale). I punti gialli sono stati ottenuti creando un vettore che contenesse i centroidi dei pixel (prima, di tutta la maglia del riquadro di interesse, e successivamente sfoltiti secondo i criteri appena visti).

Come si può ben apprezzare nello zoom di Figura 6.25, solo le porzioni di parete ben visibile sono state popolate con punti di distacco, per rendere più veritiera l'analisi; ovviamente non è detto che le condizioni di fratturazione siano le stesse su tutto l'arco di parete, ma è una assunzione che può ragionevolmente essere accettata considerando la scala di dettaglio alla quale si sta lavorando.

### 6.5.3 Scelta del numero di simulazioni

Per quanto riguarda il numero di simulazioni, bisogna premettere che con l'estensione dell'area in oggetto, è stato necessario trovare un giusto compromesso tra precisione del dato voluta e tempo di calcolo necessario: rispetto alle 1000 simulazioni citate nel Cap.3, numero consigliato dalle norme UNI, in questo lavoro di tesi è stato scelto di utilizzare un numero di lanci per cella pari a 100. In seguito a numerose prove condotte (10, 100, 1000 simulazioni) ci si è resi conto che all'aumentare del numero di lanci per cella i risultati non variavano sensibilmente, soprattutto passando da 100 a 1000 (mentre da 10 a 100 c'era una differenza abbastanza marcata). Inoltre, il tempo di calcolo si è ridotto drasticamente, a fronte di una perdita di informazioni trascurabile. Pertanto, 100 è il numero di simulazioni con il quale è stata condotta l'analisi multi-scenario di pericolosità

#### 6.5.4 Scelta della popolazione forestale

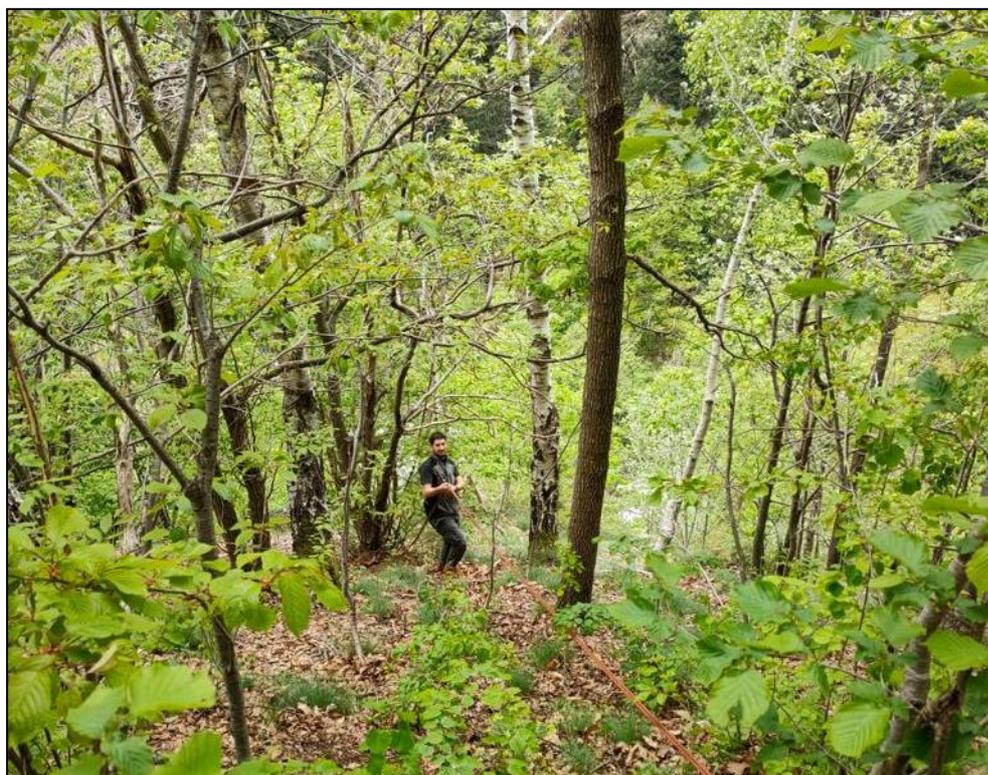
La scelta della vegetazione e degli alberi presenti sulla superficie del versante è stata basata sulla scorta dei dati reperiti in sito, mediante censimento dei singoli fusti in un'area ritenuta rappresentativa. Nel caso si avesse più tempo a disposizione, ed un'area sensibilmente più piccola da censire, sarebbe bene munirsi di strumento GPS con correzione RTK mediante il quale poter rilevare direttamente in sito il fusto dell'albero e georeferenziarlo sulla mappa. Ciò ovviamente permetterebbe un posizionamento abbastanza veritiero sul versante (considerando la presenza di rami anche in Autunno) con errore metrico, che in un contesto a scala di versante è più che soddisfacente. Nel caso di questo lavoro di tesi, l'area scelta si trova in uno dei pochi punti accessibili tra la strada e i piedi del primo arco di parete calva (a circa 1000 m.s.l.m., ossia circa 50 m sopra il piano stradale); in Tabella 6.22 si presentano i dati misurati.

CIRCONFERENZA [cm]	DIAMETRO [cm]	CIRCONFERENZA [cm]	DIAMETRO [cm]
20	6.4	12	3.8
4	1.3	12	3.8
25	8.0	6	1.9
60	19.1	6	1.9
90	28.6	11	3.5
160	50.9	20	6.4
120	38.2	25	8.0
50	15.9	45	14.3
95	30.2	36	11.5
30	9.5	10	3.2
25	8.0	10	3.2
4	1.3	10	3.2
40	12.7	10	3.2
36	11.5	10	3.2
115	36.6	10	3.2
96	30.6	10	3.2
14	4.5	10	3.2
14	4.5	10	3.2
107	34.1	10	3.2
95	30.2	10	3.2
37	11.8	10	3.2
34	10.8	10	3.2
92	29.3	64	20.4
15	4.8	10	3.2
15	4.8	10	3.2

15	4.8	10	3.2
46	14.6	10	3.2
46	14.6	10	3.2
80	25.5	10	3.2
24	7.6	10	3.2
28	8.9	10	3.2
100	31.8	45	14.3
17	5.4	12	3.8
12	3.8	42	13.4
12	3.8	42	13.4

*Tabella 6.22 – Censimento dei fusti aborei*

Nella Tabella 6.22 si sono contati in totale circa 70 fusti di diverso diametro, la maggior parte dei quali ha un diametro minore di 15 cm; ciò fa dedurre che il bosco è composto per una buona parte da ceppaie e da una maglia di alberi a grosso fusto, che compongono la parte resistente della copertura forestale. Nella Figura 6.26 si può vedere un pezzo dell'area censita, dove è stato necessario calarsi aiutandosi con una corda a causa della forte pendenza. Mentre nelle Figure Figura 6.27 e Figura 6.28, si riportano degli esempi di ceppaia a piccolo fusto e alberi a medio/grande fusto.



*Figura 6.26 – Censimento alberi durante il sopralluogo di Maggio 2021*



*Figura 6.27 – Dettaglio delle ceppaie di piccolo diametro, con massi di piccole dimensioni*



*Figura 6.28 – Dettaglio degli alberi a fusto medio/grande presenti e censiti, con massi di circa 1m<sup>3</sup> ai piedi*

Per poter ottenere un numero di alberi di progetto da utilizzare e con il quale redigere le mappe raster dedicate, sono stati scelti, tra quelli in Tabella 6.22, gli alberi che presentavano un diametro maggiore di 15 cm (evidenziati in giallo tenue nella stessa tabella). Poiché il software richiede un numero di alberi per ettaro, è stata fatta una proporzione tra l'area censita (circa 60 m<sup>2</sup>) e l'area target di 1 ha (10000 m<sup>2</sup>), come si può vedere nella Tabella 6.23.

area [m <sup>2</sup> ]	Fusto con diametro > 15 cm
60	13
100	22
10000	2167

*Tabella 6.23 - Proporzione alberi censiti con area di riferimento*

Gli alberi con fusto maggiore di 15 cm sono risultati solo 13 sull'area censita e quindi in proporzione all'area di un ettaro risultano circa 2000 alberi/ha. È risultato chiaro dalle analisi fatte con RF3D che utilizzare 2500 alberi per ettaro, ha solamente incrementato il tempo di calcolo sulla singola simulazione; inoltre, si è verificata la variabilità del numero di massi depositati per ogni cella, e si è visto che la differenza tra una simulazione a 500 alberi/ha e 2500 alberi/ha era di meno del 2 %. Infine, si sottolinea che tutto ciò è stato oggetto di studio (15), e (34); in questi studi si conferma che oltre una soglia di 400 alberi/ha con diametro compreso tra 30 e 35 cm, la simulazione non viene ulteriormente affinata, e non si riesce ad apprezzare una differenza sostanziale in termini di intensità dell'evento. In definitiva, è stato scelto un numero di alberi per le analisi pari a 500/ha con un diametro pari a 30 cm (dbhmean.asc) ed una deviazione standard sulla media pari a 8 cm (dbhstd.asc); infine, per quanto riguarda la percentuale di conifere e latifoglie, nella mappa di encover erano già suddivisi i poligoni riferiti alle conifere e quelli riferiti alle latifoglie.

### 6.5.5 Scelta della volumetria di progetto

Durante l'ultimo sopralluogo è stato possibile raccogliere dei dati di misura delle dimensioni dei massi a terra: sia nella zona a monte dello sperone che nelle zone limitrofe, la geometria e le dimensioni dei massi è risultata pressochè omogenea. In Tabella 6.24 è possibile vedere quale sia la variabilità in termini di volume riscontrata: chiaramente, alcuni massi rilevati erano fermi nella stessa posizione da molto tempo (alcuni/parecchi decenni), e lo dimostrava la loro forma tondeggiante con presenza di muschio superficiale. Altri, soprattutto quelli di piccole dimensioni, risultavano molto spigolosi e ciò potrebbe voler dire che recentemente potrebbero essersi staccati dalla prima parte della Parete Calva posta ad un centinaio di metri sopra la strada.

triangolari					piatti				
n. blocco	[m]	[m]	[m]	[m <sup>3</sup> ]	n. blocco	[m]	[m]	[m]	[m <sup>3</sup> ]
1	0.85	0.66	0.3	0.168	1	0.8	0.4	0.22	0.0704
2	0.7	0.6	0.2	0.084	2	0.2	0.2	0.12	0.0048
3	0.3	0.18	0.12	0.006	3	0.8	0.6	0.3	0.144
4	0.2	0.18	0.06	0.002	4	0.15	0.8	0.35	0.042
5	0.9	0.6	0.5	0.270	5	1.2	0.9	0.6	0.648
6	0.5	0.15	0.2	0.015	6	0.9	0.8	0.2	0.144
			medio	0.091	7	0.5	0.4	0.2	0.04
								medio	0.156
rettangolari					ciottoli				
n. blocco	[m]	[m]	[m]	[m <sup>3</sup> ]	n. blocco	[m]	[m]	[m]	[m <sup>3</sup> ]
1	1.55	1.05	0.3	0.48825	1	0.01	0.03	0.04	0.000012
2	0.44	0.3	0.12	0.01584	2	0.05	0.05	0.05	0.000125
3	0.8	0.8	0.5	0.32	3	0.1	0.08	0.12	0.00096
4	0.9	0.3	0.2	0.054	4	0.04	0.06	0.05	0.00012
5	1.25	1	0.7	0.875	...	...	...	...	...
6	0.12	0.2	0.25	0.006	....	....	....	....	....
7	0.8	0.85	0.4	0.272	...	...	...	...	...
8	1.5	2	1	3	....	....	....	....	....
9	2	1.6	0.9	2.88	....	....	....	....	....
10	1.1	1.2	0.5	0.66	n	0.1	0.08	0.12	0.00096
			medio	0.857				medio	0.000435

Tabella 6.24 - Blocchi di varie forme e diverse dimensioni rilevati in sito

Un secondo metodo per stimare i volumi che potrebbero staccarsi dallo sperone a causa delle intersezioni tra le varie famiglie di discontinuità, può essere quello di valutare le spaziature dei giunti in tre direzioni ortogonali, come si può vedere in Tabella 6.25.

$V_{\text{medio}} [m^3]$	$V_{2Dm} [m^3]$	$V_{\text{max}} [m^3]$
0.064	1.07	1.932

Tabella 6.25 - Calcolo dei volumi potenzialmente instabili a partire dall'analisi geomeccanica

Dove:

- $V_{\text{medio}}$  è calcolato mediante il prodotto delle **spaziature medie** nelle tre direzioni
- $V_{2Dm}$  è calcolato come il prodotto tra **le spaziature medie in due direzioni ed un massimo** (nel caso in oggetto le spaziature medie sono riferite alla direzione x e z, rispettivamente parallela all'asse stradale e verticale) ed il massimo nella direzione x perché il più visibile e quindi meno incerto)
- $V_{\text{max}}$  è calcolato come prodotto dei **massimi delle spaziature nelle tre direzioni**

Infine, intervistando gli abitanti di Rassa, e delle frazioni limitrofe è stato possibile indagare sulla frequenza degli eventi e le volumetrie annesse: non avendo nulla in termini di registri storici, si sono reperiti alcuni dati numerici che attestano che in caso di distacco isolato, quasi sempre sono i cittadini di Rassa che provvedono allo sgombero della strada, con pale o badili. Ciò farebbe pensare che in strada possono arrivare piccoli detriti, grandi come massimo un frutto. In realtà, addentrandosi nel bosco appena sopra la strada, si vede che sono presenti massi ben più grandi, ossia quelli censiti nella Tabella 6.24. Infine, quindi si è scelto di optare per tre volumetrie differenti, che rispecchiassero tutte le informazioni appena elencate:

- $V_1 = 0.125 m^3$
- $V_2 = 0.5 m^3$
- $V_3 = 1 m^3$

In particolare, come verrà anche ricordato nel Cap.7, queste tre volumetrie verranno prima utilizzate per l'analisi di pericolosità e successivamente associate

a tre tempi di ritorno, sui quali verranno basati i calcoli delle carte di rischio. I tre T.R. sono stati scelti in accordo con i Relatori di questo lavoro di tesi, in modo che cautelativamente potessero rispecchiare eventi con quelle volumetrie in gioco. I tempi di ritorno considerati saranno, rispettivamente: TR=1 anno ( $V_1$ ), TR=10 anni ( $V_2$ ) e TR=30 anni ( $V_3$ ).

I volumi così definiti saranno poi associati a due forme diverse dei massi, e ciò è dovuto al fatto che dai rilievi in sito, le forme maggiormente presenti sono state la forma parallelepipedica e piatta (due dimensioni preponderanti rispetto alle altre).

## Capitolo 7 ANALISI DEI RISULTATI DELLE SIMULAZIONI

In questo capitolo verranno riportati i risultati delle analisi di pericolosità ottenuti con RockyFor3D (1) al variare della forma del blocco e del tempo di ritorno.

Si ricorda che sono stati associati tre diversi tempi di ritorno alle tre volumetrie scelte; la scelta del tempo di ritorno è stata dettata dalla necessità di portare a termine l'analisi previsionale senza la possibilità di basare il lavoro su back analysis di eventi passati. A tal proposito, la grande esperienza in materia delle professoresse (Barbero e Castelli) e del Dott. Cavagnino è stata d'aiuto per arrivare alla scelta definitiva:

- $T_{R,1 ANNO} \rightarrow V = 0.125 m^3$
- $T_{R,10 ANNI} \rightarrow V = 0.5 m^3$
- $T_{R,30 ANNI} \rightarrow V = 1 m^3$

Pertanto, i risultati verranno presentati in base a queste tre volumetrie ed in base alle due forme dei massi, nel seguente modo:

- **FORMA PARALLELEPIPEDA**
  - $T_{R,1 ANNO} \rightarrow V = 0.125 m^3 = 0.5m * 0.5m * 0.5m$
  - $T_{R,1 ANNO} \rightarrow V = 0.5 m^3 = 0.8m * 0.8m * 0.8m$
  - $T_{R,1 ANNO} \rightarrow V = 1 m^3 = 1m * 1m * 1m$
- **FORMA PIATTA**
  - $T_{R,1 ANNO} \rightarrow V = 0.125 m^3 = 0.8m * 0.8m * 0.2m$
  - $T_{R,1 ANNO} \rightarrow V = 0.5 m^3 = 0.9m * 0.9m * 0.65m$
  - $T_{R,1 ANNO} \rightarrow V = 1 m^3 = 1,5m * 1,5m * 0,45m$

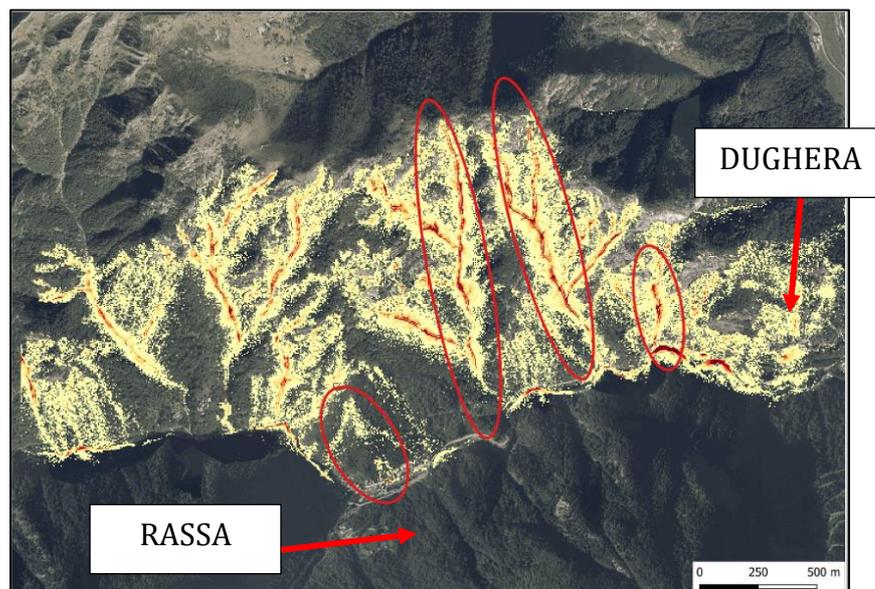
È necessario rammentare che il software RF3D per calcolare la posizione (e quindi la velocità) del blocco, il suo rimbalzo contro la superficie e contro gli alberi usa sempre una forma sferica che assume due diversi diametri (vedi Cap. 4.4.1 – pag.63). La forma determina come verrà calcolato il volume del blocco stesso ed il suo momento d'inerzia (sulla base di d1, d2, d3). Ciò spiega in anticipo, perché la forma sferica è quella che comporta una pericolosità maggiore. Visto che in ogni

caso, la stessa cosa accade quando il blocco è assunto parallelepipedo, cautelativamente si è pensato di prendere a posteriori la forma piatta come forma di progetto per basare i calcoli del metodo Imiriland. Infine, è necessario elencare quali saranno i parametri di output di RF3D che verranno confrontati:

- ***Nr\_deposited***: numero di blocchi fermati in ogni cella (area di invasione)
- ***E\_95***: Energia cinetica al 95° percentile [kJ] (in conformità con le normative)
- ***V\_max***: velocità massima [m/s] in valore assoluto per ogni cella raster
- ***Ph\_95***: è il 95° percentile di altezza [m] di passaggio registrata in ogni cella

## 7.1 Aree di invasione

L'area di invasione comprende la porzione di spazio interessata dalla linea di caduta dei massi simulati, e quindi la distanza massima (cella più lontana nella direzione di pendenza) che il grave può percorrere. In Figura 7.1 vengono rappresentati, sovrapposti ad una mappa del parametro *Nr\_deposit*, le ellissi che evidenziano i 4 canali/linee di accumulo che più influenzano la pericolosità dell'area di studio:



*Figura 7.1 - Linee di caduta più critiche*

Le due ellissi più piccole (rispettivamente quella sopra l'abitato di Rassa e quella appena a monte della fraz. Dughera), circoscrivono le due linee di percorso più corte, che misurano circa 650 m; le altre due, che circoscrivono due canali centrali, alimentati dall'arco di parete calva più imponente misurano entrambe più di 1200 m. Le misure appena riportate, sono state effettuate con il msuratore di QGis direttamente sull'ortofoto.

### 7.1.1 Forma Parallelepipedica

Di seguito, si riportano gli output in termini di invasione al variare dei tempi di ritorno:

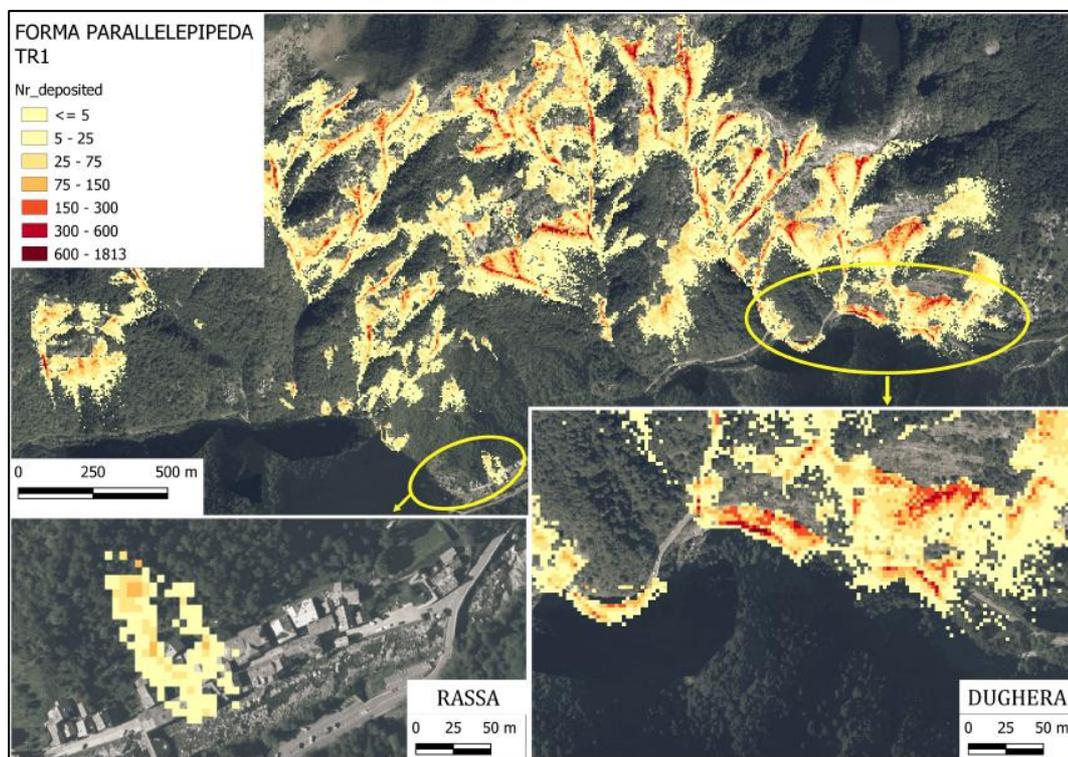


Figura 7.2 – Mappa raster Nr\_deposited per TR 1 anno ( $V=0,125 \text{ m}^3$ )

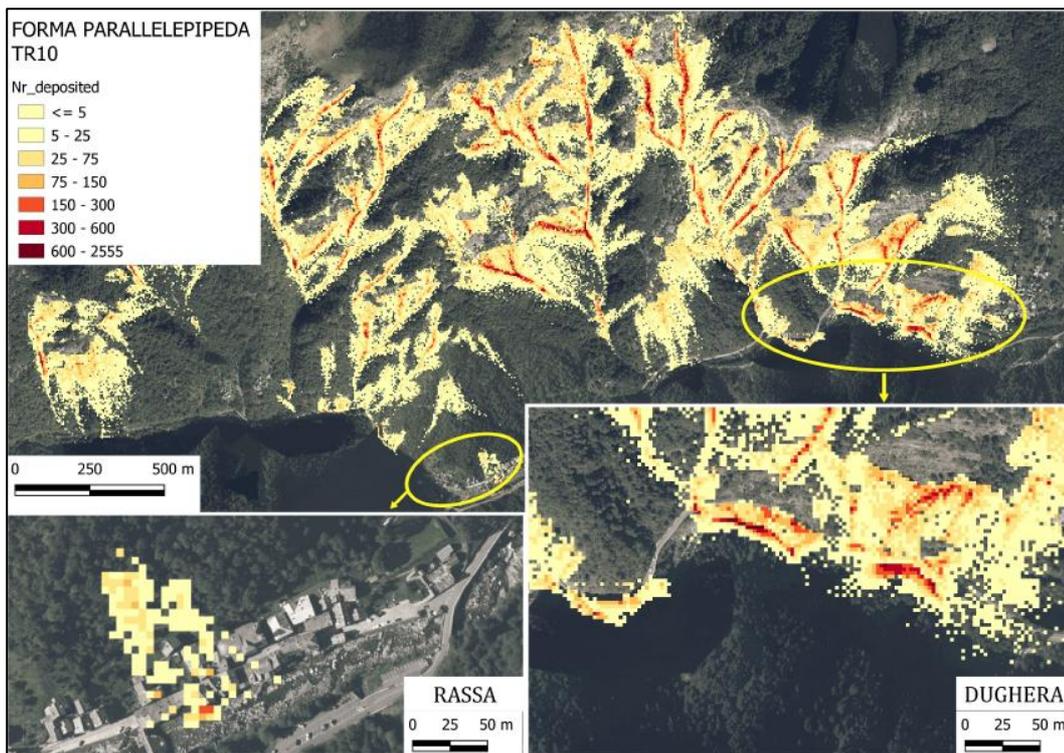


Figura 7.3 - Mappa raster Nr\_deposited per TR 10 anni ( $V=0,5 \text{ m}^3$ )

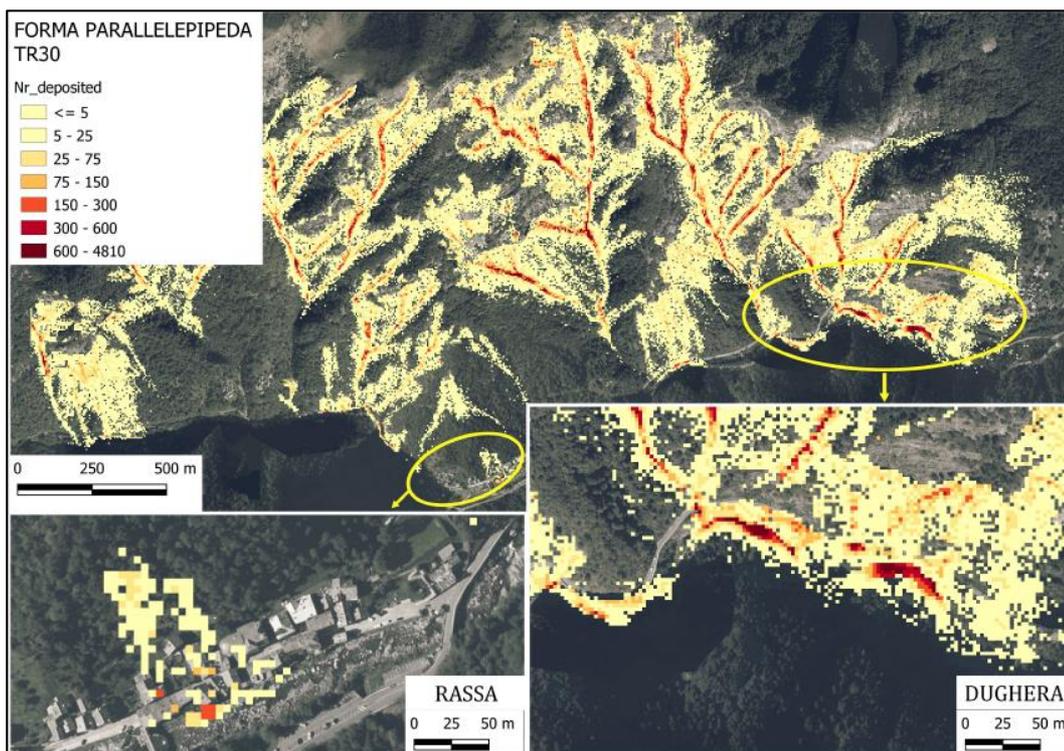


Figura 7.4 - Mappa raster Nr\_deposited per TR 30 anni ( $V=1 \text{ m}^3$ )

Dal confronto tra i tre tempi di ritorno (tre volumetrie diverse), si può notare come ci sia una certa conformità visiva nelle aree invase (canaloni soprattutto), dove si possono identificare con colore rosso scuro, le zone dove si ha maggiore

accumulo ossia le tracce dei canali. Di fatto, guardando le legende si vede che il valore massimo aumenta sensibilmente all'aumentare della volumetria del blocco. Ciò è dovuto al fatto che i blocchi da 1 m<sup>3</sup> (TR 30 anni), hanno un potere distruttivo maggiore nei confronti della vegetazione, pertanto, arrivano in numero maggiore (rispetto alle volumetrie minori) a popolare le celle di arresto (strada, banchina, fiume per la maggiorparte).

È inoltre doveroso ricalcare l'analogia della pericolosità da crollo con quella da valanghe: negli zoom di destra delle figure Figura 7.2, Figura 7.3 e Figura 7.4 sono raffigurati in dettaglio, i due canali che arrivano sui due tornanti che erano oggetto di grande pericolosità da valanghe nel lavoro di tesi del collega (28); ciò a conferma che la forte pendenza locale aumenta anche la probabilità di invasione di quell'area nei confronti dei crolli in roccia.

#### 7.1.2 Forma Piatta

Di nuovo, si riportano gli output in termini di invasione al variare dei tempi di ritorno:

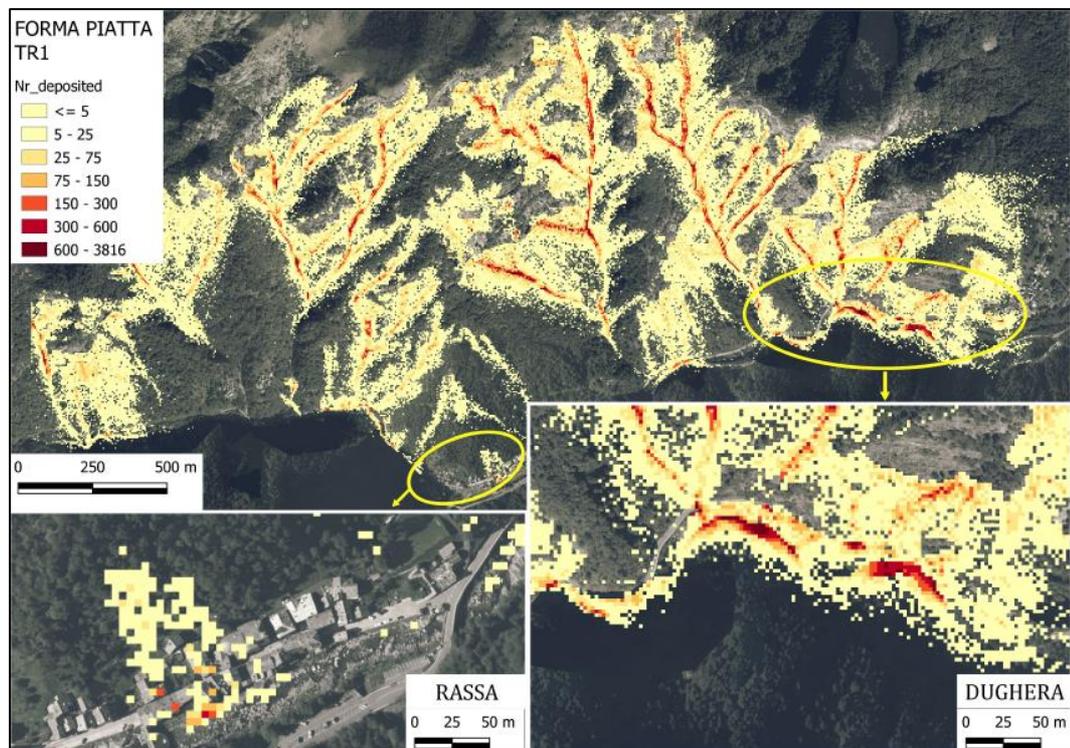


Figura 7.5 - Mappa raster Nr\_deposited per TR 1 anno ( $V=0,125 \text{ m}^3$ )

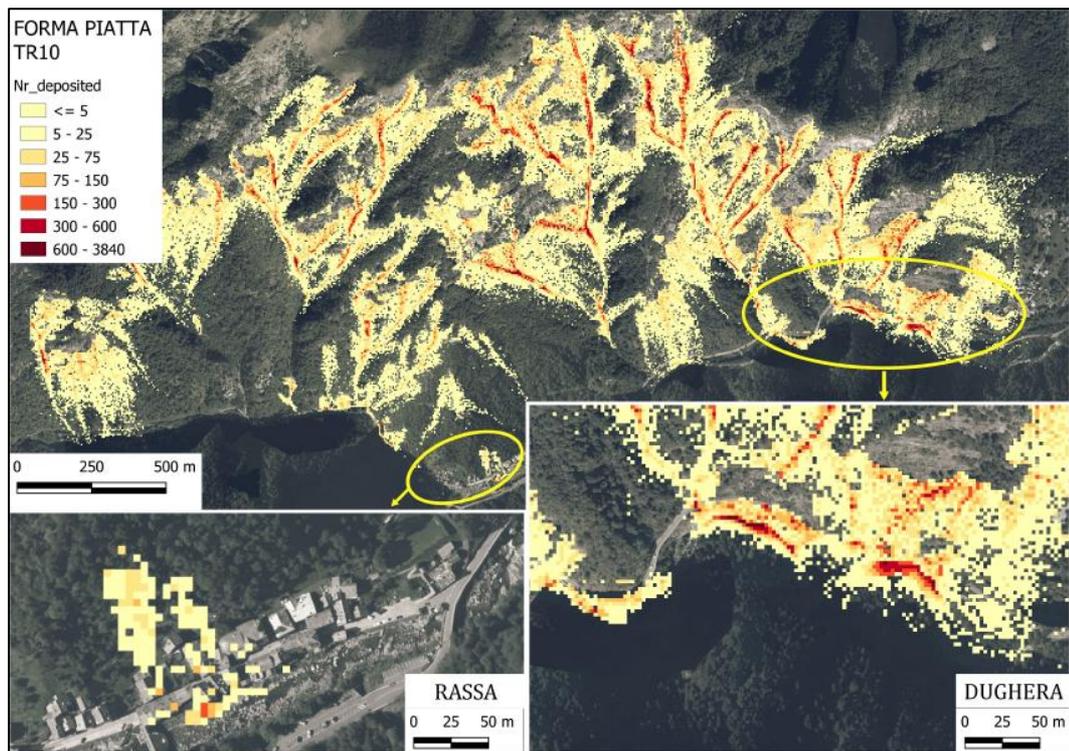


Figura 7.6 - Mappa raster Nr\_deposited per TR 10 anni ( $V=0,5 \text{ m}^3$ )

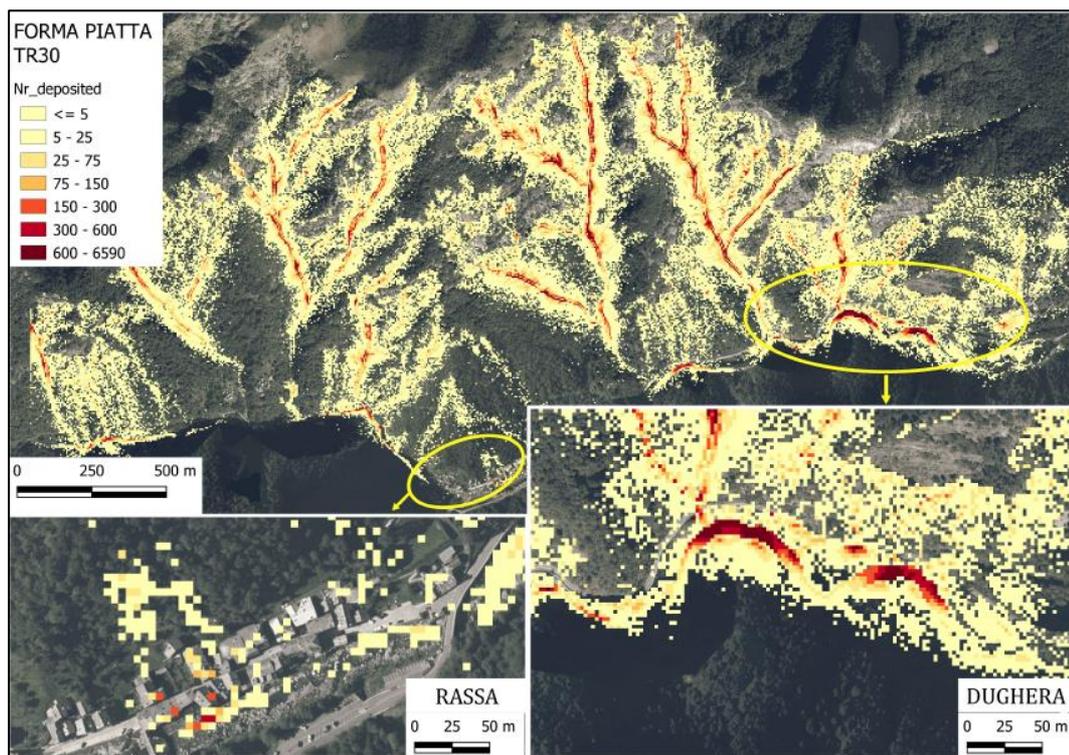


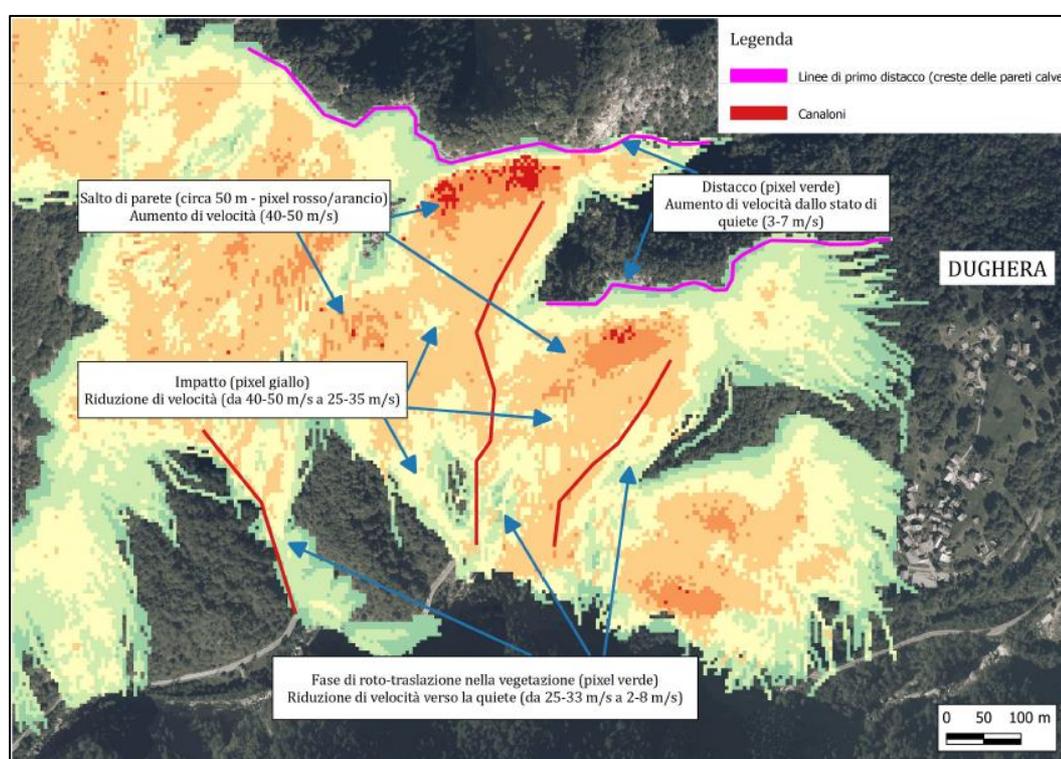
Figura 7.7 - Mappa raster Nr\_deposited per TR 30 anni ( $V=1 \text{ m}^3$ )

Per quanto riguarda il confronto tra masse di forma piatta, nuovamente non ci sono stravolgimenti nella fisionomia delle aree invase; ciò che varia notevolmente

è il numero massimo di massi depositati per cella rispetto al caso parallelepipedo. Come già spiegato nel Cap.4 (paragrafo 4.4.1) RockyFor3D considera come diametro, il minimo tra i tre per l'impatto con gli alberi, che è il parametro che influenza di più l'invasione. Poiché le terze dimensioni dei massi piatti sono state scelte rispettivamente pari a 0,2m, 0,65m e 0,45m per i tre differenti T.R., ciò significa che nel caso di forma piatta, a parità di massa, l'area di impatto con gli alberi è minore (nel caso di forma parallelepipedica i tre lati erano uguali e rispettivamente pari a 0,5m, 0,8, e 1m). Visti i massimi per cella registrati, tutto fa pensare che la ridotta impronta d'impatto faccia sì che il danneggiamento (e quindi la perdita di energia del masso) sia minore e quindi esso riesca a percorrere una distanza maggiore; motivo per il quale nelle stesse zone (curve a monte di Dughera), il numero di massi depositati aumenti rispettivamente del 200% su TR 1 anno, del 150% su TR 10 anni e del 137% su TR 30 anni.

## 7.2 Velocità dei blocchi

Come trattato nel Cap.4, la velocità in ogni punto dipende da molte variabili, tra le quali quelle riferite alla vegetazione (alberi, arbusti) e alle scabrezze, le quali giocano un ruolo fondamentale nell'evoluzione di questo parametro. Mediante il comando *Value Tool* di QGis (37) è possibile vedere come la velocità subisca un aumento repentino nel momento in cui il masso salta dalla parete verticale, e successivamente una brusca diminuzione appena tocca terra, per andare gradualmente verso una situazione di quiete (Figura 7.8). Il rallentamento graduale è ovviamente funzione sia degli urti contro la vegetazione che della dissipazione energetica dovuta alla scabrezza del versante (Figura 7.8).



*Figura 7.8 - Variazione di velocità lungo il versante (DUGHERA) - vista d'insieme*

La Figura 7.8 è stata inserita per dare al lettore una sorta di guida per la lettura delle mappe successive (zona delle due curve a monte della fraz. Dughera), nelle quali per motivi di spazio non è stato possibile arrivare ad un livello di dettaglio così specifico. Si ricorda che la stessa figura, è riferita ad una volumetria di  $0.125 \text{ m}^3$  ossia al tempo di ritorno di 1 anno e di forma parallelepipedica; è però possibile prenderla come esempio anche per i tempi di ritorno maggiori ed anche per la forma piatta: infatti si possono notare le stesse peculiarità (passaggio da celle di

colore verde a celle di colore giallo/arancione/rosso) nelle figure dalla Figura 7.12 alla Figura 7.16, analizzandole sotto questa chiave di lettura. Risulta che la velocità massima limite si aggira intorno ai 68/70 m/s per tutti i tempi di ritorno e per entrambe le forme (da Figura 7.11 a Figura 7.16). Ovviamente, quel valore di velocità si raggiunge in un numero di celle molto limitato (circa 20 celle, su un reticolo di 728x427), e ciò fa pensare ad un outlier. Il range di valori per i quali si ha una frequenza molto alta, è compreso tra 0 e 45 m/s ma in ogni caso, si vedrà come il valore di velocità al 95° percentile sarà intorno ai 35 m/s, valore che verosimilmente potrebbe essere preso come massimo di riferimento della simulazione. Di seguito, verranno presentate le mappe raster riferite alla velocità massima registrata per ogni cella, al variare del tempo di ritorno e delle forme (da Figura 7.11 a Figura 7.16). Da un primo confronto visivo, per quanto riguarda la forma parallelepipedica (da Figura 7.11 a Figura 7.13), si vede che all'aumentare del tempo di ritorno (ossia all'aumentare della volumetria) si risente dell'effetto distruttivo maggiore dei massi grandi (soprattutto per i massi da 1m<sup>3</sup>) che riuscendo a percorrere distanze maggiori (dopo l'impatto con gli alberi) tendono a diminuire meno la loro velocità post-impatto. Per quel motivo si può notare (da Figura 7.11 a Figura 7.13 – nel riquadro del dettaglio di Dughera) un passaggio dalle zone rosse/gialle a velocità maggiore verso quelle verdi a velocità minore, con un lieve allargamento delle porzioni interessate (cioè in Figura 7.13, si nota che arrivano in strada più massi, a causa della loro maggiore energia che fa sì che a parità di cella raster vi sia una velocità maggiore). Quest'ultima particolarità di allargamento delle zone critiche (a velocità più alte) è ancora più palese (cioè arrivano molti più massi e con velocità maggiori rispetto alla forma parallelepipedica) nelle figure da Figura 7.14 a Figura 7.16 che sono riferite alla forma piatta. La velocità quindi, risponde all'aumento in termini di area invasa dovuto al fatto che il lato minore dei massi piatti, preso per simulare una sfera equivalente (1), comporterà un aumento nell'energia di impatto contro gli alberi (effetto proiettile). Le considerazioni appena elencate rispetto alla fraz. Dughera sono riportate in Figura 7.9.

Tutte le considerazioni fatte finora, sono applicabili nel medesimo modo al dettaglio sull'abitato di Rassa: essendo quest'ultimo in una scala di dettaglio più grande, è possibile vedere meglio le peculiarità riferite alla variazione di velocità;

pertanto, tranne che per la Figura 7.16 (dove la volumetria maggiore mette più a rischio l'abitato - quantità sensibilmente maggiore di massi in caduta con velocità intorno ai 20-30 m/s), nelle figure dalla Figura 7.11 alla Figura 7.15 si può apprezzare sempre una variazione più o meno costante di velocità (celle raster presentano sempre la stessa variazione nella scala di colore), con un progressivo allargamento della zona colpita dall'evento (Figura 7.10). Sono stati riportati solo i TR pari ad 1 e 30 anni vista la trascurabile differenza dei vari output rispetto al caso decennale.

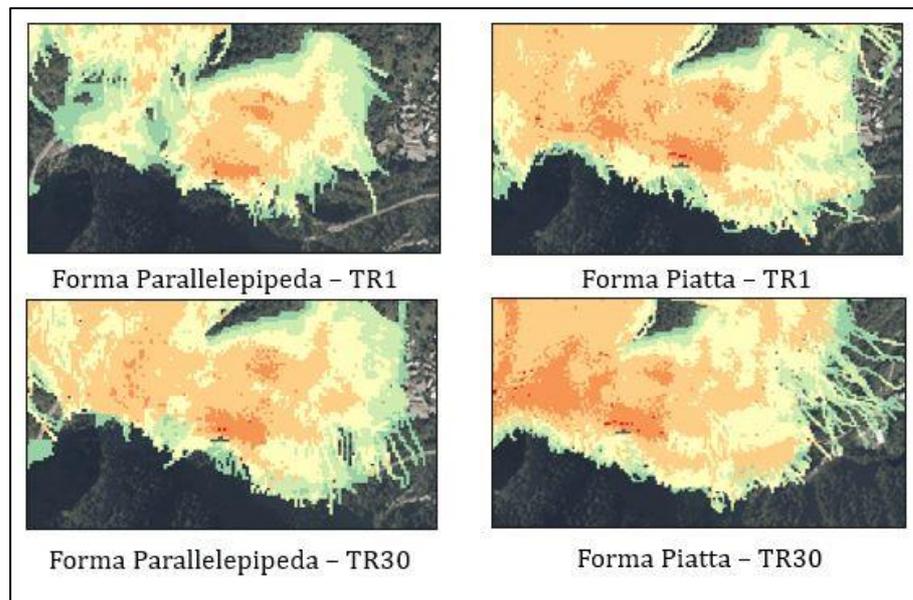


Figura 7.9 - Dettagli di variazione di velocità lungo il versante (DUGHERA) - dettaglio curve

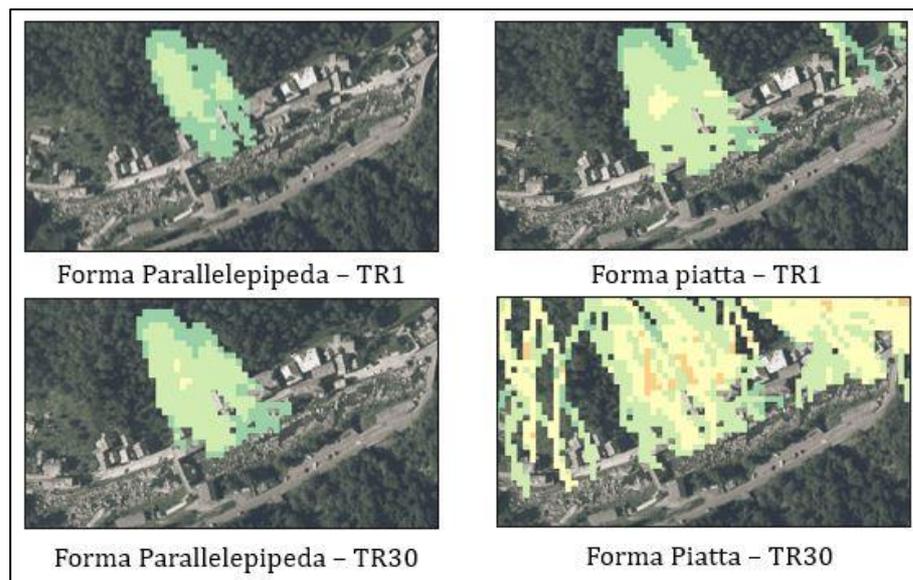


Figura 7.10 - Dettagli di variazione di velocità lungo il versante (RASSA)

## 7.2.2 Forma Parallelepipedica

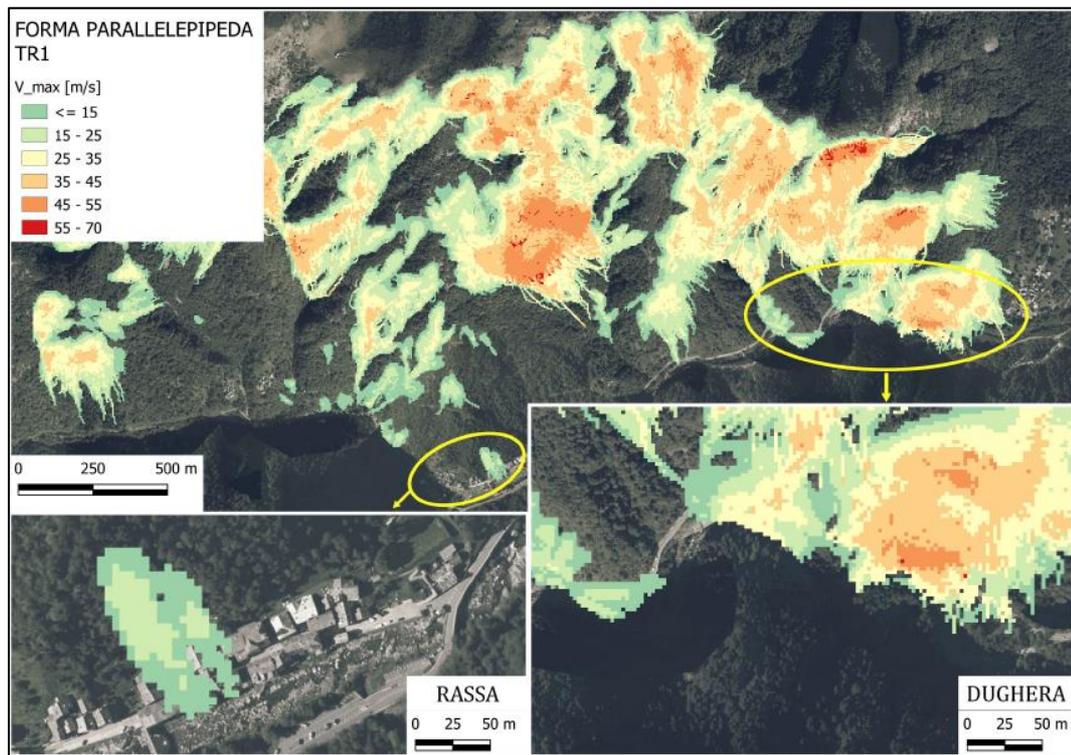


Figura 7.11 - Mapa raster delle  $V_{max}$  per TR 1 anno ( $V=0,125 m^3$ )

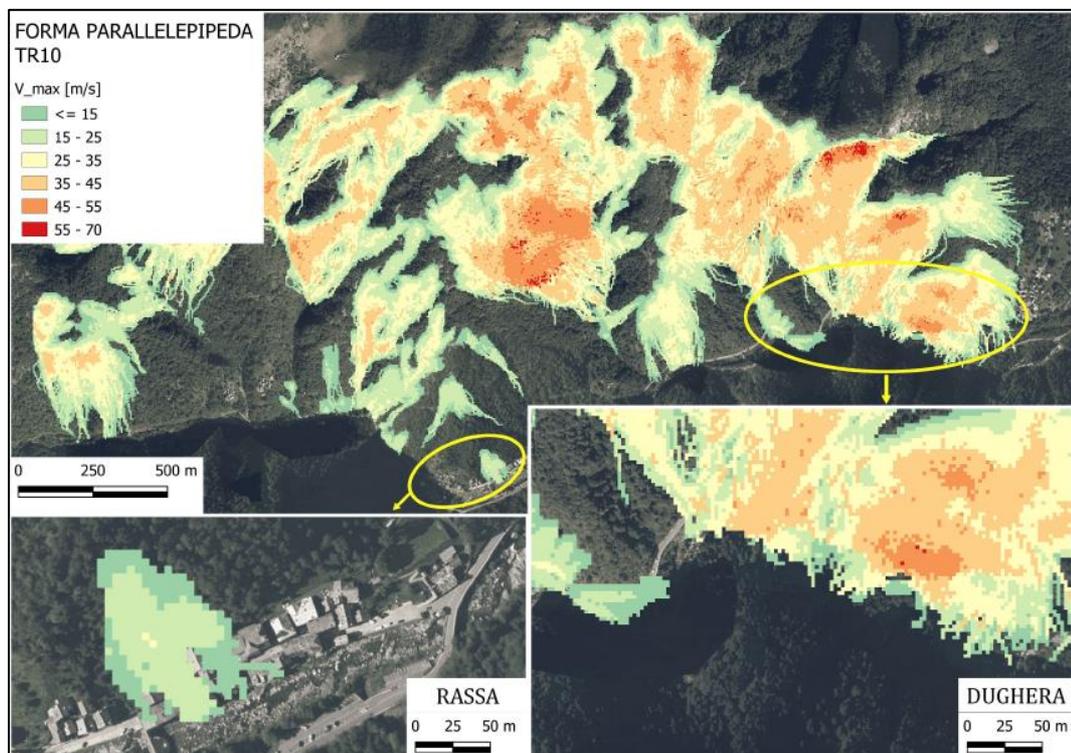


Figura 7.12 - Mapa raster delle  $V_{max}$  per TR 10 anni ( $V=0,5 m^3$ )

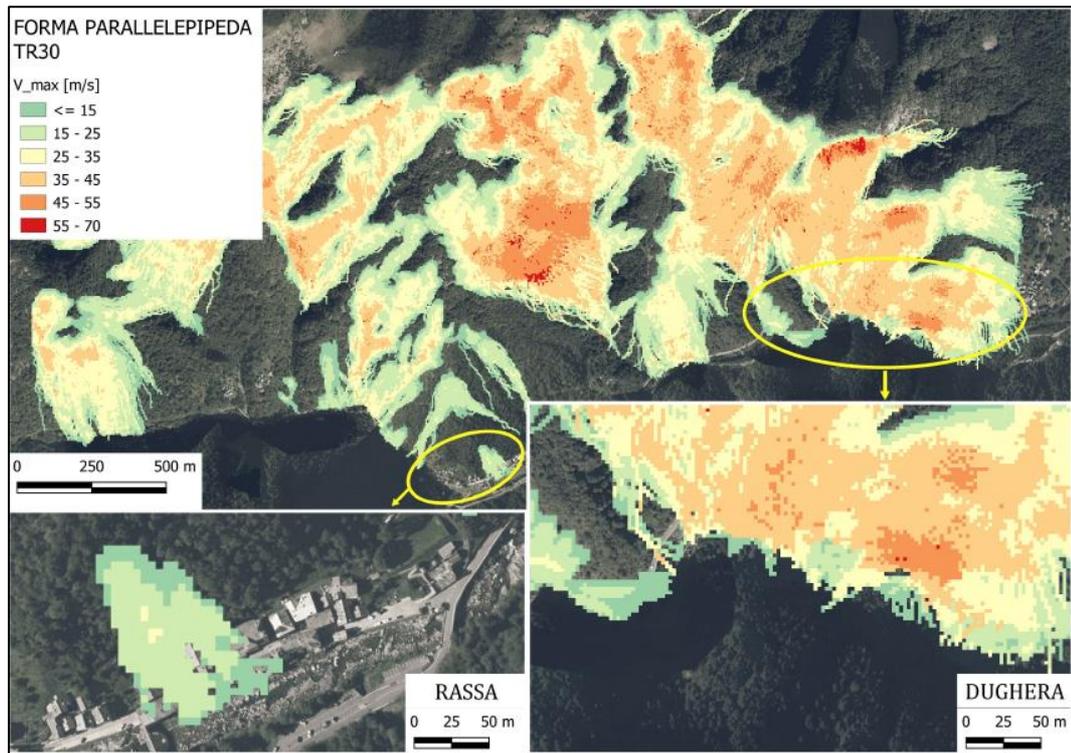


Figura 7.13 - Mappa raster delle  $V_{max}$  per TR 30 anni ( $V=1 \text{ m}^3$ )

### 7.2.3 Forma Piatta

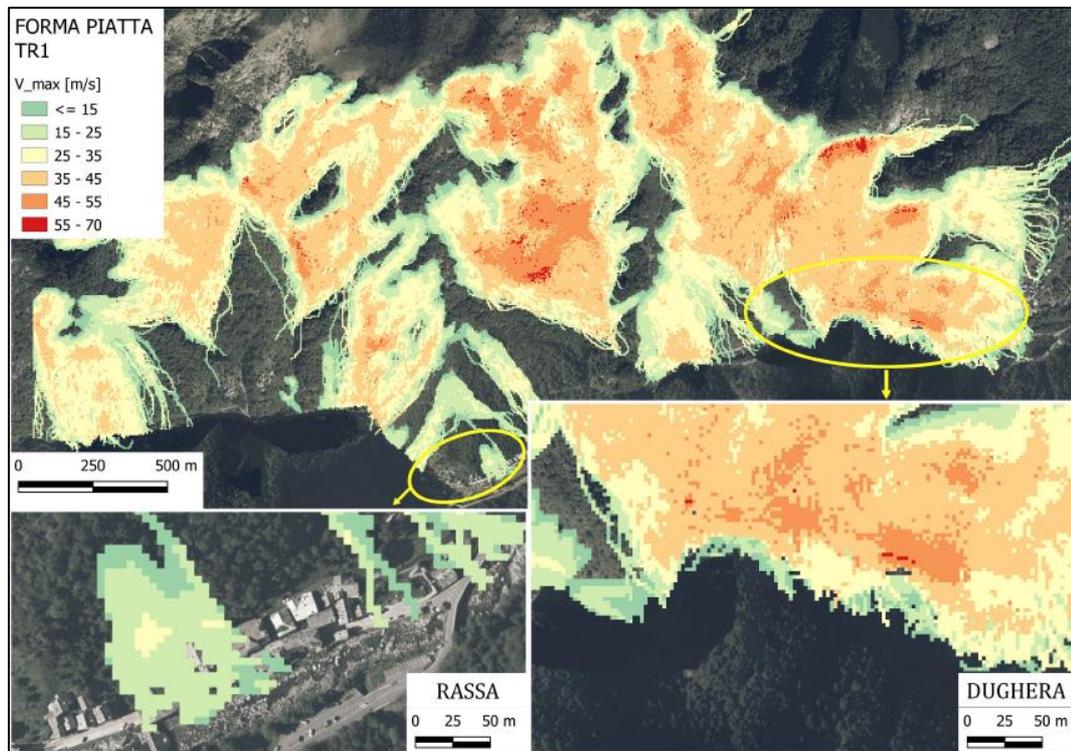


Figura 7.14 - Mappa raster delle  $V_{max}$  per TR 1 anno ( $V=0,125 \text{ m}^3$ )

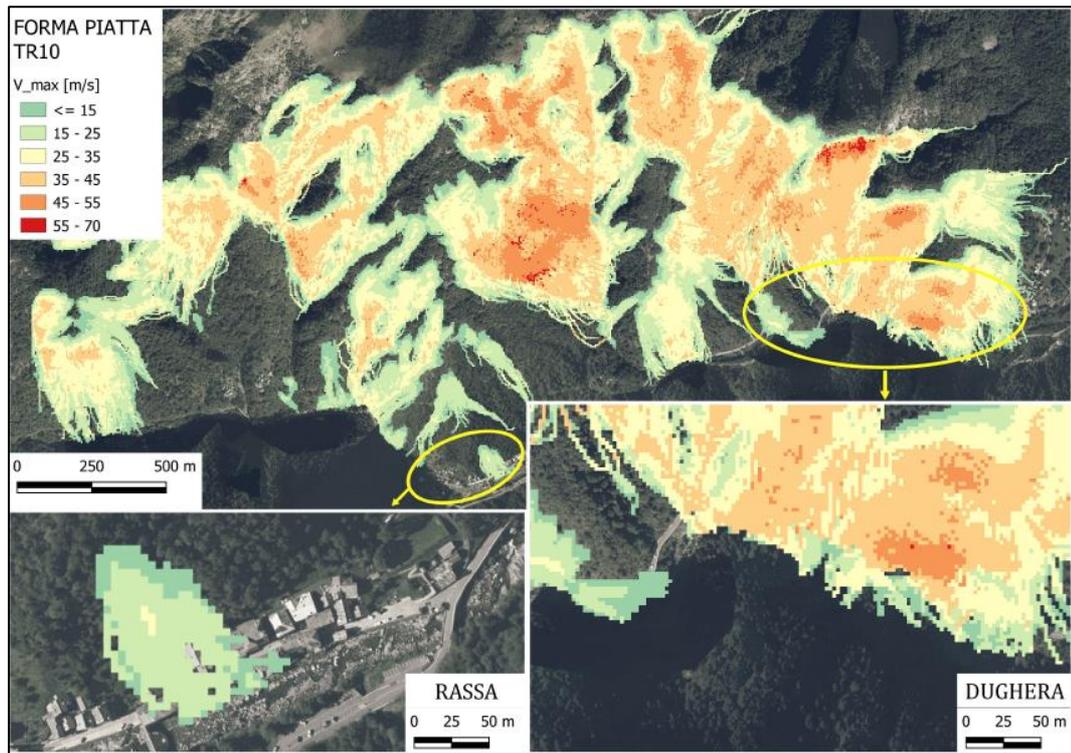


Figura 7.15 - Mapa raster delle  $V_{max}$  per TR 10 anni ( $V=0,5 m^3$ )

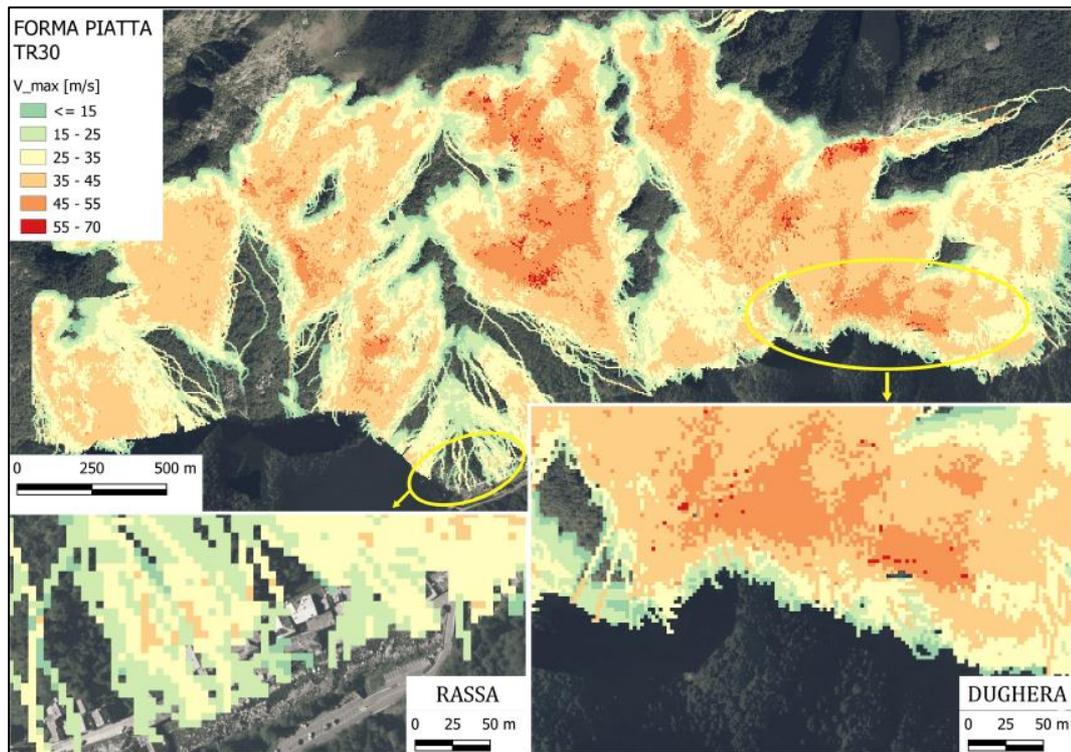


Figura 7.16 - Mapa raster delle  $V_{max}$  per TR 30 anni ( $V=1 m^3$ )

### 7.3 Energie cinetiche

Analogamente a quanto fatto nel paragrafo precedente, verranno qui riportati gli output del 95° percentile di energia cinetica al variare del tempo di ritorno. Si potrà apprezzare che al momento del distacco (sarà possibile vederlo solo sulle linee di cresta più alte) l'energia si attesta su valori bassi, minori di 10 kJ, per poi aumentare drasticamente e molto rapidamente, visto il salto di quota che compie in pochi istanti, fino a valori di 500 kJ, 1500 kJ e 3000 kJ in prossimità della strada, rispettivamente per le tre volumetrie (da Figura 7.18 a Figura 7.23). Ciò si può notare in Figura 7.17, dove è riportato un dettaglio della variazione di energia cinetica riferita alla volumetria minore ( $0.125 \text{ m}^3$ ) e di forma parallelepipedica; questa figura vuole essere da corredo per una lettura più semplice degli output riportati in seguito. Ovviamente i massimi in legenda fanno riferimento a valori registrati una tantum, in celle dove la totalità dei pixel attorno riporta valori con anche due ordini di grandezza di differenza. Ciò è dovuto al fatto che della totalità dei massi lanciati per ogni cella, ogni tanto capita che alcuni facciano un percorso particolare con annessa energia molto sopravvalutata, che anche in questo caso possono essere letti come degli outliers.

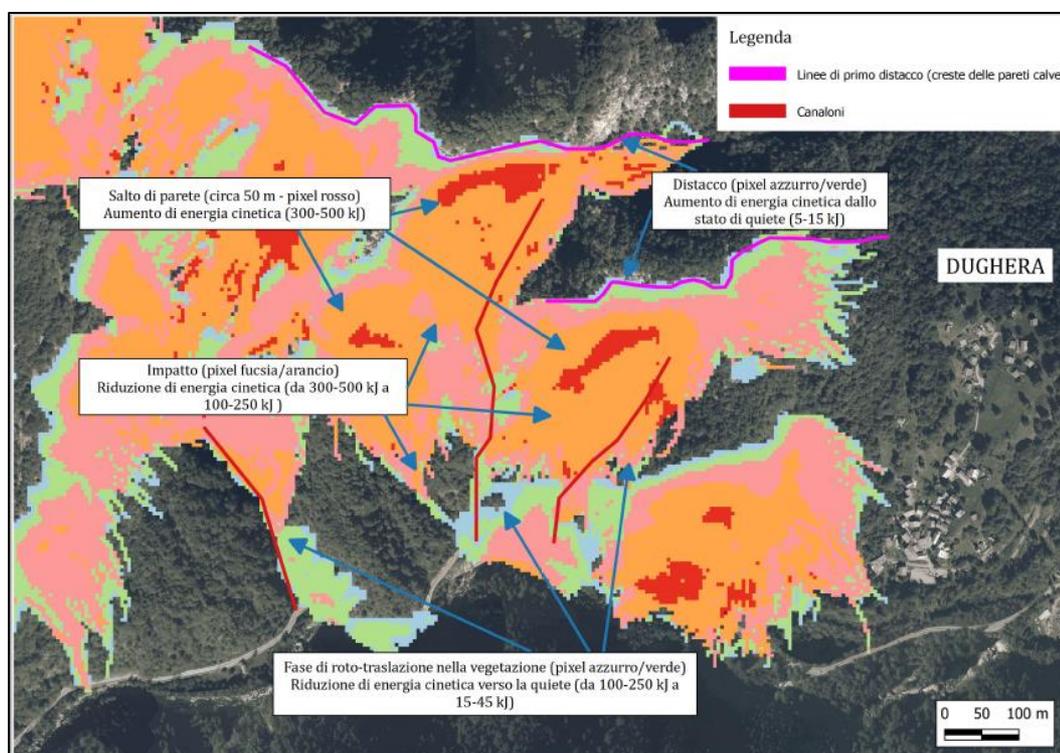


Figura 7.17 - Variazione di Energia cinetica lungo il versante (DUGHERA) - vista d'insieme

### 7.3.1 Forma Parallelepipedica

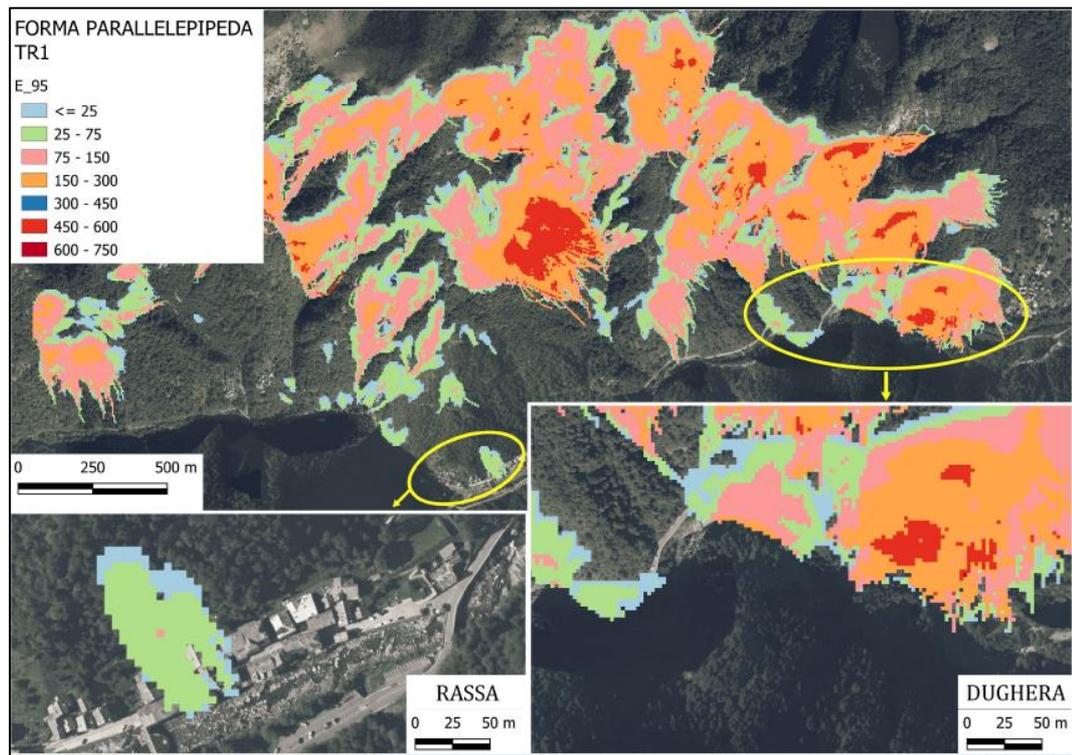


Figura 7.18 - Mappa raster delle Energie cinetiche al 95° percentile per TR 1 anno ( $V=0,125 \text{ m}^3$ )

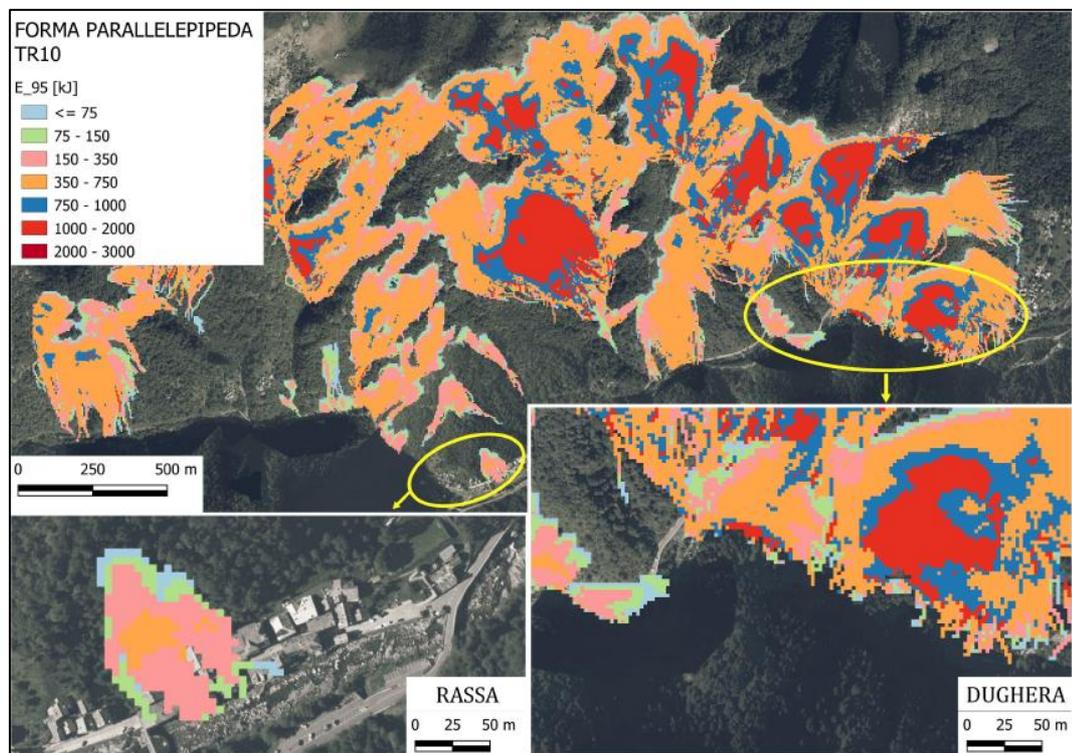


Figura 7.19 - Mappa raster delle Energie cinetiche al 95° percentile per TR 10 anni ( $V=0,5 \text{ m}^3$ )

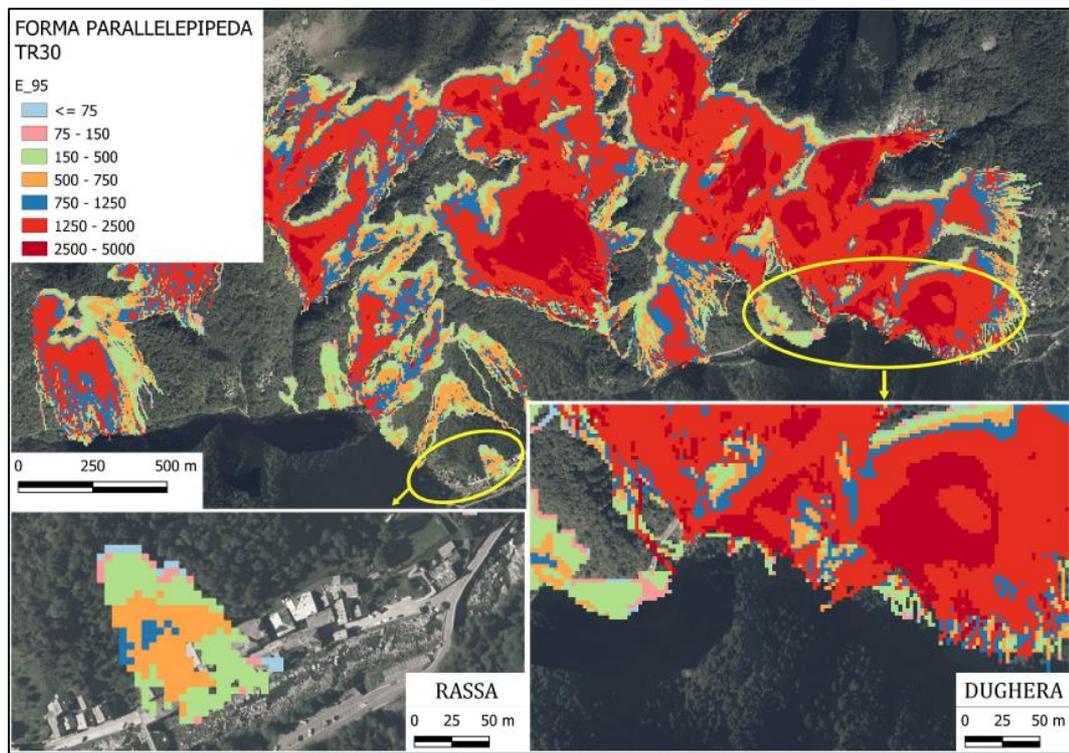


Figura 7.20 -Mappa raster delle Energie cinetiche al 95° percentile per TR 30 anni ( $V=1 \text{ m}^3$ )

### 7.3.2 Forma Piatta

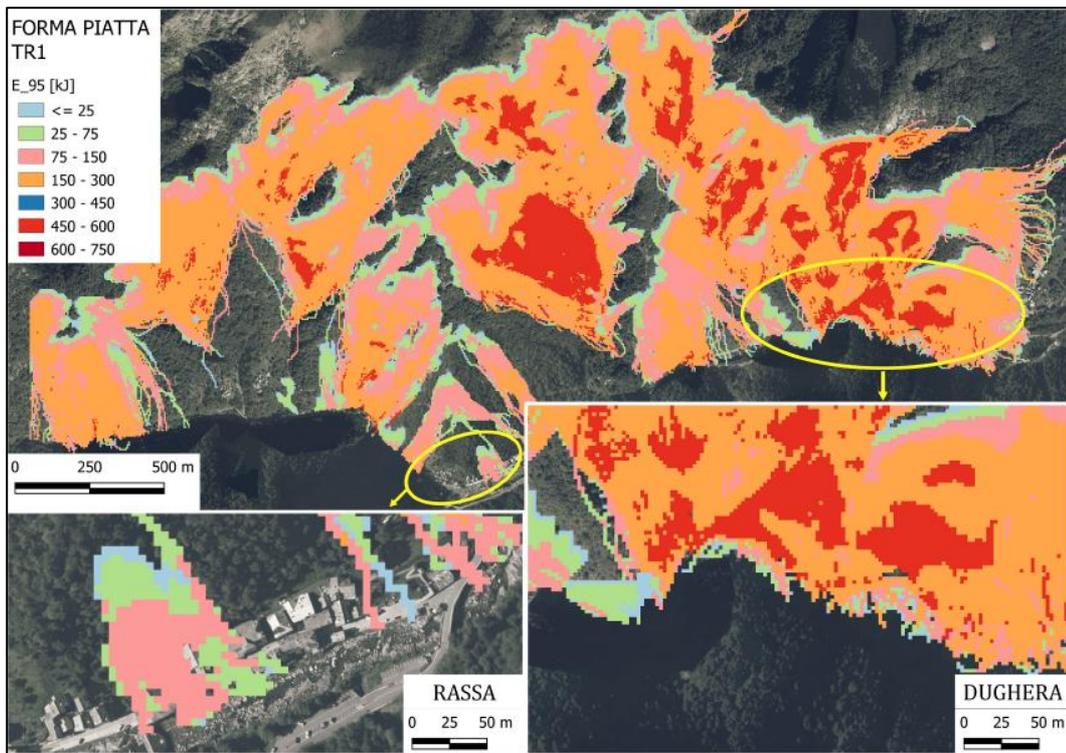


Figura 7.21 - Mappa raster delle Energie cinetiche al 95° percentile per TR 1 anno ( $V=0,125 \text{ m}^3$ )

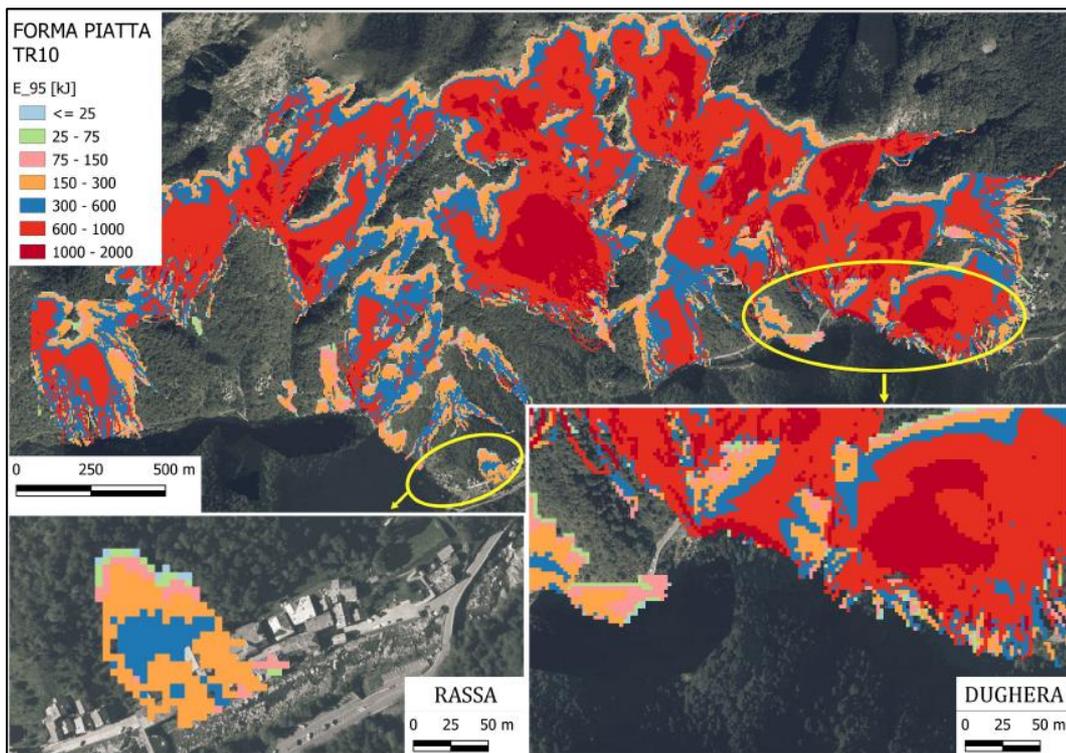


Figura 7.22 - Mappa raster delle Energie cinetiche al 95° percentile per TR 10 anni ( $V=0,5 \text{ m}^3$ )

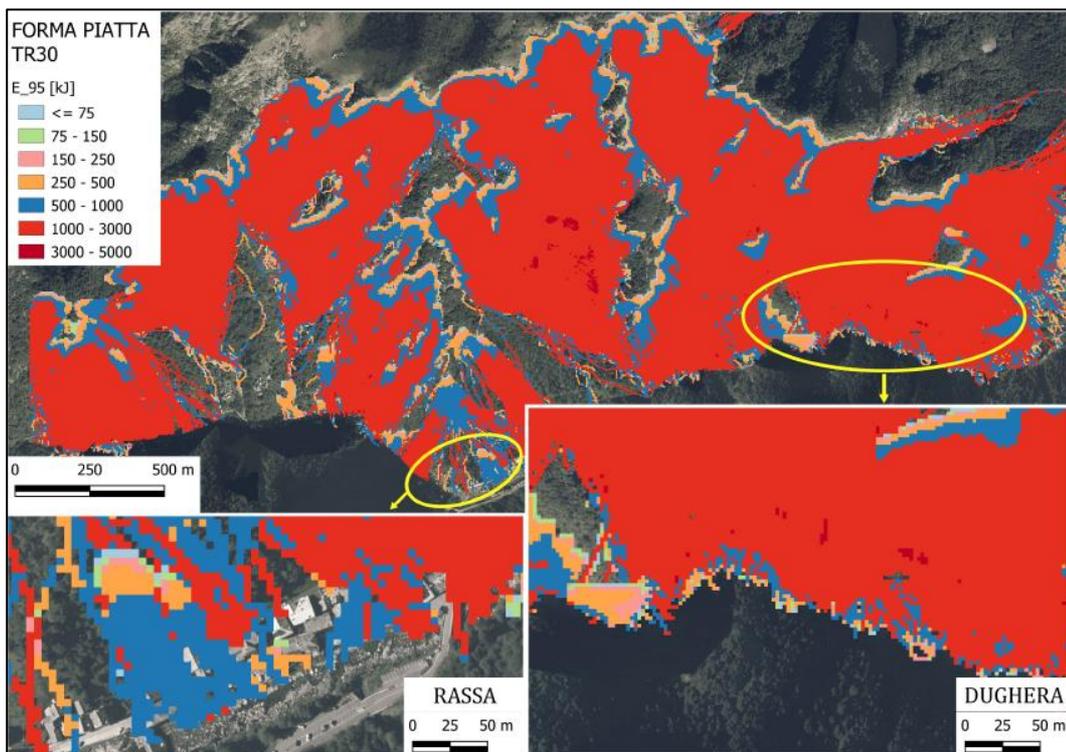
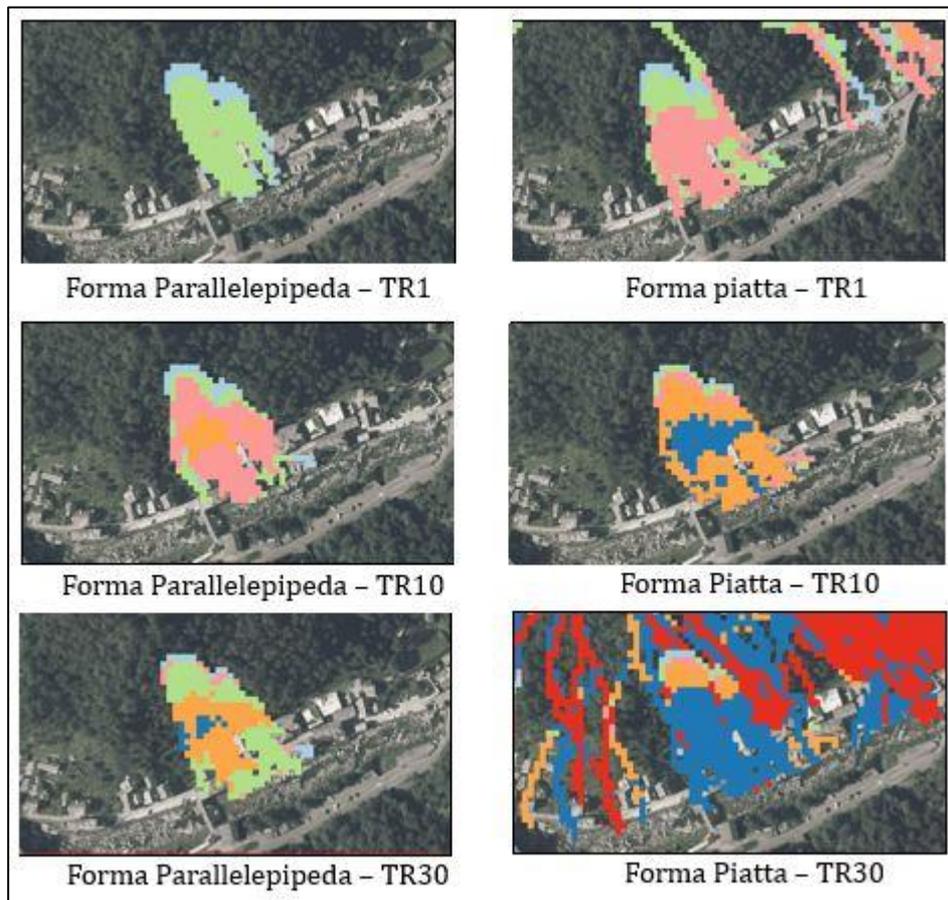


Figura 7.23 - Mappa raster delle Energie cinetiche al 95° percentile per TR 30 anni ( $V=1 \text{ m}^3$ )

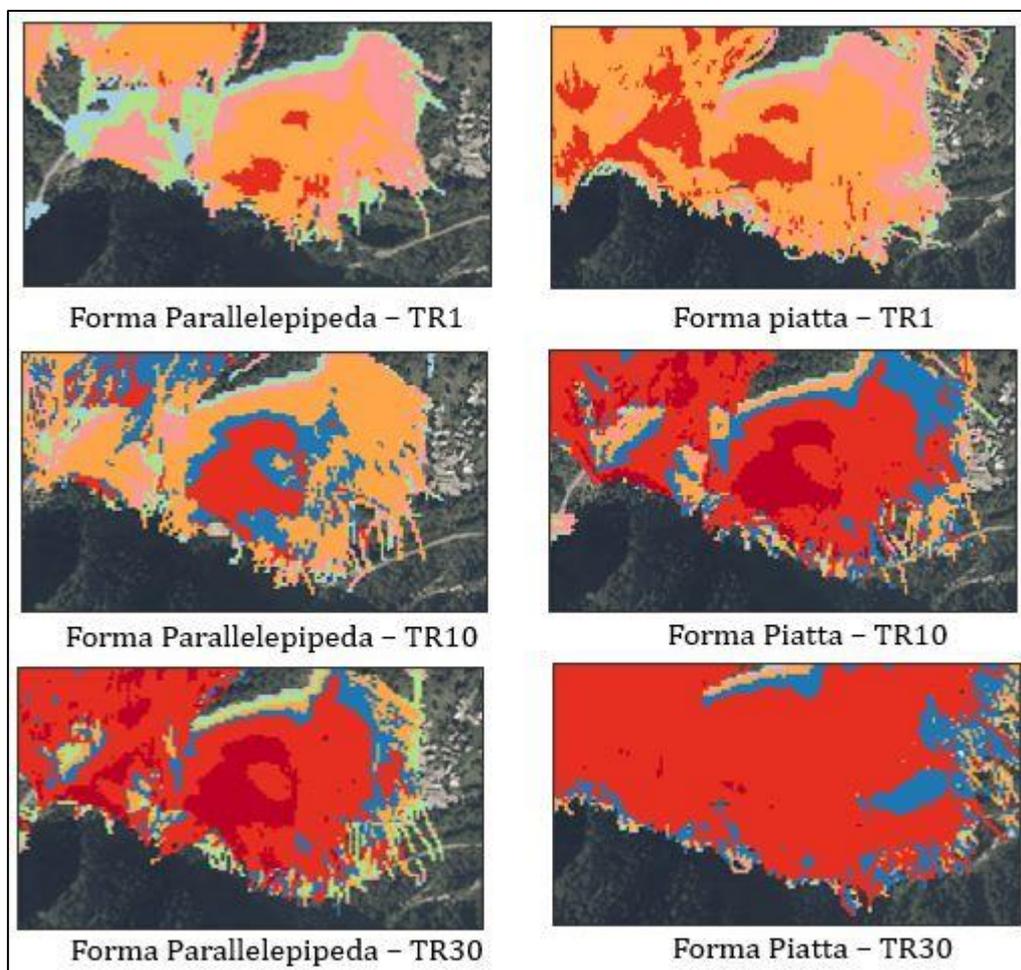
Si riporta nelle Figure Figura 7.24 e Figura 7.25 un confronto tra i dettagli di variazione di Energia cinetica al variare del tempo di ritorno, per entrambe le forme dei massi in riferimento all'abitato di Rassa e alle curve a monte di Dughera; per confronto, si nota come in Figura 7.24 per il TR 1 anno, le energie legate alla forma piatta sono più gravose, infatti si hanno più zone colorate di rosa (valori intorno ai 100 kJ) rispetto alla forma parallelepipedica dove si hanno valori più contenuti (zone verdi intorno a 50 kJ); per il TR 10 anni, si vede che c'è un aumento abbastanza notevole di energia tra i massi di forma piatta rispetto ai parallelepipedi (zone blu con valori intorno ai 350 kJ). Per il TR 30 anni invece, come succedeva già nel caso delle velocità, si ha un aumento in termini energetici accompagnato da un aumento d'area interessata.



*Figura 7.24 - Dettagli di variazione di Energia cinetica lungo il versante (RASSA)*

In riferimento ai dettagli di Dughera, in Figura 7.25 si può notare come all'aumentare dei tempi di ritorno si abbia un aumento repentino in termini di energia, che però non va di pari passo con l'aumento di area interessata (che

rimane pressochè invariata tranne che per la forma piatta con evento trentennale). In generale si può vedere che sulle due curve discusse ampiamente finora, anche in questo caso si hanno valori molto alti (da 500 kJ per la forma parallelepipedica a volumetria minore, fino a 5000 kJ per la forma piatta a volumetria maggiore), con valori intermedi per l'evento decennale.



*Figura 7.25 - Dettagli di variazione di Energia cinetica lungo il versante (DUGHERA)*

## 7.4 Altezze di passaggio

L'ultimo parametro presentato in termini di pericolosità è l'altezza di passaggio al 95° percentile; questo output registra l'altezza di volo dei massi in caduta, misurandola in direzione ortogonale al DTM; rispetto agli output precedenti, l'unica cosa importante da sottolineare, è che per la forma parallelepipedica (figure dalla Figura 7.26 alla Figura 7.28) non si nota un aumento drastico in termini di altezza di volo al variare del TR. Mentre invece, la forma piatta (figure dalla Figura 7.29 alla Figura 7.31) è molto più sensibile a variazioni anche pesanti di questo valore, probabilmente per come viene considerata la forma irregolare mediante il momento d'inerzia del blocco stesso.

Si riportano di seguito i classici raster di confronto tra le due forme al variare dei TR.

### 7.4.1 Forma Parallelepipedica

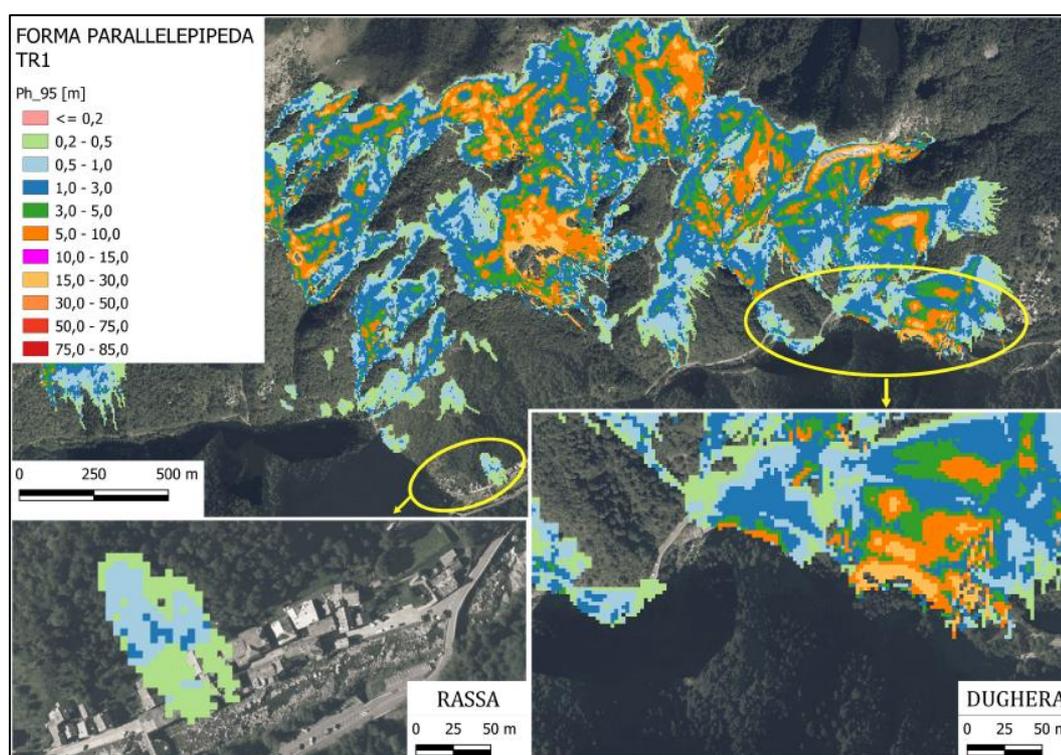


Figura 7.26 - Mappa raster delle altezze di passaggio al 95° percentile per il TR 1 anno ( $V=0,125 \text{ m}^3$ )

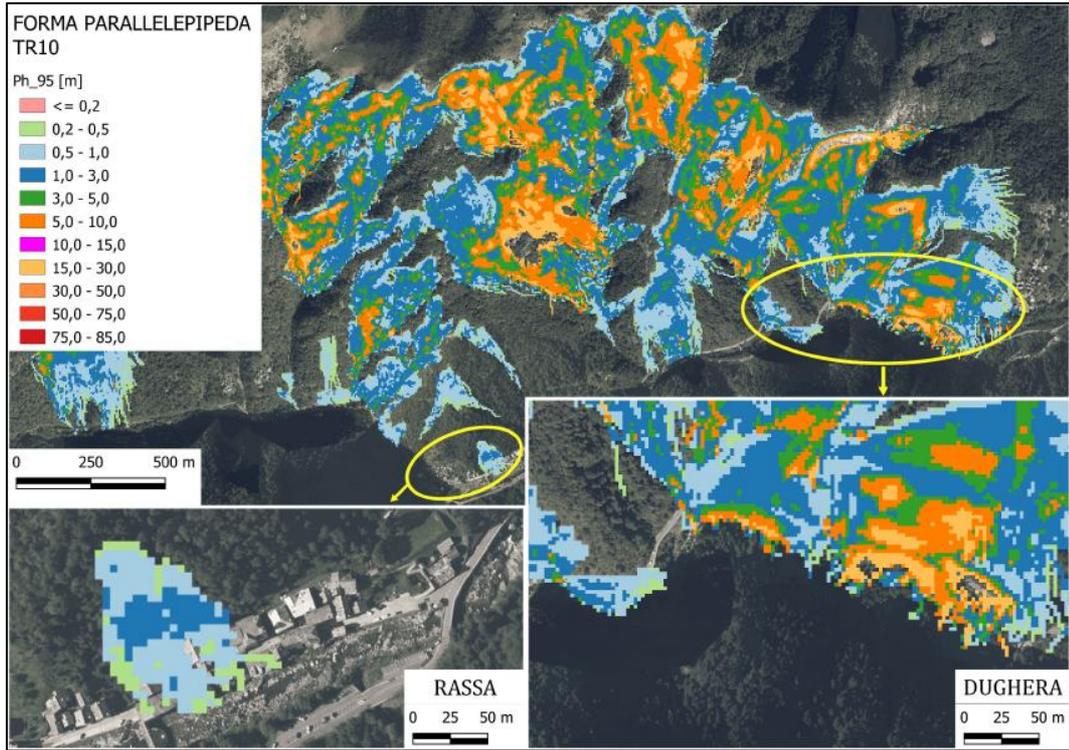


Figura 7.27 - Mappa raster delle altezze di passaggio al 95° percentile per il TR 10 anni ( $V=0,5 \text{ m}^3$ )

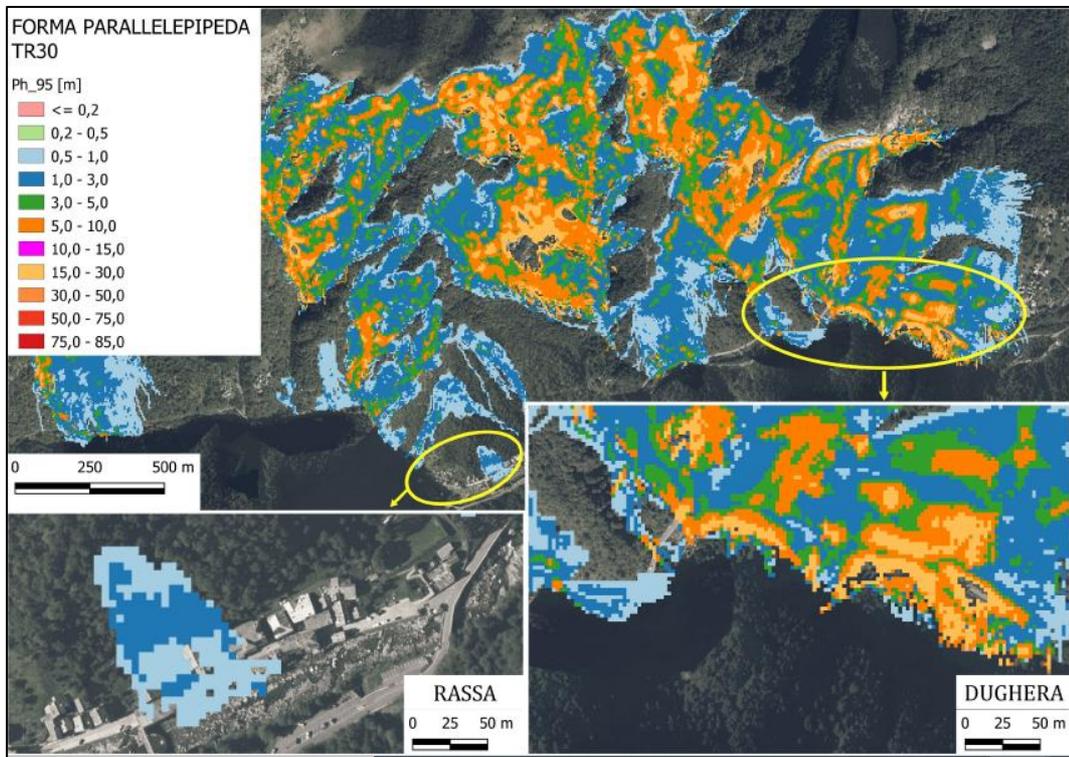


Figura 7.28 - Mappa raster delle altezze di passaggio al 95° percentile per il TR 30 anni ( $V=1 \text{ m}^3$ )

## 7.4.2 Forma Piatta

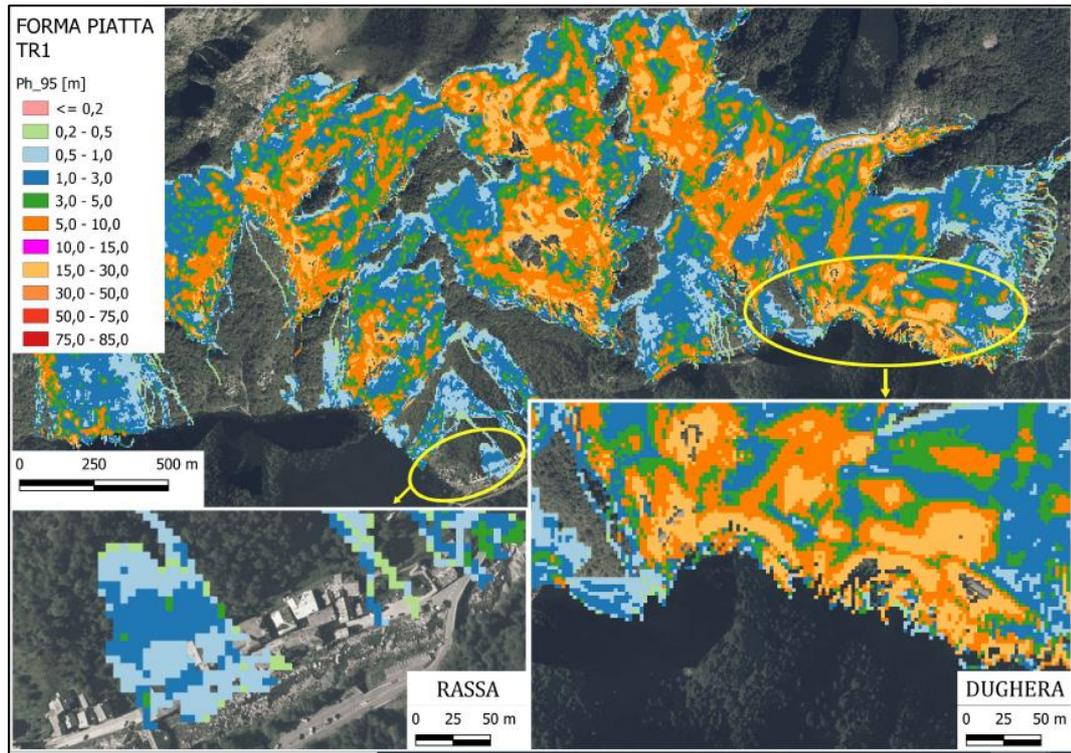


Figura 7.29 - Mapa raster delle altezze di passaggio al 95° percentile per il TR 1 anno ( $V=0,125 \text{ m}^3$ )

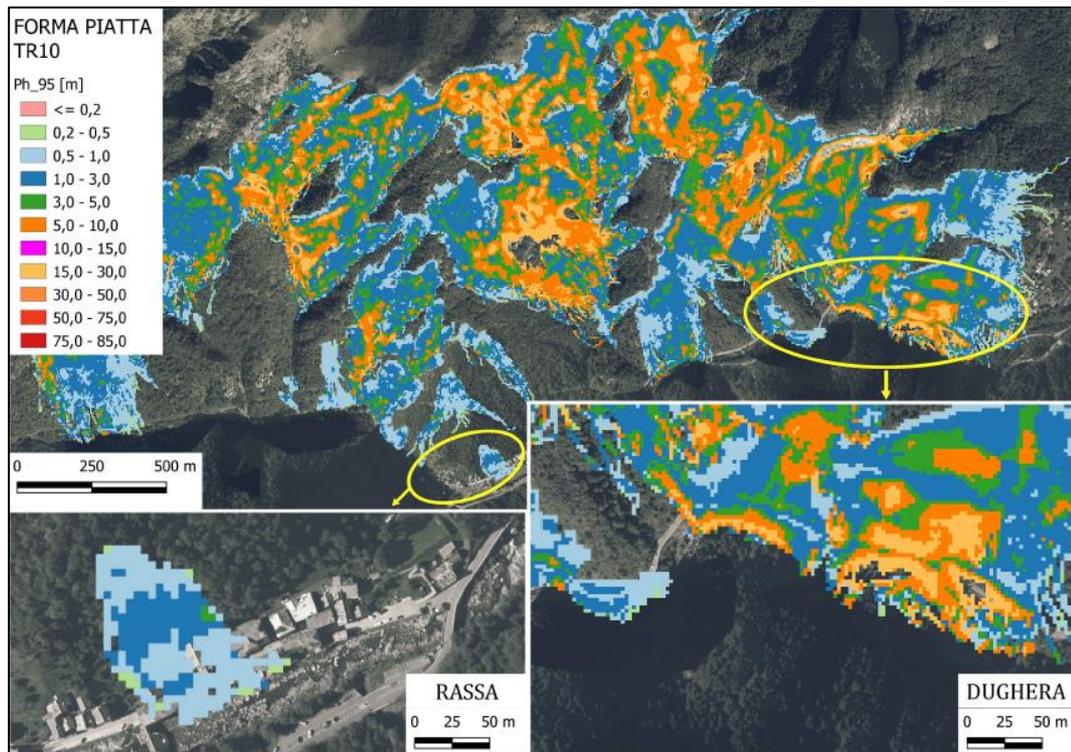


Figura 7.30 - Mapa raster delle altezze di passaggio al 95° percentile per il TR 10 anni ( $V=0,5 \text{ m}^3$ )

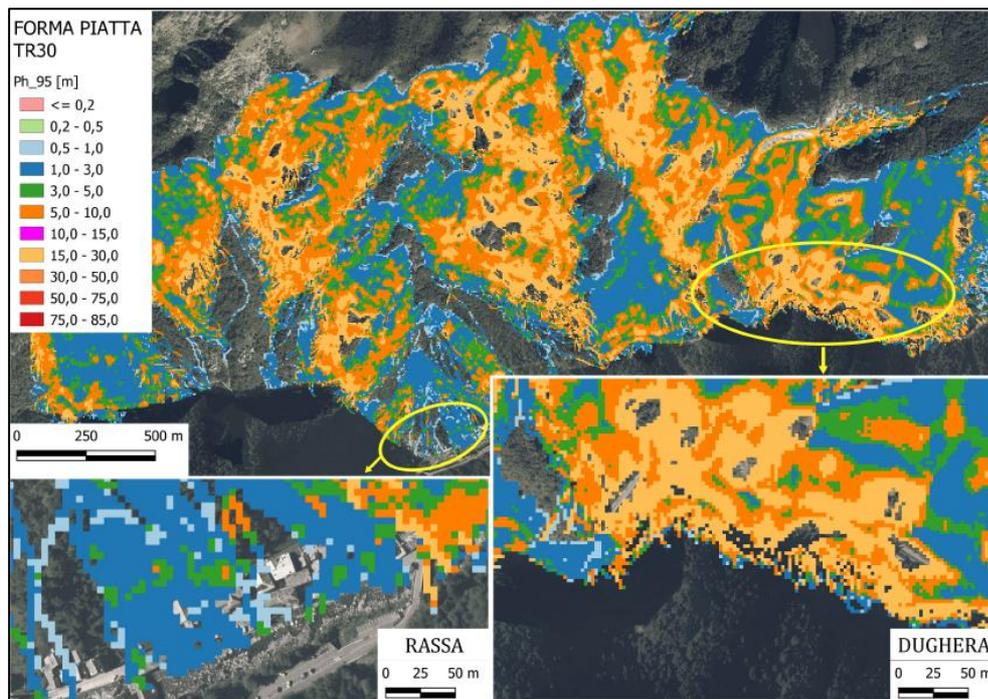


Figura 7.31 - Mappa raster delle altezze di passaggio al 95° percentile per il TR 30 anni ( $V=1 \text{ m}^3$ )

## 7.5 Simulazione con collettori

Per riuscire ad avere qualche informazione in più a livello statistico sui massi che arrivano a valle, è stato necessario produrre una simulazione includendo una serie di collettori appena a monte della strada, lungo tutto lo sviluppo dell'area studiata.

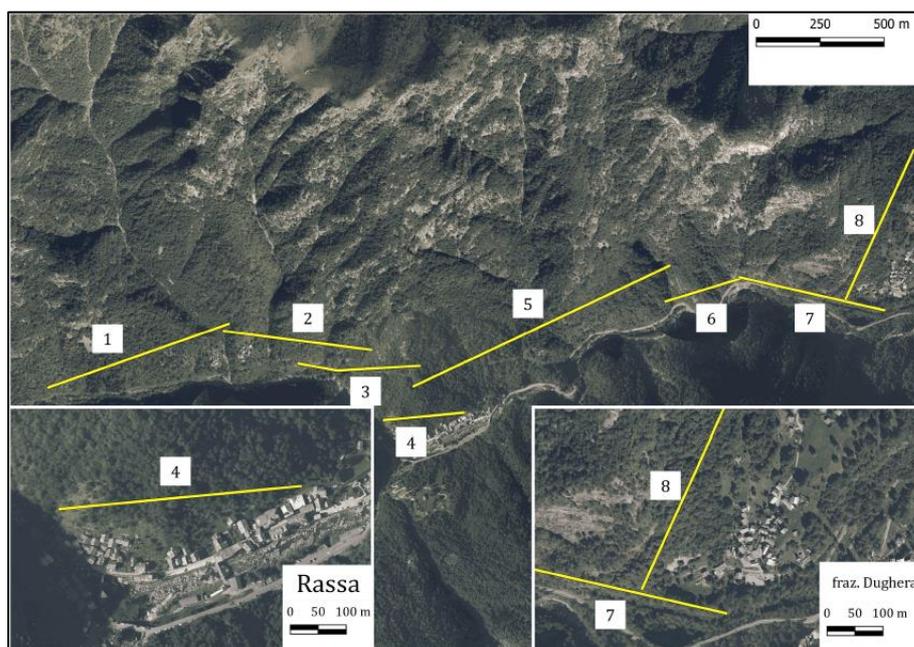


Figura 7.32 - Mappa di dettaglio dei collettori

FORMA PARALLELEPIPEDA												
n° collettore	TR1				TR10				TR30			
	n° massi depositati	E_95 [kJ]	V_95 [m/s]	Ph_95 [m]	n° massi depositati	E_95 [kJ]	V_95 [m/s]	Ph_95 [m]	n° massi depositati	E_95 [kJ]	V_95 [m/s]	Ph_95 [m]
1	163	120.1	22.3	0.8	2208	495.4	22.2	0.9	13008	1134.3	24.2	1.1
2	2853	176.1	27.3	5	5470	738.4	27.6	5.8	12014	1490.2	28.4	6.2
3	3493	49.1	15.5	0.4	5460	370.3	20.8	1.5	11432	1017.5	24.1	3.1
4	2522	53.1	16.7	0.6	2529	242.5	17.6	0.9	2719	492.2	17.9	1.2
5	2417	149	26.1	2.5	7531	595.2	25.6	2.4	20446	1238.2	26.2	2.5
6	4097	66	18.1	1.3	5197	407.3	21.6	2.1	16381	1572.7	29.8	4.6
7	45513	237.1	32.1	3.4	65842	1133.2	35.5	4.5	110589	2427.4	37.2	5.7
8	6042	139	23.9	1.1	10784	614.2	25	1.5	16056	1276.8	25.7	1.6

Tabella 7.1 - Valori in uscita dalle simulazioni - Statistiche sui valori più frequenti rispetto a ciascun collettore (FORMA PARALLELEPIPEDA)

FORMA PIATTA												
n° collettore	TR1				TR10				TR30			
	n° massi depositati	E_95 [kJ]	V_95 [m/s]	Ph_95 [m]	n° massi depositati	E_95 [kJ]	V_95 [m/s]	Ph_95 [m]	n° massi depositati	E_95 [kJ]	V_95 [m/s]	Ph_95 [m]
1	12983	199.1	28.3	1.5	5549	612.2	25.4	1.1	28852	1900.2	33.2	2.6
2	14776	247.1	32.5	8.1	7906	776.3	29.4	6.3	22936	2027.8	35.3	12.1
3	15450	218.1	30.8	5.1	7798	517.1	24.6	3	25242	1960.6	34.9	8.7
4	2872	62.2	17.8	1	2633	237.8	17.9	1	2982	563.4	20	1.9
5	20501	193	28.9	3	13195	627.1	26.8	2.4	34229	1714.4	32.1	4.7
6	19512	292	35.2	7.1	7486	678.3	28.4	3.7	54975	2565.2	39.5	12.1
7	103337	346	39.5	7.4	76072	1163.3	37.2	5.2	150696	2781.6	41.9	12.7
8	16135	179.1	26.9	1.6	13745	638.3	26.1	1.7	29434	1586	30.1	2.3

Tabella 7.2 - Valori in uscita dalle simulazioni - Statistiche sui valori più frequenti rispetto a ciascun collettore (FORMA PIATTA)

Le tabelle precedenti sono uno strumento molto utile per vedere meglio i particolari che non si possono apprezzare dalle mappe per ovvi motivi grafici; in particolare si può vedere quali siano i valori a frequenza maggiore per i vari parametri recensiti in questo capitolo, e quindi di conseguenza è anche possibile scremare i valori meno veritieri (outliers). Il collettore 7 è quello con il numero maggiore di massi registrati, ed è proprio quello posizionato a monte dei due tornanti interessati annualmente dai fenomeni valanghivi. Le mappe descritte in questo capitolo, unitamente a questo censimento dei dati fa capire quanto sia una zona delicata, per entrambi i tipi di evento. Come naturale conseguenza, la stessa porzione di versante è anche quella sulla quale si registrano valori massimi in termini di 95° percentile, per tutti e 4 gli output. Infatti, una attenzione particolare, va prestata per il numero dei massi depositati, che aumenta a dismisura e verifica il fenomeno prima descritto di allargamento della zona invasa, in particolare in corrispondenza di quei due tornanti sui quali insistono i due canali ai quali si imputano le valanghe.

## 7.6 Validazione del modello a piccola scala

A titolo di completamento della stima della pericolosità, si vuole provare a validare l'analisi previsionale alla scala di versante mediante confronto tra i valori ottenuti dal sottoscritto, in termini di intensità sulla porzione appena a monte dell'abitato di Rassa, ed i valori ottenuti dal collega (36) il quale studiò proprio quell'area circoscritta, in seguito all'evento del 30 Ottobre 2018 che causò la rottura del sagrato della chiesa, successivamente alla caduta di un masso di 0,10 m<sup>3</sup>. È necessario premettere che il confronto non è fatto a caso: mediante il criterio ampiamente spiegato nel Cap.6, ovvero quello di scegliere le nicchie in base alla pendenza ed al riconoscimento mediante foto delle zone più probabilmente suscettibili, è risultato che la zona in oggetto è comune alle due analisi. Inoltre, visto il volume molto simile del masso simulato con TR 1 anno (0.125 m<sup>3</sup>) di questo lavoro di tesi rispetto a quello di (36), è stato più che naturale confrontare in maniera mirata gli output ottenuti, ristretti alla sola forma parallelepipedica. Questa scelta è stata dettata dal fatto che il diametro minore utilizzato dal collega è stato di 0,4m, e quindi per prendere in esame un diametro più simile possibile,

si è scelto di confrontarlo con il diametro da 0,5m utilizzato dal sottoscritto. Infine, è di dovere precisare che per scelte legate alla sua tesi, il collega ha utilizzato gli output  $E_{mean}$ ,  $E_{95CI}$ ,  $Ph_{95CI}$  e  $Ph_{mean}$ , pertanto in questa sede, verranno plottati i medesimi output riferiti a questo lavoro, per avere un confronto omogeneo; per il raster  $V_{max}$  e  $Nr_{deposit}$  non ci sono stati problemi.

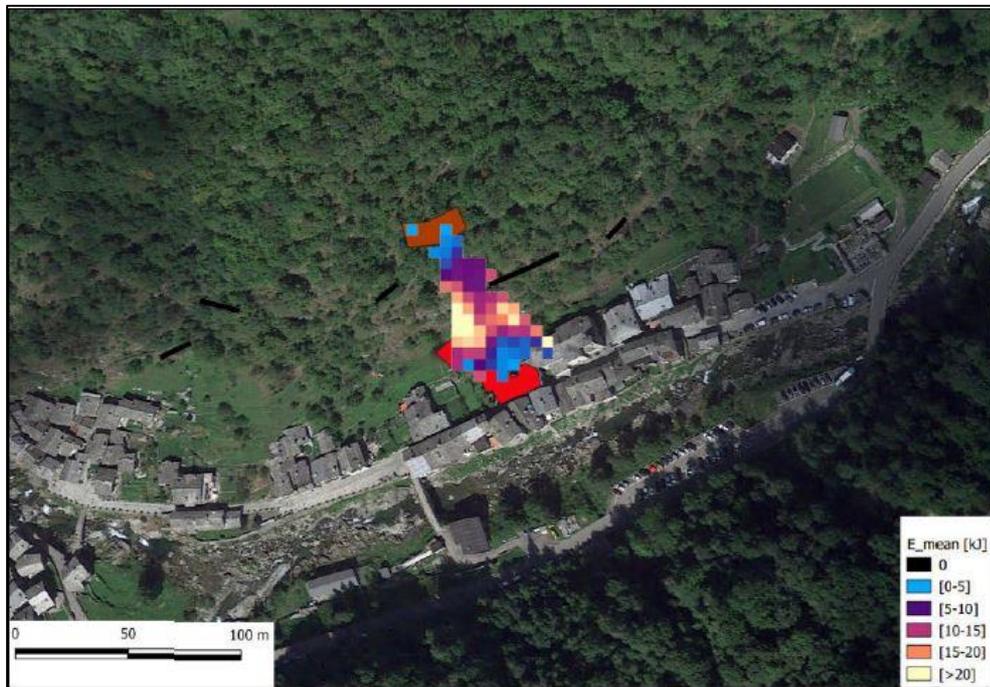


Figura 7.33 – Mappa raster di  $E_{mean}$  (Crobu, 2018)

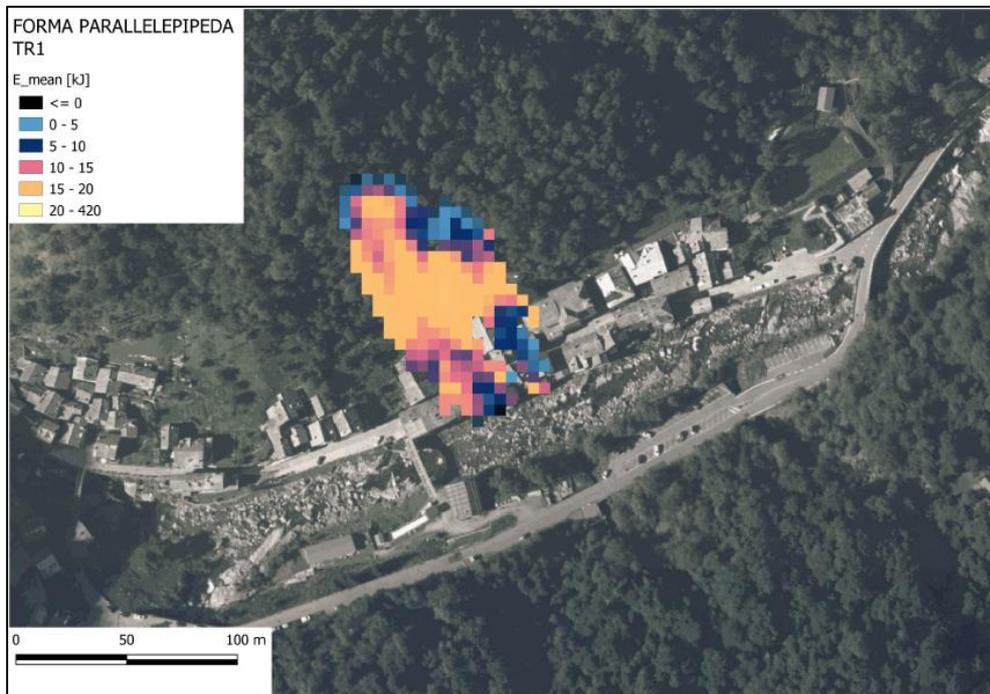


Figura 7.34 – Mappa raster di  $E_{mean}$  (Mensa, 2021)

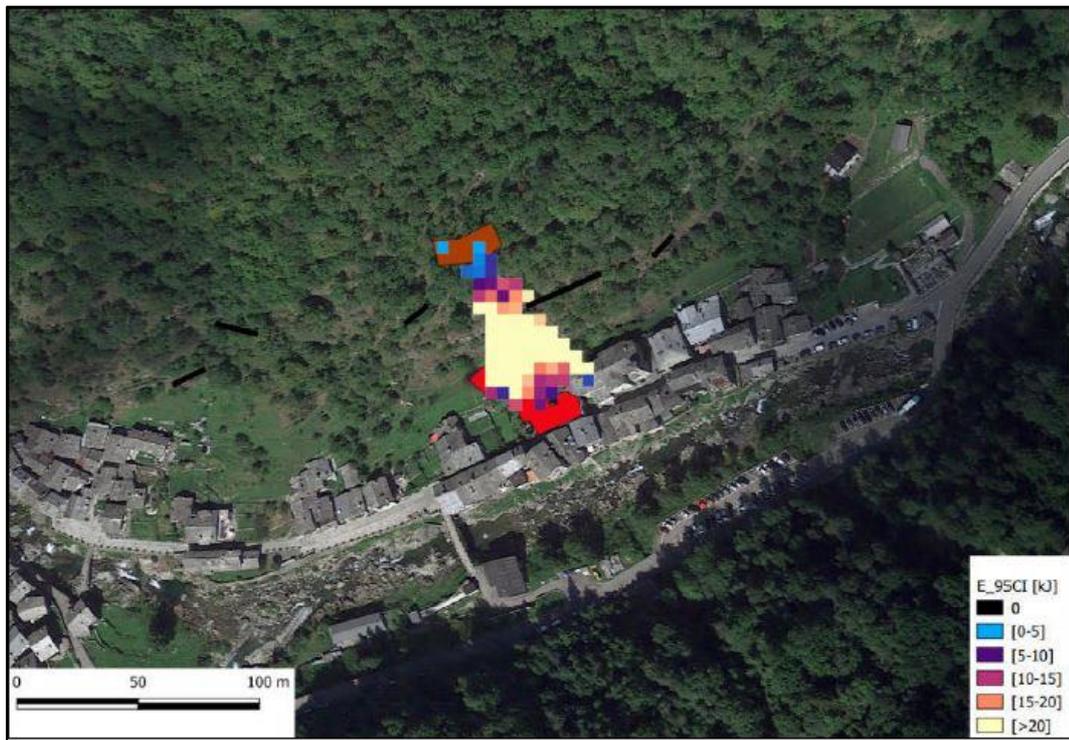


Figura 7.35 - Mappa raster di E\_95CI (Crobu, 2018)

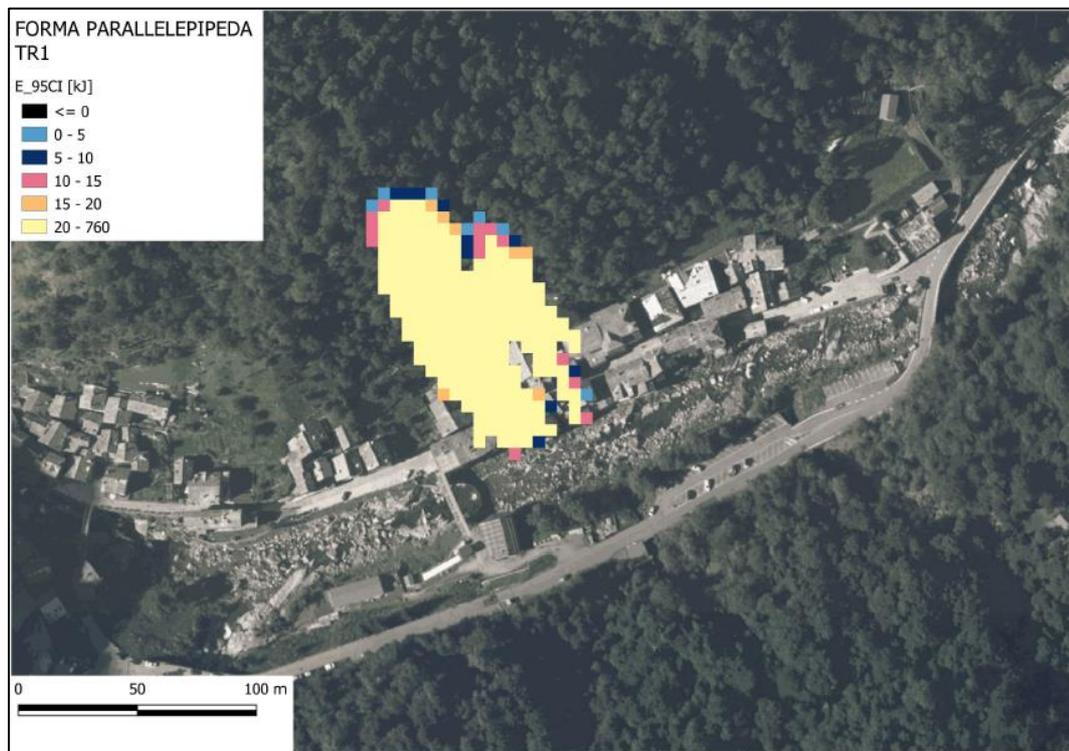


Figura 7.36 - Mappa raster di E\_95CI (Mensa, 2021)

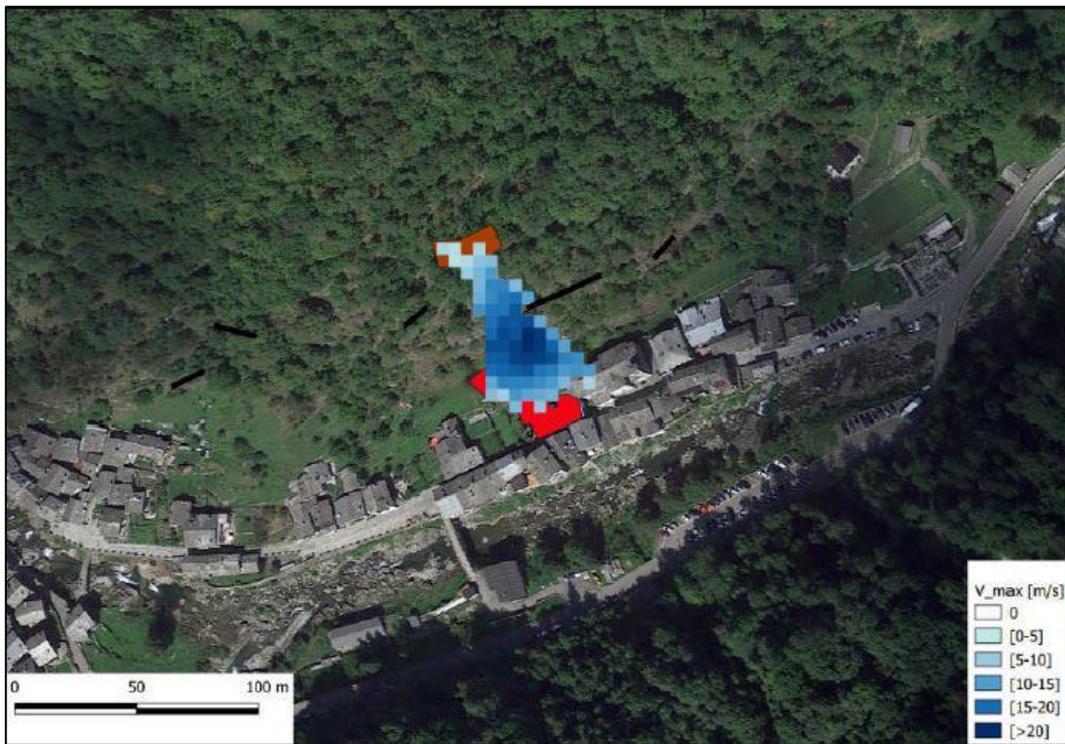


Figura 7.37 - Mappa raster di  $V_{max}$  (Crobu, 2018)

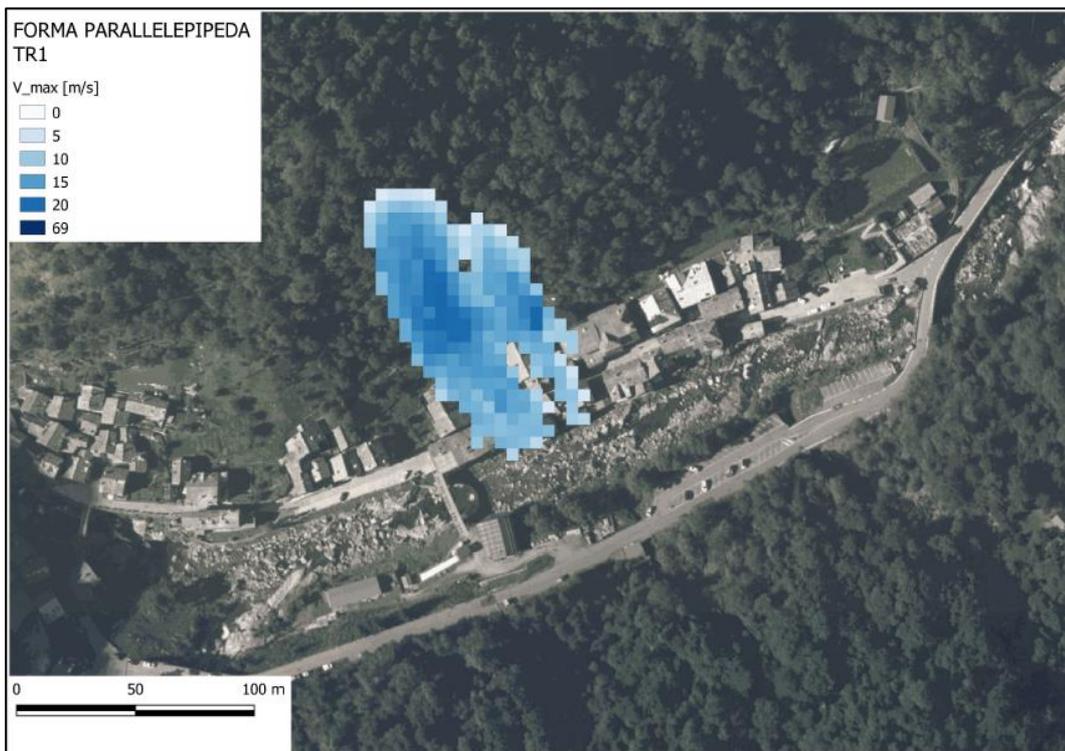


Figura 7.38 - Mappa raster di  $V_{max}$  (Mensa, 2021)

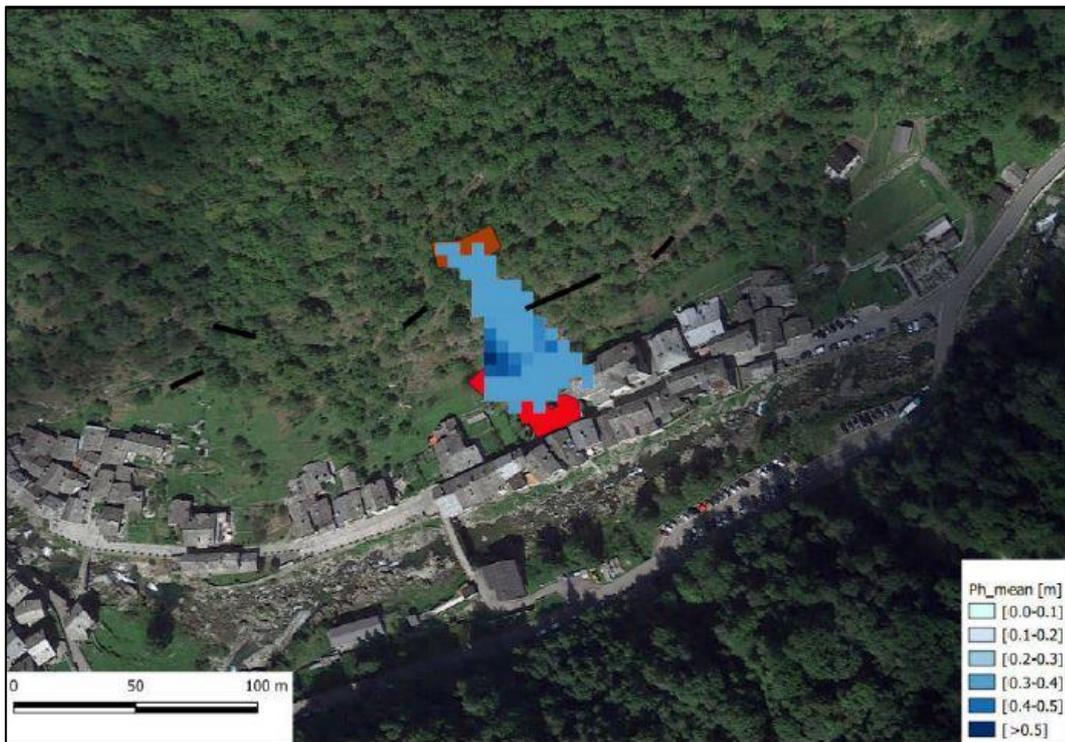


Figura 7.39 - Mappa raster di  $Ph_{mean}$  (Crobu, 2018)

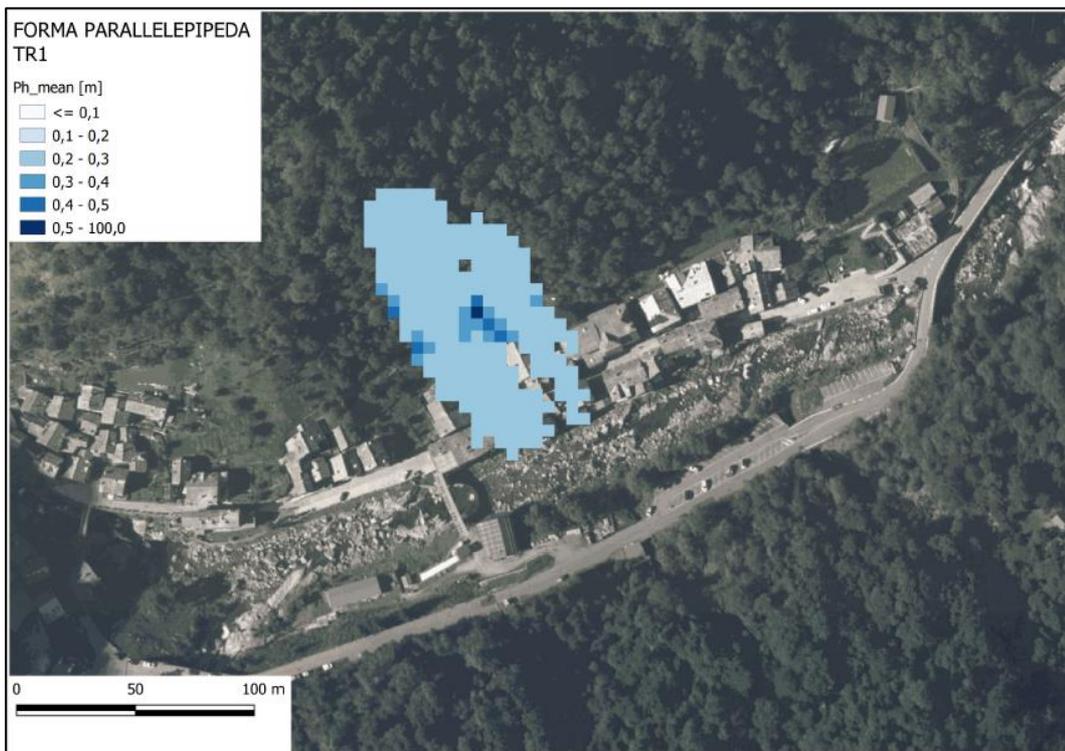


Figura 7.40 - Mappa raster di  $Ph_{mean}$  (Mensa, 2021)

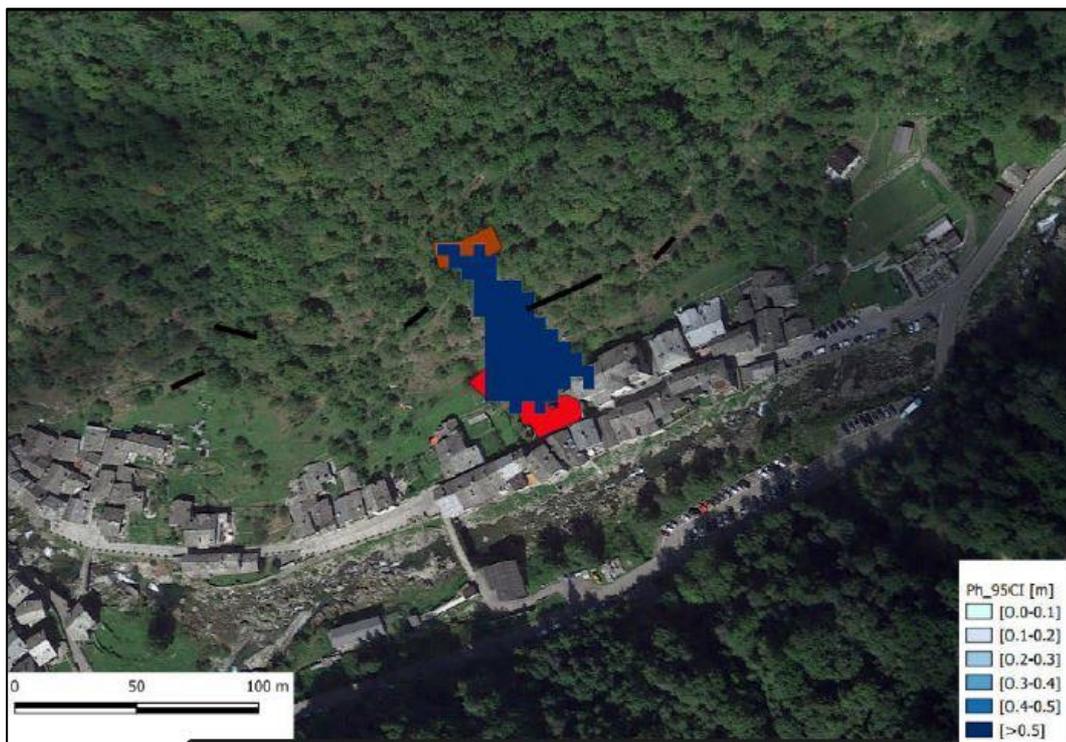


Figura 7.41 - Mappa raster di Ph\_95CI (Crobu, 2018)

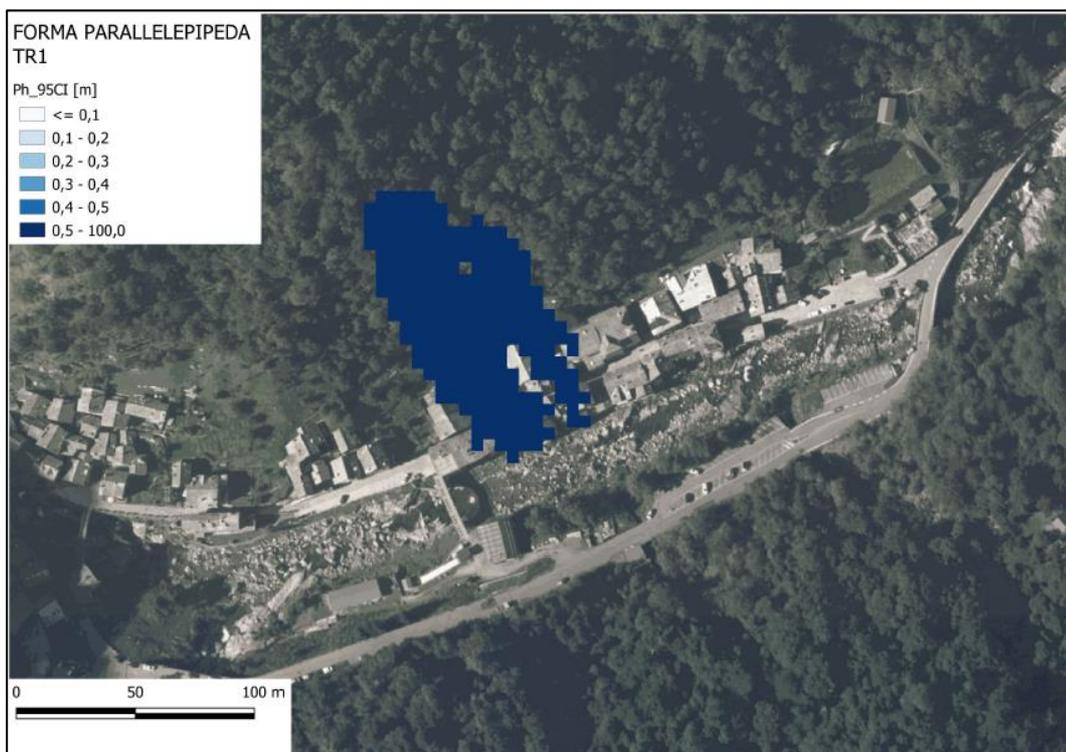


Figura 7.42 - Mappa raster di Ph\_95CI (Mensa, 2021)

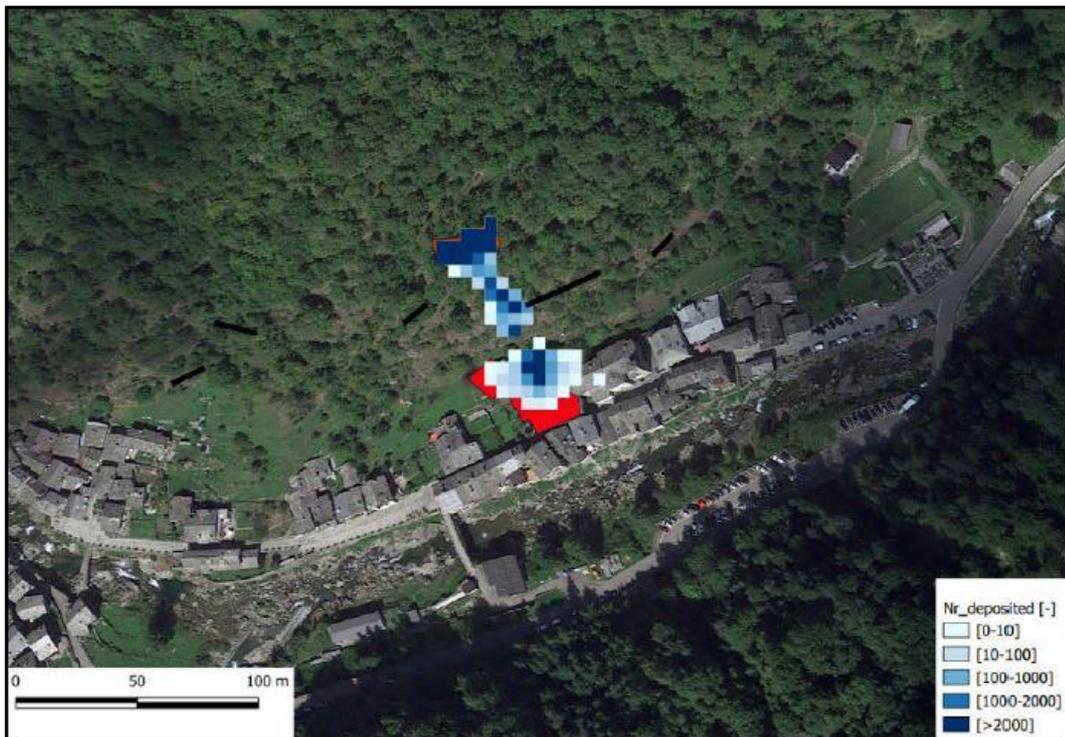


Figura 7.43 - Mappa raster di Nr\_deposited (Crobu, 2018)

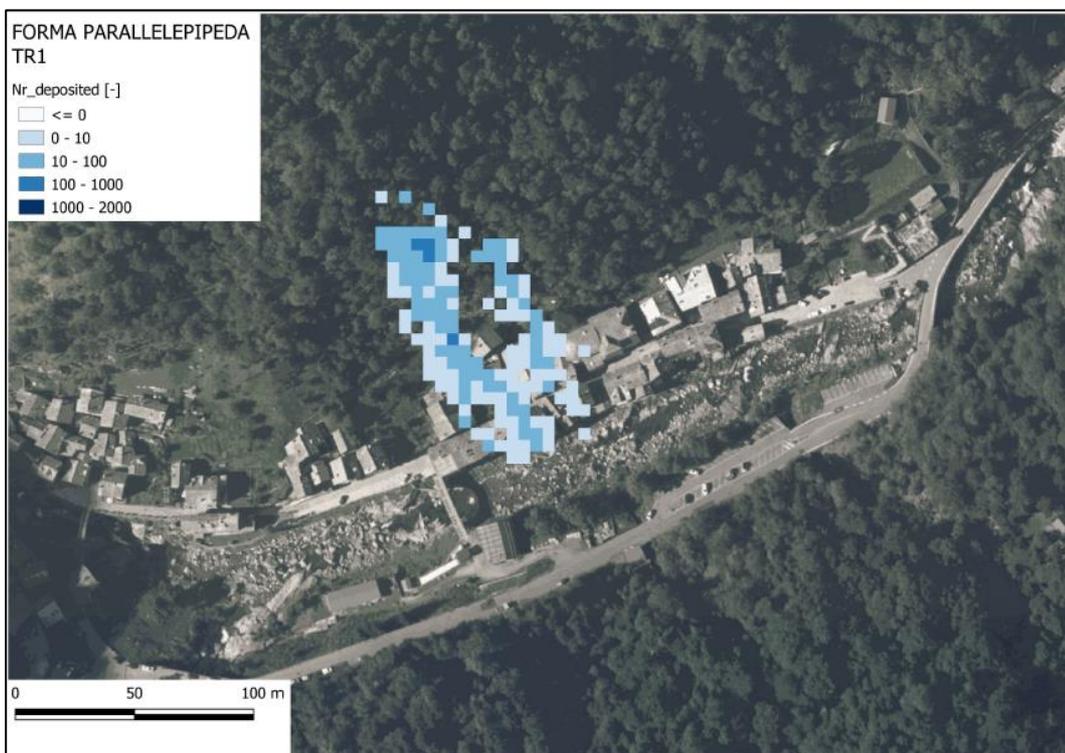


Figura 7.44 - Mappa raster di Nr\_deposited (Mensa, 2021)

Guardando alle figure precedenti, c'è una caratteristica che immediatamente salta all'occhio: in tutte le mappe prodotte in questo lavoro di tesi, si vede che la porzione interessata dalla propagazione e quindi dalla caratterizzazione in termini di energia, velocità, area invasa e altezza di passaggio, risulta sempre maggiore di quella di (36); ciò è dovuto al fatto che il collega nel suo lavoro, ha usato scabrezze maggiori le quali causavano una intensità locale minore; seppur totalmente coerente con l'evento del 30/10/2018 (infatti è stata fatta una back analysis) quegli stessi valori non potevano essere attribuiti a tutta l'area di indagine in questo lavoro. Pertanto, risulta che gli output del sottoscritto risultano leggermente meno conservativi rispetto a quelli del collega. Ciononostante, si può apprezzare come i risultati anche in termini di valori numerici, siano del tutto confrontabili e non sembrano essere in disaccordo.

## Capitolo 8      APPLICAZIONE DEL METODO IMIRILAND

In questo capitolo si vuole spiegare come è stato applicato il metodo IMIRILAND (24) al caso di studio: in particolare verrà presentata la metodologia per la definizione delle componenti che serviranno per valutare il Rischio, ossia vulnerabilità (V), il valore degli elementi a rischio (W), l'esposizione degli elementi a rischio (E) e il danno (D). Successivamente verranno anche esposte le metodologie operative con le quali si sono ottenuti i vari risultati numerici mediante l'utilizzo del calcolatore raster all'interno del software QGis (37).

Si procede ora all'analisi dettagliata di ogni elemento vulnerabile che è locato nell'area di indagine; in particolare si sono considerati i seguenti elementi suddivisi in due categorie:

- Vulnerabilità Fisica
  - Stabilità globale della carreggiata e del pendio
  - Vulnerabilità al danneggiamento da parte del guardrail
  - Rimozione massi dalla carreggiata
  - Vulnerabilità al danneggiamento fisico degli edifici
  
- Vulnerabilità Sociale
  - Vulnerabilità al danneggiamento sociale degli edifici
  - Ribaltamento delle auto in carreggiata con persone al loro interno
  - Vulnerabilità degli eventuali pedoni sulla strada
  - Disagio Psico-Sociale degli abitanti in seguito all'evento
  - Isolamento degli abitanti
  - Vulnerabilità delle attività volte al commercio

Si precisa che gli elementi a rischio appena elencati, sono stati analizzati in maniera analoga a quanto fatto da Vigna nell'ottica della combinazione del rischio caduta massi con il rischio valanghe. Dopo aver esaminato ogni elemento cercando di descriverlo mediante relazioni fisico-matematiche o con assunzioni a priori necessarie per il calcolo della Vulnerabilità (V), verranno forniti i relativi

Valori (W), le Esposizioni (E) che saranno i componenti necessari alla valutazione del rischio.

## 8.1 Stabilità globale della carreggiata e del pendio

Per valutare questo elemento è necessario fare delle considerazioni di tipo quantitativo: in particolare è necessario poter fare dei confronti tra la resistenza dell'ammasso (che si assimila rappresentativo sia di pendio che di carreggiata) e le azioni esterne che possono metterla in crisi, in questo caso la severità dell'evento da crollo diffuso. Nel Cap.6 è stata presentata una caratterizzazione dell'ammasso in esame nella quale era stata fatta l'analisi strutturale della matrice rocciosa: nonostante l'analisi dettagliata, essa non è stata sufficiente per determinare parametri di resistenza abbastanza certi e rappresentativi di tutto il versante, pertanto non è stato possibile fornire valori precisi di intensità dell'evento (in termini di velocità limite, energie limite o forze statico-equivalenti limite) che potessero mettere in crisi la stabilità globale del pendio; in questi termini si può dire che visto l'elevato grado di incertezza, ci si basa solamente su fatti certi ossia: la strada è presente da molto più di 30 anni, pertanto, visto che il TR 30 nel caso di questa tesi è il più gravoso di quelli analizzati, si assume che il cinematismo globale non si verifichi e che quindi il pendio e la carreggiata siano stabili.

Per dare un valore di vulnerabilità riferita alla carreggiata (piano stradale e pendio a ridosso dello stesso) è d'obbligo partire dalla considerazione che l'impatto di un masso sulla strada sia di tipo impulsivo e puntuale; quindi, il danneggiamento della carreggiata in seguito a ciò, è stato tradotto in termini di buche create sul tappetino d'usura della pavimentazione stradale. A questo punto è stato calcolato un valore di velocità limite che, se superato, porterebbe a rottura del conglomerato bituminoso; visto che sarebbe stato arduo avere a disposizione i parametri di resistenza della strada in esame, si è assunto che la velocità limite in questione potesse essere assunta pari a quella che metterebbe in crisi l'elemento guardrail, pertanto si rimanda al paragrafo successivo per i calcoli svolti in termini di valutazione della Vulnerabilità.

## 8.2 Vulnerabilità del guardrail

Il guardrail è l'unico elemento in grado di garantire la sicurezza agli utenti della strada, quindi, è fondamentale valutarne la resistenza agli urti e quindi la sua suscettibilità ad essere sostituito. Per reperire informazioni su quale fosse la tipologia di elemento di contenimento effettivamente presente sulla SP82, si è fatto riferimento al *Decreto Ministeriale n.223 del 18/02/1992* (35) ed ai *Quaderni tecnici per la salvaguardia delle infrastrutture dell'ANAS* (36). Questi due documenti forniscono la classificazione del guardrail in base al traffico giornaliero medio (TGM) che comprende il numero di veicoli leggeri e pesanti; questo dato si può reperire dall' *DBTRE* scaricabile dal *Geoportale Piemonte* (37). In particolare, la SP82 è interessata da un TGM pari a 300 unità/giorno, che prevede quindi l'utilizzo di barriere laterali a pannello orizzontale singolo in acciaio, in moduli da 2 metri.

In Figura 8.1 si riporta un estratto dei suddetti documenti dove viene riportata la tipologia di barriera in base al tipo di strada: ne consegue che la barriera necessaria è di tipo N2 (Allegato 11.2) che secondo i capitolati ANAS (36) è in grado di assorbire una energia pari ad 82 kJ, quantità misurata a valle di crash test in condizioni std (veicolo di 1500 kg, lanciato a 110 km/h che impatta la barriera con un angolo di 20°). Per capire quindi se la barriera stessa possa resistere all'impatto con un masso, si assume che l'energia massima di 82 kJ sia il limite massimo di rottura della barriera a seguito dell'urto con un masso (che sostituisce l'auto nel suo ruolo di oggetto impattante). In mancanza di un metodo specifico, si assume che questa approssimazione possa essere lecita, a patto che si consideri che il masso crei un disturbo maggiore di un'auto, vista la natura puntuale dell'urto; questa assunzione, si traduce in una riduzione dell'energia limite, la quale verrà ridotta del 70%. In Tabella 8.1 si riporta il calcolo dell'energia massima che può sostenere la barriera, con la relativa scomposizione in componenti spaziali.

TIPO DI TRAFFICO	TGM	% VEICOLI CON MASSA > 3,5 T
I	≤ 1000	QUALSIASI
I	> 1000	≤ 5
II	> 1000	5 < N ≤ 15
III	> 1000	> 15

TIPO DI STRADA	TIPO DI TRAFFICO	BARRIERE SPARTITRAFFICO	BARRIERE BORDO LATERALE	BARRIERE BORDO PONTE(1)	ATTENUATORI
AUTOSTRADE (A) E STRADE EXTRAURBANE PRINCIPALI (B)	I	H2	H1	H2	P50, P80, P100
	II	H3	H2	H3	
	III	H3-H4 (2)	H2-H3 (2)	H3-H4 (2)	
STRADE EXTRAURBANE	I	H1	N2	H2	
SECONDARIE (C) E STRADE URBANE DI SCORRIMENTO (D)	II	H2	H1	H2	
	III	H2	H2	H3	
STRADE URBANE DI QUARTIERE (E) E STRADE LOCALI (F)	I	N2	N1	H2	
	II	H1	N2	H2	
	III	H1	H1	H2	

(1) Per ponti o viadotti si intendono opere di luce superiore a 10 metri; per luci minori sono equiparate al bordo laterale  
(2) La scelta tra le due classi sarà determinata dal progettista

Figura 8.1 - Estratto capitolato ANAS

TIPO N2					
Velocità [m/s]	Massa [kg]	Angolo d'impatto [°]	E <sub>K,TOTALE</sub> [kJ]	E <sub>K,PERPENDICOLARE</sub> [kJ]	E <sub>K,PARALLELA</sub> [kJ]
110	1500	20	700,23	81,9	618,3

Tabella 8.1 - Calcolo dell'Energia d'impatto per barriere tipo N2

Nota a tal punto il livello di energia limite necessario alla rottura della barriera, si stima quale sia la velocità limite del masso necessaria alla sostituzione dell'elemento (che non necessariamente deve essere distrutto); considerando che anche solo un danneggiamento parziale richiederebbe sostituzione, si considera che un 30% degli 82 kJ forniti dalla norma sia sufficiente per richiedere una sostituzione del pannello impattato. Dalla formula dell'energia cinetica si ottiene:

$$E_{cin} = \frac{1}{2}mv^2 \quad (8.1)$$

$$82 \text{ kJ} = E_{cin,MAX} = \frac{1}{2}mv^2 \quad (8.2)$$

$$v_{LIM,ROTTURA} = \sqrt{\left(\frac{E_{cin,MAX} * 30\%}{0,5 * m}\right)} \quad (8.3)$$

In Tabella 8.2 si riportano i calcoli delle velocità limite al variare del tempo di ritorno, secondo l'equazione (8.3).

TR [anni]	$\rho$ [kg/m <sup>3</sup> ]	V [m <sup>3</sup> ]	m [kg]	$v_{LIM}$ [m/s]
1	2600	0.125	325	12,3
10		0.5	1300	6,15
30		1	2600	4,35

Tabella 8.2 - Calcolo dei valori di velocità limite al variare di TR

Si specifica che questi valori di velocità limite saranno quelli utilizzati su QGIS (37) mediante calcolatore raster, per il calcolo matriciale volto alla valutazione del rischio, in particolare per fornire dei valori adeguati di vulnerabilità.

### 8.3 Rimozione massi dalla carreggiata

A differenza del caso valanghe (28), per la caduta massi risulta difficile capire quale possa essere un volume di accumulo sulla strada, pertanto, si stimeranno i costi di rimozione al metro cubo. Le zone suscettibili alla rimozione di materiale da crollo e quindi vulnerabili, sono state individuate nelle sole zone invase, pertanto, al variare del TR in ogni analisi, la mappa raster comprende tratti diversi a seconda di dove i massi invadono la carreggiata. In particolare, per capire come stimare i costi, si sceglie un modello di pala caricatrice che verrà impiegata durante la rimozione (Catterpillar 904H - Allegato 11.3). La produzione oraria della pala si valuta (42):

$$P_{o,pala} = \frac{Q_e}{t_c} * \eta$$

Dove:

- $Q_e$  è la capacità effettiva della benna in termini di volume sciolto (scavato) in [m<sup>3</sup>]
- $t_c$  tempo medio del ciclo in ore [h]
- $\eta$  è l'efficienza della pala che si assume pari a 0,75

La capacità effettiva si calcola applicando un coefficiente di riduzione dovuto alle caratteristiche del terreno (pari a 0,9), alla capacità nominale della benna stessa che è fornita dal manuale (43):

$$Q_e = Q_n * 0,9 = 1,8 \text{ m}^3 * 0,9 = 1,62 \text{ m}^3$$

Ancora, si calcola il tempo ciclo necessario al movimento massi:

$$t_c = t_{cb} + t_f + t_t = 0,5 \text{ minuti}$$

Dove:

- $t_{cb}$  è il tempo ciclo base (tempo di carico + tempo di scarico + tempo di manovra)
- $t_f$  fattore correttivo di  $t_{cb}$
- $t_t$  è un tempo aggiuntivo

Infine, si può ricavare la produzione oraria come:

$$P_{o,pala} = \frac{1}{t_c} * Q_e * \eta = \frac{1}{\frac{0,5 \text{ min}}{60}} * 1,62 * 0,75 = 145,8 \frac{\text{m}^3}{\text{h}}$$

Dal prezzario regionale, si evince che per pale con potenza tra 75 e 150 cavalli, con annessi costi di manutenzione, autista e consumi, il costo totale è di circa 70€/ora. Pertanto, a seconda della severità dell'evento, il prezzo sarà composto da un multiplo di quello appena visto.

#### 8.4 Vulnerabilità fisica degli edifici

Questo elemento è stato volutamente suddiviso in una aliquota fisica e una sociale: per studiare il comportamento degli edifici nei confronti della caduta massi, si fa riferimento al lavoro condotto da (44), i quali hanno sviluppato un metodo veloce per valutare la vulnerabilità fisica sugli edifici esistenti.

In particolare, il metodo propone di valutare se alcuni tipi di danneggiamento locale delle pareti in muratura, possano evolversi in un danneggiamento globale, con eventuale collasso parziale o globale della struttura. È quindi necessario considerare tre meccanismi di rottura locale:

- Meccanismo di rottura per ***Punzonamento (Punching)***
- Meccanismo di rottura per ***Inarcamento (Arching)***
- Meccanismo di rottura ***Flessionale (Flexural)***

#### 8.4.1 Valutazione del danneggiamento Locale

Il modello di calcolo proposto da (44) per arrivare a definire la vulnerabilità fisica dell'edificio è abbastanza rapido: la forza di impatto che verrà descritta è ottenuta da studi fatti da (45) e verrà considerato un impatto perfettamente plastico tra una sfera infinitamente rigida ed un piano deformabile (parete). La legge plastica di Meyer, impone che:

$$Q = K_p \delta$$

(8.4)

Dove  $K_p$  è un parametro plastico di contatto e  $\delta$  è la deformazione della zona di contatto masso-parete.

Con alcune semplificazioni ed assunzioni (massa del grave maggiore della massa della parete, dipendenza dallo stato triassiale della zona di impatto e dall'effetto dell'incremento della deformazione) si arriva alla forma finale della *forza di impatto*:

$$Q_{max} = 4,342 * (f_c * \phi * E_k)^{\frac{1}{2}}$$

(8.5)

Dove:

- $f_c$  [MPa] è la resistenza a compressione della muratura impattata
- $\phi$  [m] è il diametro della sfera equivalente che simula il masso impattante
- $E_k$  [kJ] è l'energia cinetica che deriva dall'analisi di pericolosità (vedi Cap.7)

A questo punto, si fa un confronto tra la forza di impatto appena calcolata, e la risposta locale di danneggiamento secondo le tre metodologie elencate sopra:

$$\frac{Q_{max}}{\min\{F_p, F_f, F_a\}} \geq 1$$

(8.6)

Se il rapporto è maggiore o uguale ad 1, allora avviene danneggiamento locale ed è necessario passare ad uno step successivo per valutare la risposta globale. Si

riportano per completezza le relazioni per il calcolo delle tre forze resistenti in base al meccanismo:

$$F_p = (0,08 * v * f_c) * (\pi(\phi + t) * t)$$

(8.7)

Dove  $v = \frac{k_1}{\sqrt{f_c}}$  con  $f_c$  in Mpa, e  $k_1=3,82$

$$F_a = 0,64 * \frac{f_c * t^2}{H} * (\phi + 2t)$$

(8.8)

$$F_f = 2 * \frac{W * t}{H} + 3 * \frac{N * t}{H}$$

(8.9)

Dove  $W$  è il peso della parete, mentre  $N$  è lo sforzo normale agente dai sovraccarichi.

#### 8.4.2 Valutazione del danneggiamento Globale

Noto il numero di piani dell'edificio impattato, e noto il numero di orizzontamenti che lavorano singolarmente (spans - Figura 8.2) è possibile entrare in un grafico (Figura 8.3) che permette di stimare la probabilità di *failure globale*  $p_f$ .

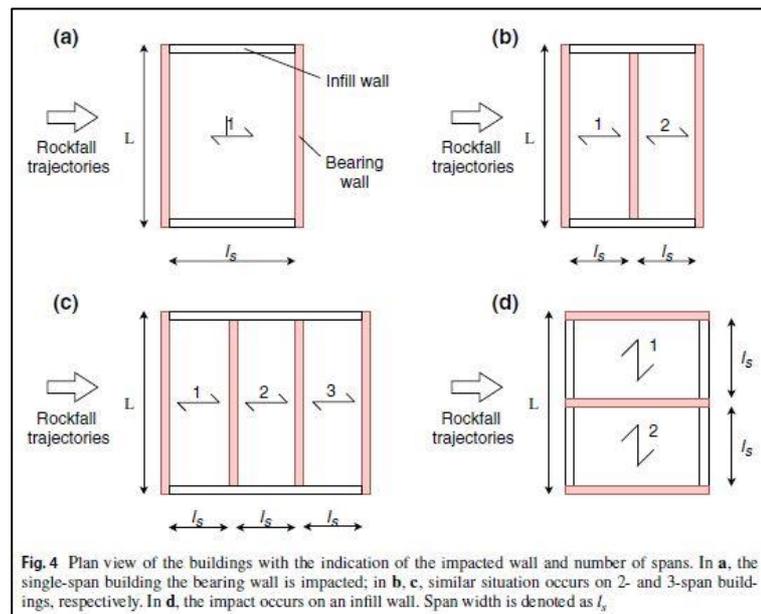


Figura 8.2 - Significato di number of spans (44)

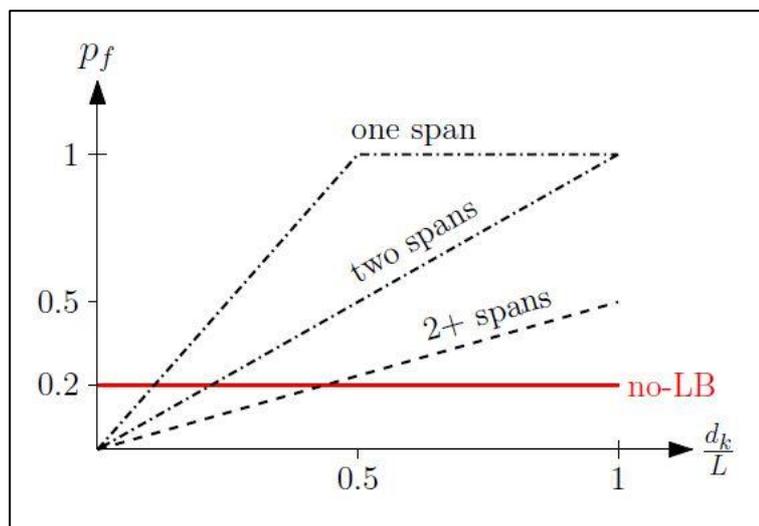


Figura 8.3 – Grafico per la valutazione della probabilità di failure (44)

Il rapporto adimensionale  $\frac{d_k}{L}$  riportato in ascissa in Figura 8.3 che è definito come:

$$\frac{d_k}{L} = \begin{cases} \phi + t & \text{per meccanismo di punzonamento} \\ \phi + 2t & \text{per meccanismo flessionale} \\ \phi + t & \text{per meccanismo di inarcamento} \end{cases}$$

Dove t sta per “thickness” ossia lo spessore delle pareti.

Infine, per valutare la Vulnerabilità fisica, è necessario ancora fare il prodotto tra  $p_f$  e  $p_m$  che è un parametro adimensionale utile per tenere conto dello stato di fatto della muratura (0,7 Good, 0,85 Discrete, 1 Poor). Nei calcoli per questo lavoro di tesi, è stata fatta l’assunzione semplificativa che tutti gli edifici di Rassa inclusi nell’analisi fossero classificabili nella categoria “**one-span building**”.

fc [MPa]	1.7
k1 [-]	3.82
t [m]	0.5
H [m]	2.8
n_floor	1
l_span [m]	4.5
q [kN/m2]	4
γ [kN/m3]	25
L [m]	10
$E_{MAX,TR1}$ [kJ]	750
$E_{MAX,TR10}$ [kJ]	2000
$E_{MAX,TR30}$ [kJ]	5000

Tabella 8.3 – Dati di Input per valutare la vulnerabilità fisica

Si ricorda inoltre, che a tutti gli edifici sono stati attribuiti gli stessi valori delle varie componenti di input, come riportato nella Tabella 8.3. Le energie massime sono quelle relative alle analisi di pericolosità e sono solamente riportate per poter dare una valutazione della forza massima di impatto. In definitiva, si riassumono i risultati del calcolo della vulnerabilità fisica degli edifici secondo il metodo appena descritto, in Tabella 8.4.

VALUTAZIONE VULNERABILITA' FISICA DELL'EDIFICIO									ABACO		Vulnerabilità
TR [anni]	V [m <sup>3</sup> ]	φ [m]	W [kN]	N [kN]	F <sub>P</sub> [kN]	F <sub>A</sub> [kN]	F <sub>F</sub> [kN]	Q <sub>MAX</sub> [kN]	dk/L [-]	pf [-]	V
1	0.125	0.62	57	29	701	157	36	122	0.112	0.24	0.204
10	0.5	0.98	69	36	929	193	44	251	0.148	0.28	0.238
30	1	1.24	78	40	1089	218	50	446	0.174	0.37	0.3145

Tabella 8.4 - Calcolo delle vulnerabilità al variare di TR

## 8.5 Vulnerabilità Sociale

Per quanto riguarda il lato socio-economico (che verrà chiamato sociale poiché il lato economico verrà incluso nel precedente, come spiegato nel Cap.5), soltanto le vulnerabilità sociali di edifici, ribaltamento automobili e persone sulla carreggiata verranno definite per mezzo di calcoli tra raster (quindi a valle di ragionamenti fisicamente basati o assunzioni). Le ultime tre che tratteremo in seguito, verranno definite mediante metodo indiciale: in particolare, verranno assegnati degli indici (valori da 0 a 1) in maniera soggettiva, basando la scelta a seconda del contesto in cui ci si trova.

### 8.5.1 Vulnerabilità sociale legata al danneggiamento fisico degli edifici

Da un punto di vista oggettivo, quando si ragiona su un evento di caduta massi, è necessario ragionare su cosa possa avvenire realmente anche se non lo si può prevedere; in termini di vulnerabilità si cerca di valutare quale possa essere il livello di perdita dell'elemento a rischio. Pertanto, quando si parla di vulnerabilità sociale legata al danneggiamento fisico dell'edificio, si possono verificare due scenari: danneggiamento dell'edificio con conseguente danneggiamento di persone (con eventuale decesso) oppure danneggiamento fisico dell'edificio con

conseguente necessità di sfollamento dei proprietari per motivi di sicurezza. In entrambi i casi, per generare vulnerabilità di tipo sociale, deve per forza esserci un danno all'edificio. In caso contrario (masso che impatta un edificio senza creare danni sensibili), non vi sarebbe nessun danno di tipo sociale arrecato alle persone. Per questo motivo dal punto di vista sociale, si è operato come segue:

$$\text{se } \frac{Q_{max}}{\min\{F_p, F_f, F_a\}} \geq 1$$

(8.10)

allora verrà associata una vulnerabilità sociale pari a quella fisica (come riportato nel paragrafo 4 di questo capitolo), con la differenza che il valore sociale legato all'edificio sarà più alto a parità di esposizione, per dare poi un risalto maggiore al rischio sociale. Nel caso in cui la stessa disuguaglianza risulti minore di 1, la vulnerabilità sociale sarebbe nulla, perché implicherebbe assenza di danno locale dell'edificio.

#### 8.5.2 Ribaltamento autovetture

Un ulteriore elemento da considerare, è la possibilità che durante un evento di caduta massi, vi sia il ribaltamento di un'auto transitante sulla strada in seguito all'impatto con un grave che arriva in strada. Per riuscire ad avere dei numeri sui quali basare una analisi fisicamente basata, sarebbe necessario sapere quali sono le energie o le velocità necessarie a ribaltare un autoveicolo in corsa in seguito ad un impatto di tipo puntuale. Queste informazioni non sono state possibili da reperire, pertanto si ricorre ad un metodo indiretto per valutare una velocità limite di ribaltamento, come fatto nei casi precedenti; innanzitutto ci si è riferiti allo studio condotto da (46), il quale nel suo progetto di tesi dimostrò che un valore di pressione di una valanga di neve dell'ordine di 3 kPa potesse ribaltare un'automobile. Per poter tradurre il tutto in termini di caduta massi è necessario fare alcune assunzioni particolari: poiché la valanga è un flusso, è intesa come una lama di altezza  $h$  e impronta a che impatta il mezzo. Per riportarci in condizioni simili si è calcolata un'area laterale media di una utilitaria e successivamente si è calcolata la forza equivalente:

$$A_{laterale,auto} \cong 5 \text{ m}^2 \quad (8.11)$$

$$p_{lim} = 3 \text{ kPa} = \frac{F_i}{A} \quad (8.12)$$

$$F_i = p_{lim} * A_{lat} \cong 15 \text{ kN} \quad (8.13)$$

E' stato necessario capire come poter legare una forza statico equivalente ad una energia cinetica: facendo riferimento agli studi sui muri paramassi in terra (47), si è utilizzata la relazione di (48) i quali trovarono la seguente formula empirica per valutare una forza statico equivalente sul vallo paramassi in base all'energia cinetica dei blocchi in seguito a risultati ottenuti da modelli agli elementi discreti DEM (49,50):

$$F_i = 225 * \left( \frac{mv^2}{2} \right)^{0,66} \quad [N] \quad (8.14)$$

Conoscendo il valore della forza limite (ottenuto prima a partire dalla pressione limite) applicando ed invertendo l'equazione (8.14) si ricava la velocità limite:

$$v_{lim} = \sqrt[2]{\left( \sqrt[0,66]{\frac{F_i}{225}} \right) * \frac{2}{m}} \quad (8.15)$$

Al variare della volumetria del blocco cambia la massa e quindi anche la velocità; come già fatto precedentemente per il guardrail, si ottengono (in Tabella 8.5) i valori di velocità limite di ribaltamento.

TR [anni]	$\rho$ [kg/m <sup>3</sup> ]	V [m <sup>3</sup> ]	m [kg]	$v_{LIM}$ [m/s]
1	2600	0.125	325	1,88
10		0.5	1300	0,94
30		1	2600	0,66

Tabella 8.5 - Calcolo dei valori di velocità limite per il ribaltamento delle auto

Come si può vedere in Tabella 8.5, si ottengono dei valori molto bassi di velocità all'aumentare della volumetria. Il che fa pensare che sarebbe troppo conservativo considerare delle velocità sotto i 2 m/s visto che il masso sarebbe quasi fermo, e

difficilmente si può pensare che il conducente dell'auto non riesca a vedere e ad evitare un masso che cade ad una velocità così ridotta. Di conseguenza in fase di calcolo mediante calcolatore raster di QGis per questo elemento si è considerata una velocità limite di ribaltamento pari a 2 m/s per tutti i TR.

### 8.5.3 Vulnerabilità sociale legata alle persone sulla carreggiata

Per caratterizzare questa vulnerabilità si considera semplicemente che un masso che arriva in strada con una velocità diversa da zero, può causare danni anche gravi ad una eventuale persona sulla carreggiata; infatti, in sede di calcolo, è stata data vulnerabilità unitaria (massima) per ogni cella con velocità diversa da zero. La probabilità di trovare persone sulla carreggiata è estremamente bassa, perciò si è scelto di attribuire poi un valore nullo di esposizione, poiché associare un valore diverso da zero avrebbe richiesto la conoscenza di eventi passati.

### 8.5.4 Altri elementi esposti a rischio sociale

Gli altri elementi per i quali è necessario valutare la vulnerabilità sociale sono: il disagio psico sociale degli abitanti, l'isolamento degli stessi nel caso di chiusura della strada e la perdita economica delle attività. Per questi non è possibile né sfruttare delle leggi matematiche né sfruttare le curve di utilità (vedi Cap.5) perché non si hanno dati a disposizione. Quindi si è utilizzato un metodo indiciale (associazione di valori in base al contesto) in termini di vulnerabilità, che è un metodo soggettivo. Nella fattispecie, si sono fatte le seguenti assunzioni:

- per quanto riguarda le attività produttive, la loro vulnerabilità sociale è unitaria in quanto comunque in caso di evento estremo, ci sarebbe una perdita; però l'esposizione risulta nulla perché la probabilità che vi sia una perdita è infinitesimamente piccola.
- dal punto di vista dell'isolamento invece bisognerebbe valutare dove effettivamente potrebbero esserci degli sbarramenti sulla strada, ma essendo di impossibile valutazione, si attribuisce un valore unitario a tutto il tratto di strada.

- Il disagio psico-sociale non è anch'esso legato a parametri di pericolosità né ad un tratto specifico della strada, ma poiché non è possibile prevedere dove avverrà l'evento, anche qui si attribuirà un valore unitario alla strada.

## 8.6 Valore degli elementi a rischio

Sia per la categoria fisica che sociale, i valori degli elementi a rischio sono stati scelti in maniera del tutto soggettiva in una scala da 1 a 10, come riportato in Tabella 8.6:

ELEMENTO ESPOSTO	CATEGORIA	VALORE [-]
CARREGGIATA E STABILITA' GLOBALE DEL PENDIO	FISICO	8
RIMOZIONE MASSI		1
EDIFICI_FISICO		8
GUARDRAIL		5
EDIFICI_SOCIALE	SOCIALE	10
RIBALTAMENTO AUTO		10
PERSONE SULLA STRADA		10
DISAGIO PSICO SOCIALE		3
ISOLAMENTO ABITANTI		3
ATTIVITA' COMMERCIALI		1

*Tabella 8.6 - Valori degli elementi esposti al rischio*

È stato attribuito il valore massimo per quanto riguarda la categoria fisica, alla carreggiata ed alla componente fisica degli edifici, che sono le due componenti che possono variare di più il rischio in caso di evento caduta massi, soprattutto perché richiederebbero un ingente costo di ricostruzione. Al guardrail viene attribuito valore 5 perché richiederebbe un costo minore ma comunque è un elemento atto a garantire la sicurezza quindi è importante. È necessario rimarcare ovviamente, l'attribuzione del valore massimo, ossia 10 a tutti gli elementi che sono suscettibili in termini di perdita di vite umane, a prescindere poi dalla loro vulnerabilità ed esposizione. Il valore minimo cioè 1 viene attribuito alla rimozione massi (basso costo) ed alle attività commerciali: Rassa pur essendo una comunità montana locata in alta valle, non è né meta sciistica d'inverno, né meta turistica per

l'escursionismo d'estate, quindi si è pensato che l'economia legata al settore turistico potesse essere trascurabile. È doveroso sottolineare che la scelta del valore è totalmente indipendente dagli eventi, infatti è stata definita a priori senza sapere i risultati delle analisi di pericolosità.

## 8.7 Esposizione degli elementi a rischio

L'esposizione è il parametro necessario insieme alla vulnerabilità (V) per calcolare il Danno (vedi Cap.5); inoltre è strettamente legata alla probabilità che l'elemento a rischio (casa, guardrail, auto, ecc.) sia interessato dall'impatto, cioè è legata alla posizione dell'elemento sul territorio. In Tabella 8.7 si riportano i valori assegnati:

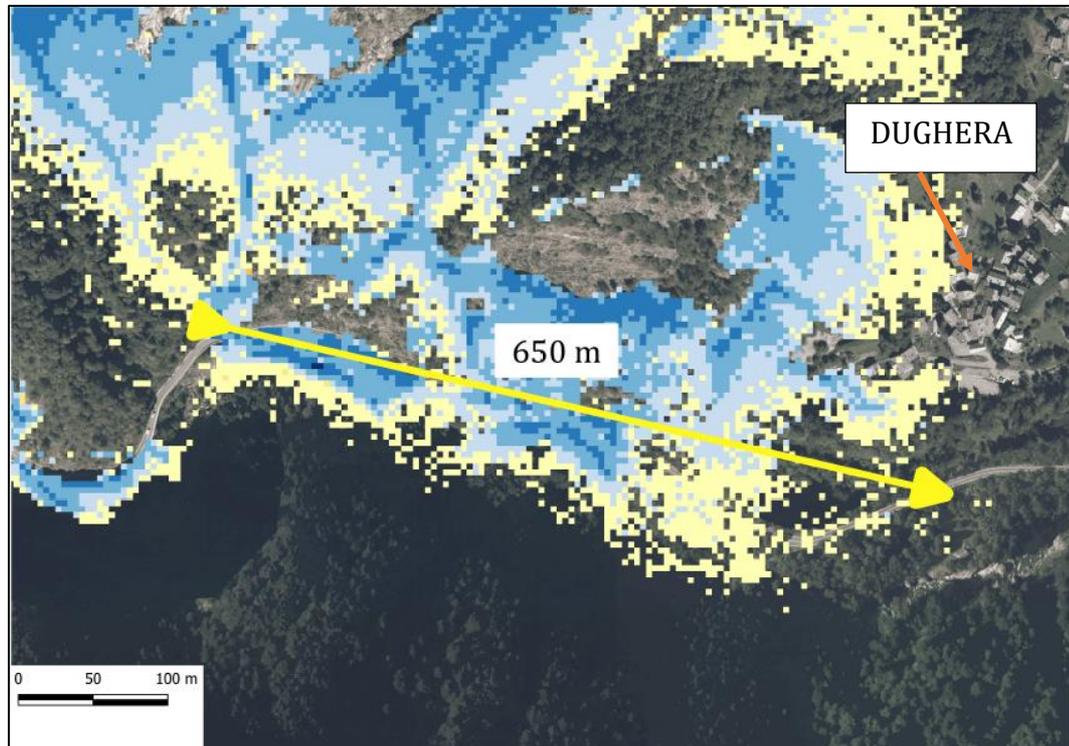
ELEMENTO ESPOSTO	CATEGORIA	<b>ESPOSIZIONE [-]</b>
CARREGGIATA E STABILITA' GLOBALE DEL PENDIO	FISICO	1
RIMOZIONE MASSI		1
EDIFICI_FISICO		1
GUARDRAIL		1
EDIFICI_SOCIALE	SOCIALE	0.2
RIBALTAMENTO AUTO		0.25
PERSONE SULLA STRADA		0
DISAGIO PSICO SOCIALE		1
ISOLAMENTO ABITANTI		1
ATTIVITA' COMMERCIALI		0

*Tabella 8.7 - Esposizione degli elementi a rischio*

Nella Tabella 8.7, viene assegnata esposizione unitaria (100%) a tutti gli elementi che sono fissi nel territorio e quindi qualora un masso li impattasse, ci sarebbe sicuramente una conseguenza in termini di Danno, e quindi di Rischio. Invece come già accennato, l'esposizione risulta nulla per quanto riguarda le persone sulla strada e per le attività economiche di Rassa.

Il valore di esposizione legato al ribaltamento delle autovetture merita una attenzione particolare visto che servirebbe calcolare una probabilità congiunta

riferita all'eventualità che mentre il veicolo sta transitando, un masso la colpisca. Poiché ciò non si può fare, si cerca di calcolare il tempo necessario per attraversare la zona di invasione maggiore sulla strada (Figura 8.4), per poi calcolare una probabilità di impatto e quindi l'esposizione (Equazioni (8. 16)(8. 17)).



*Figura 8.4 - Area invasa di maggiori dimensioni*

Grazie alla DBTRE (37), è possibile reperire i seguenti dati:

- TGM = 300 veicoli/giorno
- Velocità di percorrenza media = 33 km/h

Si procede calcolando il tempo necessario ad un veicolo per percorrere il tratto evidenziato dalla freccia gialla in Figura 8.4 (i 650m sono da intendersi percorrendo il reale tracciato della strada, che essendo nascosto dalla mappa raster delle aree invase non è direttamente visibile nell'ortofoto):

$$t_a = \frac{650 \text{ m}}{\frac{33}{3,6} \text{ m/s}} = 70,9 \text{ s}$$

(8. 16)

Adesso si può procedere valutando la probabilità come rapporto tra casi favorevoli e totali visto che il numero di veicoli/giornalieri si è stimato essere pari a 300 (ed i secondi in un giorno 86400):

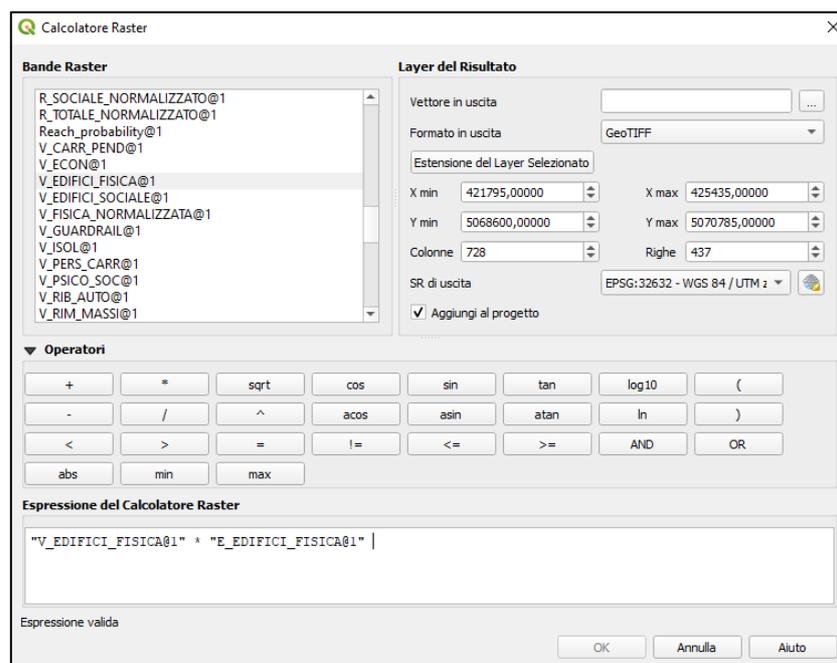
$$P(\%) = 300 * \left( \frac{t_a}{86400} \right) = 300 * \left( \frac{70,9 s}{86400 s} \right) = 25 \% = 0,25$$

(8.17)

Si vuole ancora precisare che l'esposizione riguardante il contesto sociale degli edifici, è stata assunta pari al 20% perché la probabilità che una persona all'interno dell'abitazione venga coinvolta è relativamente bassa. Inoltre, nelle mappe di rischio comparirà anche una zona intorno all'abitazione stessa (contorno rettangolare) che coinvolge anche le aree esterne all'abitazione specifica (giardino, cortile, marciapiede, ecc..) che è stata presa in esame per aumentarne l'area esposta dal punto di vista sociale.

## 8.8 Calcolo del Danno

Come accennato nel Cap.5, per il calcolo del danno si procede facendo il prodotto tra Vulnerabilità ed Esposizione; per farlo è stato utilizzato il calcolatore raster di QGis, il quale permette di svolgere prodotti matriciali tra raster purchè le dimensioni siano compatibili, e anche la risoluzione sia la medesima. Si riporta in Figura 8.5 un esempio di utilizzo del calcolatore:



*Figura 8.5 - Esempio di funzionamento del calcolatore raster*

Si riporta in Tabella 8.8 il riassunto dei valori di danno massimo calcolati per ogni elemento:

ELEMENTO ESPOSTO	CATEGORIA	<b>DANNO</b>
CARREGGIATA E STABILITA' GLOBALE DEL PENDIO	FISICO	8
RIMOZIONE MASSI		1
EDIFICI_FISICO		8
GUARDRAIL		5
EDIFICI_SOCIALE	SOCIALE	2
RIBALTAMENTO AUTO		2.5
PERSONE SULLA STRADA		0
DISAGIO PSICO SOCIALE		3
ISOLAMENTO ABITANTI		3
ATTIVITA' COMMERCIALI		0

*Tabella 8.8 - Valori di Danno per gli elementi a rischio*

Ovviamente i valori sopra riportati, fanno riferimento ai valori di danno massimo che si possono ottenere: infatti, in termini di vulnerabilità per quanto riguarda tutti gli elementi per i quali si è scelto di attribuire i valori secondo un criterio fisico matematico, è possibile mediante calcolatore raster, assegnare una aliquota del valore massimo di vulnerabilità in condizioni particolari. Ad esempio, se nel caso del guardrail (ma lo stesso vale anche per gli altri elementi basati sulla pericolosità) la velocità massima non viene superata, si può attribuire una quota parte della vulnerabilità unitaria, operando una proporzione:

$$\text{se } v_{LIM} \geq 12,3 \frac{m}{s} \rightarrow \text{Vulnerabilità} = 1$$

$$\text{se } v_{LIM} < 12,3 \frac{m}{s} \rightarrow \text{Vulnerabilità} = \frac{v_{LIM} * 1}{12,3}$$

Dove in questo secondo caso,  $v_{LIM} < 12,3$  e quindi la Vulnerabilità risulta minore di 1, in proporzione a quanto è più piccola del limite. Questo procedimento è stato utilizzato per tutti gli elementi, ed ha permesso di ottenere una scala di valori più realistica. Si riporta anche uno screenshot della procedura in linguaggio QGis per compiere questo comando:

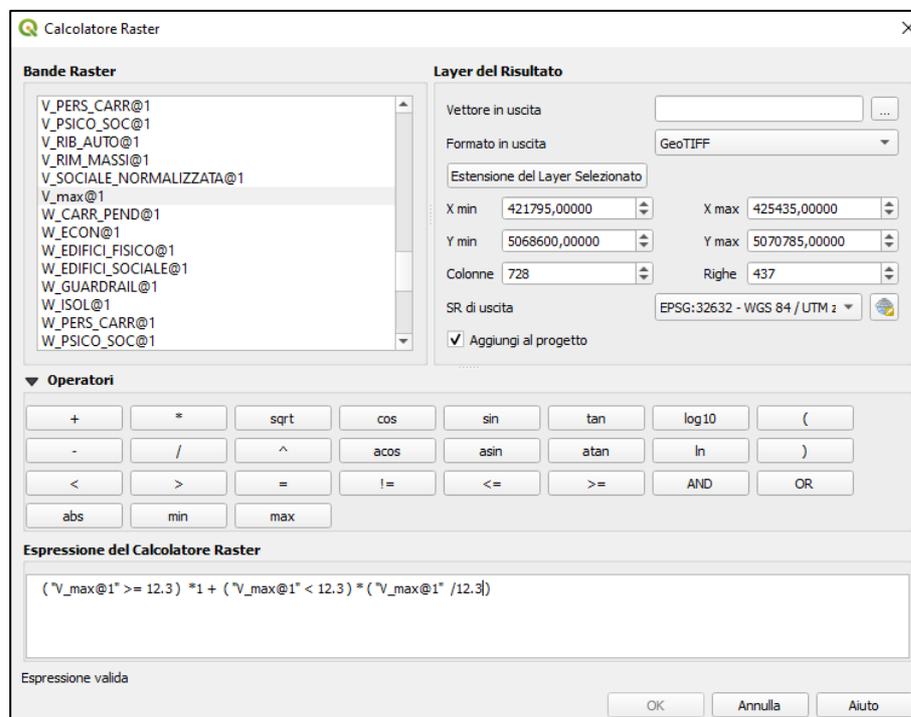


Figura 8.6 - Assegnazione di vulnerabilità proporzionate

Dove il “+” sta per “and”, mentre il “\*” in questa sequenza permette di assegnare un valore al rispetto della condizione.

## 8.9 Calcolo del Rischio e del Multi-Rischio

Per come si è strutturata l’analisi, una volta calcolato il Danno (D) non è più necessario introdurre il concetto di probabilità: ciò deriva dal fatto che già nelle vulnerabilità (che discendono da considerazioni basate sugli output di pericolosità a seconda dei diversi TR) è insito il concetto di periodo di ritorno dell’evento. È per quel motivo che si ottengono output di intensità crescenti al variare del Tempo di Ritorno; infatti, nel Cap.9 si presenteranno delle mappe di rischio a fissato TR (o fissata probabilità di accadimento temporale), in particolare verranno analizzati tre scenari corrispondenti rispettivamente ad un tempo di ritorno di 1 anno, 10 anni e 30 anni. Pertanto, noto il Danno che è rappresentato con valori da 1 a 10, per fornire il rischio in percentuale, ossia in una scala da 1 a 100 è stato necessario moltiplicare per 10 il raster relativo al Danno, rispettivamente fisico e sociale. In maniera del tutto analoga, anche questa operazione viene svolta mediante il calcolatore di QGis (37).

A partire dalle mappe di rischio per le valanghe di neve, elaborate da (28), è stato ottenuto il rischio combinato (caduta massi – valanghe) attraverso una combinazione lineare dei raster (somma normalizzata).

### 8.9.1 Normalizzazione del Rischio/Multi-rischio

Come già accennato, risulta necessaria una normalizzazione della somma dei rischi: quando si sommano ad esempio rischio fisico e sociale, oppure rischio totale massi e rischio totale neve, si stanno sommando due grandezze in scala da 1 a 100. Pertanto, se li si sommasse semplicemente si otterrebbero valori maggiori di 100 e si perderebbe di significato. Per evitare questo problema, le mappe di rischio totale e multirischio (non solo, ma anche quelle di vulnerabilità e di danno se necessario) vengono normalizzate a 100 (a 10) mediante una semplice equazione:

$$\frac{(R_{FISICO} + R_{SOCIALE}) * 100}{Somma\ Massima}$$

(8. 18)

Questa formula può essere tramutata in forma più generale, e vale anche per Vulnerabilità, Danno e Multi-Rischio. Ciò che cambia saranno solo le somme parziali e totali che verranno messe in gioco per la normalizzazione. In Tabella 8.9 si rappresenta un esempio di ciò appena spiegato, nel caso specifico del rischio.

ELEMENTO ESPOSTO	CATEGORIA	<b>RISCHIO</b>	Somma/e Max	
			Parziali	Totale
CARREGGIATA E STABILITA' GLOBALE DEL PENDIO	FISICO	80	220	325
RIMOZIONE MASSI		10		
EDIFICI_FISICO		80		
GUARDRAIL		50		
EDIFICI_SOCIALE	SOCIALE	20	105	
RIBALTAMENTO AUTO		25		
PERSONE SULLA STRADA		0		
DISAGIO PSICO SOCIALE		30		
ISOLAMENTO ABITANTI		30		
ATTIVITA' COMMERCIALI		0		

Tabella 8.9 - Esempio di somme parziali e totali del rischio per operare la normalizzazione

## Capitolo 9      **PRODUZIONE DELLE CARTE DI RISCHIO**

Nel presente capitolo, si cercherà di concludere l'analisi di Rischio, rappresentando su carte in diversa scala, i valori di rischio dei vari elementi presentati nel cap.8. Nella fattispecie verranno prodotte le carte di rischio per la sola caduta massi al variare del tempo di ritorno, e lo stesso verrà fatto per le carte di rischio congiunto (Multi-Rischio).

Per affrontare questo ultimo step è stato usato il software QGis e oltre alle specifiche già trattate nei capitoli precedenti, è stato necessario plottare le varie carte in maniera coerente con quanto fatto dal collega (28) nel suo lavoro sull'analisi di rischio valanghe. Se il lavoro non fosse stato sviluppato in quest'ottica, la rappresentazione sarebbe stata difficile da apprezzare, e i risultati finali non sarebbero stati omogenei. Le carte che verranno presentate saranno quelle di Vulnerabilità, Danno e Rischio da caduta massi; infine, verranno anche riportate quelle riferite al rischio combinato (Multi-Rischio) da caduta massi e valanghe, tutte in formato A4. Per le carte di V e D, si riporteranno separatamente il contesto fisico e quello sociale; idem per R e M-R dove sarà anche presentata la mappa totale ossia che riporta il contesto fisico e sociale combinato (con relativa normalizzazione – vedi Cap. 8). Verranno riportate inizialmente tutte le carte riferite al tempo di ritorno maggiore (TR 30 anni), e successivamente si riporteranno anche delle tavole di confronto per i diversi tempi di ritorno, nelle zone più esposte a rischio e multi-rischio (abitato di Rassa e frazione Dughera). In Allegato, in formato A0, sarà possibile reperire la totalità delle carte, che sarebbero state banali da aggiungere nel testo.

### 9.1      Carte di Vulnerabilità per eventi con TR 30 anni

Le carte di Vulnerabilità sono state redatte a partire sia dagli output di pericolosità, sia mediante assegnazione di indici in maniera soggettiva dove non è stato possibile definire dei parametri soglia di pericolosità. Sono sovrapposti alla mappa, anche i layer riferiti agli shapefiles che rappresentano i limiti comunali, le aree di invasione da caduta massi (colore fucsia) e le tracce valanghivie provenienti dalla CLPV (colore rosso campito a pois - (37)). Nelle Figure Figura 9.1 e Figura 9.2 sono rappresentati gli aspetti fisico e sociale di

vulnerabilità sugli elementi a rischio. La vastità dell'area rappresentata ha dettato la necessità di plottare queste mappe in scala 1:10000 con l'aggiunta di due riquadri con dettaglio maggiore.

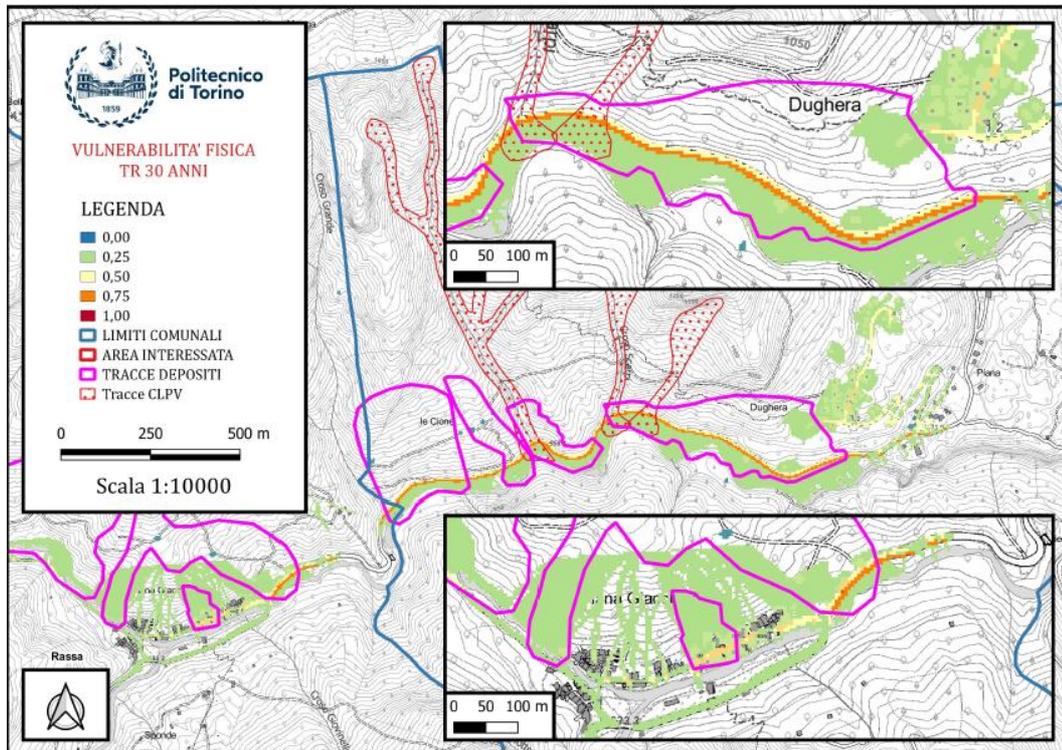


Figura 9.1 - Carta di Vulnerabilità Fisica per TR 30 anni (0=nessun danno, 1=perdita totale dell'elemento)

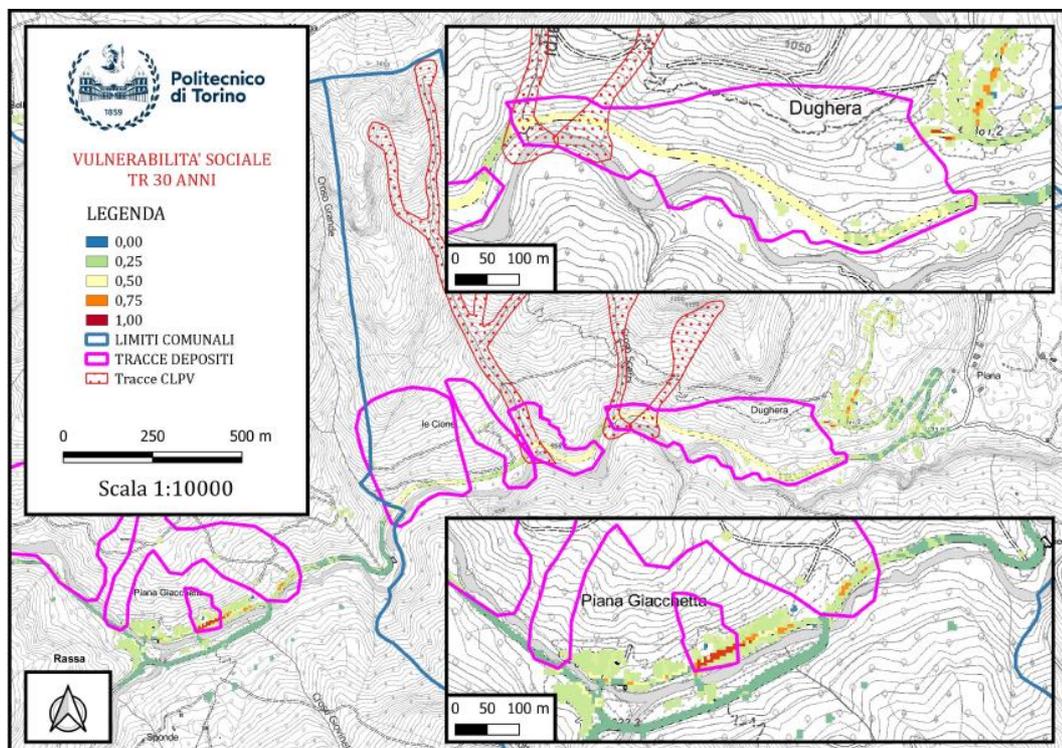


Figura 9.2 - Carta di Vulnerabilità Sociale per TR 30 anni (0=nessun danno, 1=perdita totale dell'elemento)

## 9.2 Carte di Danno per eventi con TR 30 anni

Osservando le Figure Figura 9.3 Figura 9.4 si nota che il danno fisico sugli edifici sopra l'abitato di Rassa, sia maggiore rispetto a quello sociale: come spiegato precedentemente, l'esposizione sociale degli edifici risulta molto bassa rispetto a quella fisica (0,2 vs 1), pertanto, anche a fronte di un valore sociale maggiore rispetto a quelle fisico (10 vs 8), il danno risulta maggiore dal punto di vista fisico. Inoltre, è da ricordare che il metodo per valutare le V degli edifici è più complesso di una semplice proporzione tra valori di intensità. Inoltre, nella mappa di Danno fisico si può notare come su tutta la porzione stradale dove si ha il guardrail, e contemporaneamente si ha invasione (zone delimitate in fucsia - Figura 9.3), il danno fisico aumenta (pixel colore arancione).

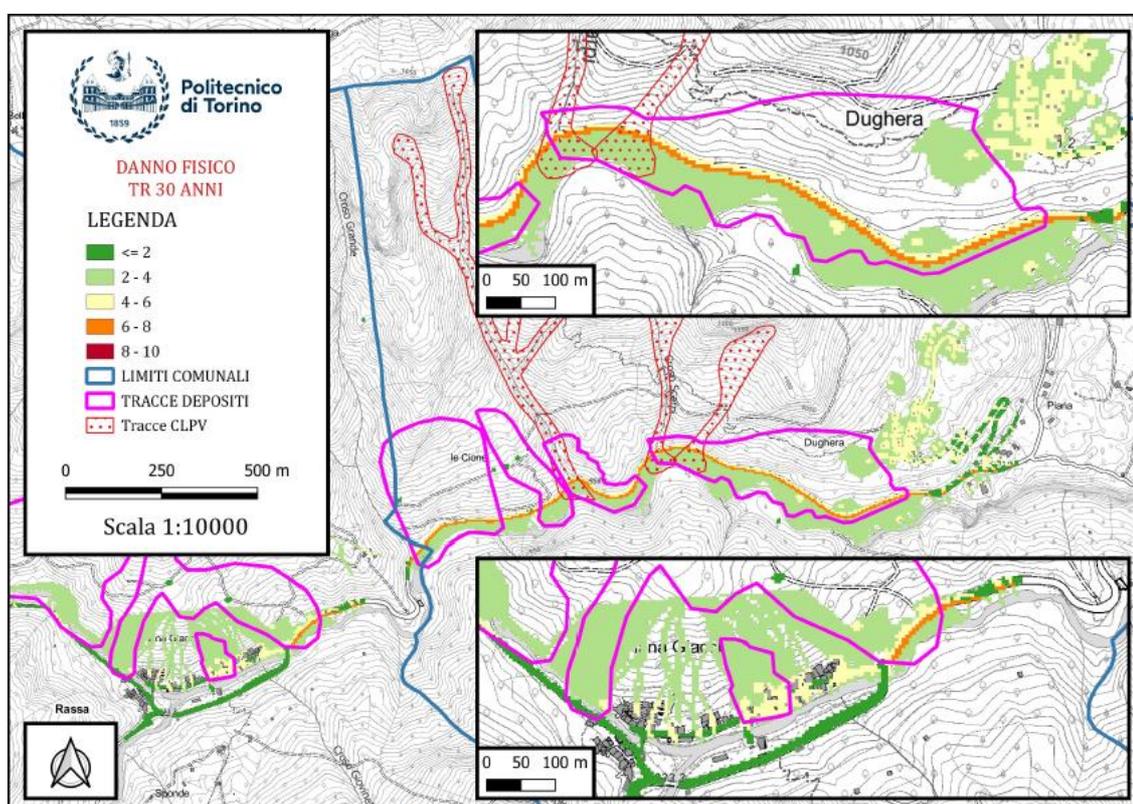


Figura 9.3 - Carta di Danno Fisico per TR 30 anni (u.d.m. [-]:  $D=W \times E \times V$ )

Risulta doveroso specificare che l'unità di misura del danno è adimensionale: esso discende dalla definizione di Esposizione e Valore dell'elemento a rischio, pertanto, in base al contesto sociale nel quale ci si trova, sono stati assegnati degli indici sia a E (esposizione) che a W (valore), come approfondito nel cap.8.

Pertanto, il D (danno) seguirà di conseguenza la definizione dei precedenti, e della V (vulnerabilità).

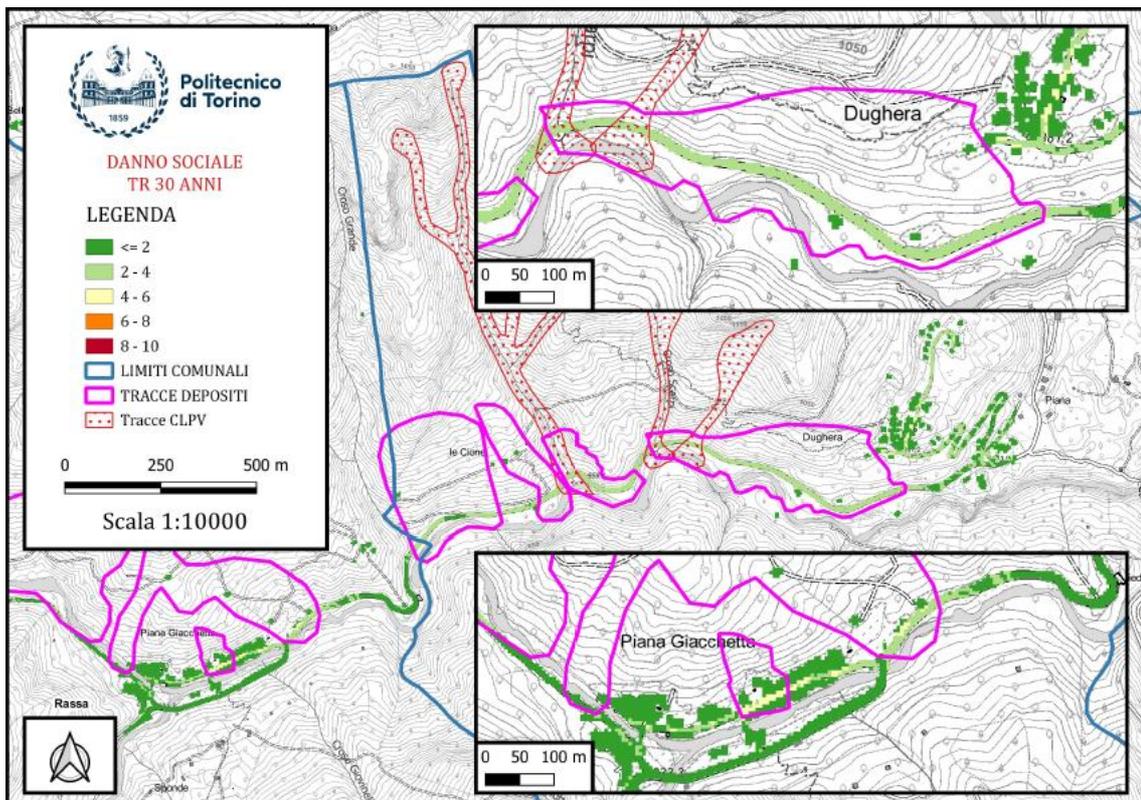


Figura 9.4 - Carta di Danno Sociale per TR 30 anni (u.d.m. [-];  $D=W \times E \times V$ )

### 9.3 Carte di Rischio per eventi con TR 30 anni

Come accennato nel capitolo precedente, i due rischi riportati in Figura 9.5 e Figura 9.6, sono stati ottenuti mediante moltiplicazione dei raster di Danno relativi, per un fattore 10 in modo da riscaldare la rappresentazione tra 0 e 100. È doveroso sottolineare che nella mappa di rischio fisico (Figura 9.5), lungo la strada tra Dughera e Rassa, i pixel colorati che riportano il rischio sono presenti per una fascia che ricopre la strada e il fiume: in particolare è stato fatto un offset alla destra ed alla sinistra del fiume e della strada, mentre sull'abitato di Rassa il troncamento è stato fatto più in alto. Questa è soltanto una scelta di rappresentazione: si sarebbe potuto rappresentare il rischio ovunque nella mappa, ma per apprezzare meglio il contesto dei singoli elementi a rischio, si è fissata una trasparenza in zone precise (al di sopra della strada – dove si hanno

comunque aree invase, e al di sotto del fiume – dove invece non si ha interesse a fare l'analisi visto che è dalla sponda opposta rispetto al versante indagato).

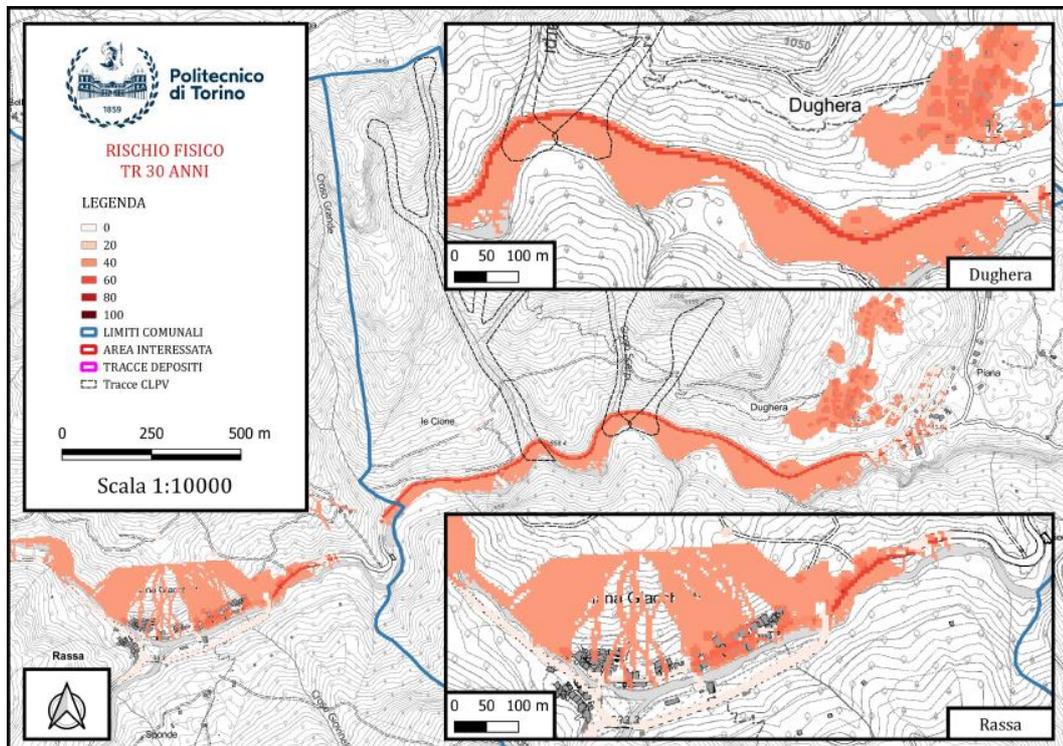


Figura 9.5 - Carta di Rischio Fisico per TR 30 anni (u.d.m. [%]:  $R=D \times 10$ )

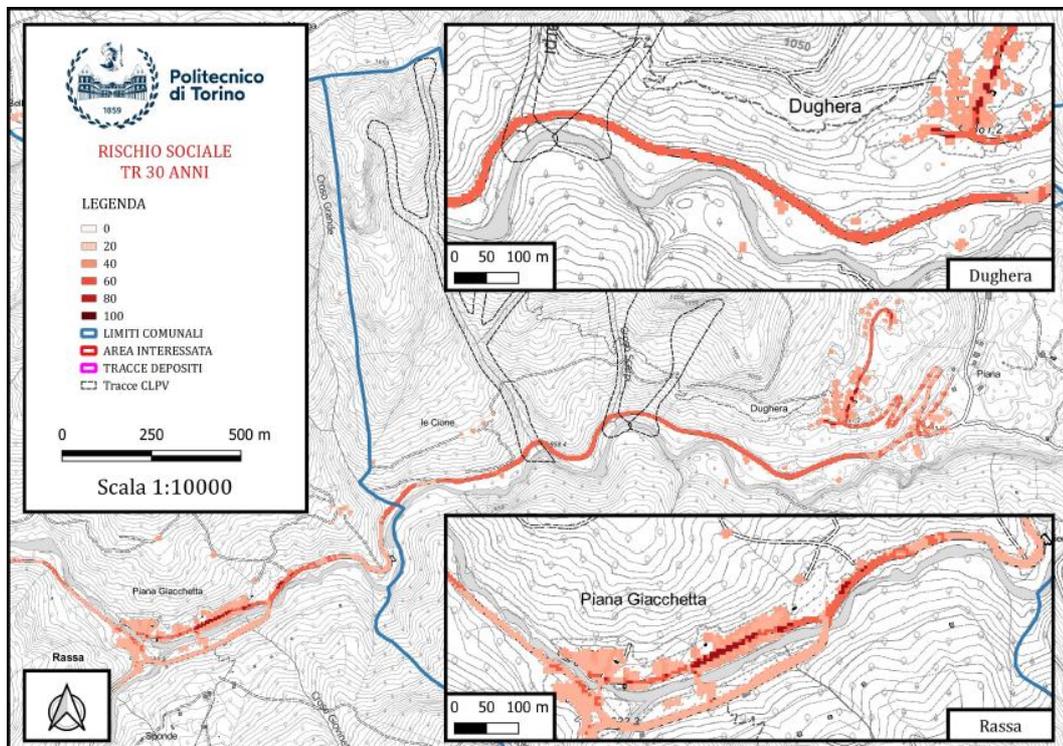


Figura 9.6 - Carta di Rischio Sociale per TR 30 anni (u.d.m. [%]:  $R=D \times 10$ )

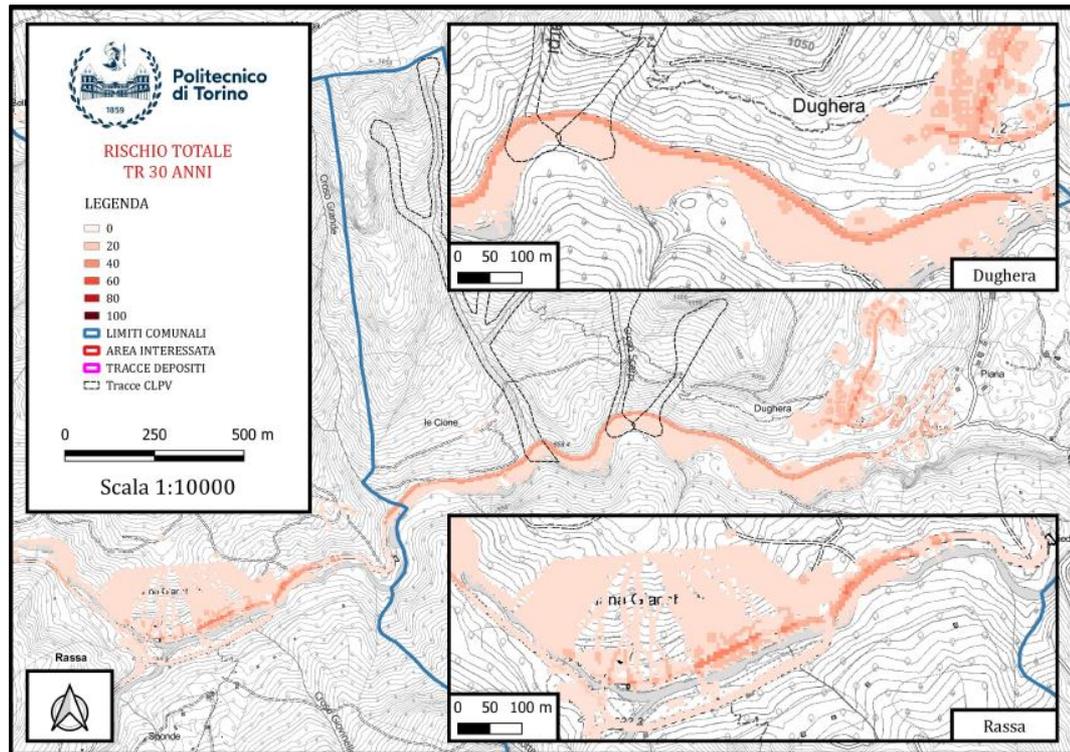


Figura 9.7 - Carta di Rischio Totale per TR 30 anni (u.d.m. [%]:  $R=Dx10$ )

Infine, si precisa che la carta ottenuta in Figura 9.7 è stata redatta utilizzando il calcolatore raster, operando prima una somma dei due rischi singoli (fisico e sociale) e successivamente la normalizzazione classica. Pertanto, il rischio totale sarà caratterizzato da uno smusso dei valori massimi e minimi e da un livellamento del rischio su valori medi ai due precedentemente sommati.

#### 9.4 Carte di Multi-Rischio per eventi con TR 30 anni

Di seguito, si nota che la differenza tra Rischio Fisico e Multi-Rischio Fisico (Figura 9.5 e Figura 9.8), sta nei due tornanti della SP82 rappresentati nel dettaglio superiore, dove si possono notare delle sfumature più scure dei pixel in corrispondenza degli accumuli valanghivi segnalati dalle tracce CLPV. Un segnale che può essere considerato come validazione del risultato, è che il rischio fisico da valanghe di neve era concentrato solo nelle zone all'interno delle tracce CLPV (con valori più alti perché riferiti al solo rischio neve, che dopo normalizzazione vengono ridotti), e dopo la combinazione con il relativo rischio da crollo diffuso, si ha una variazione sostanziale in termini di scala cromatica nelle sole zone a più alto rischio comune. Le differenze a tema sociale tra la mappa di Rischio e quella

Multi-Rischio (Figura 9.6 e Figura 9.9) stanno nella caratterizzazione fatta per la vulnerabilità sociale degli edifici rispetto alla caduta massi, che ha costituito oltre che una novità rispetto al lavoro svolto da (28), anche una variazione cromatica nella mappa stessa. Infine, il Multi-Rischio Totale (Figura 9.10), comprende le particolarità dei due rischi totali (da caduta massi e da valanghe di neve).

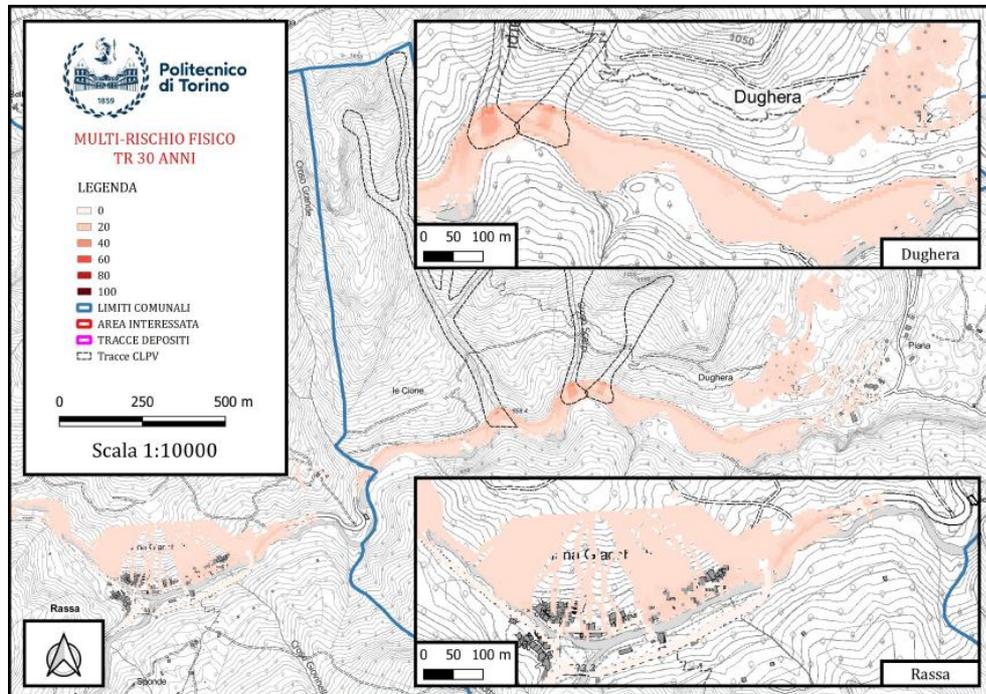


Figura 9.8 - Carta di Multi-Rischio Fisico per TR 30 anni (u.d.m. [%]: ottenuto da somma normalizzata a 100)

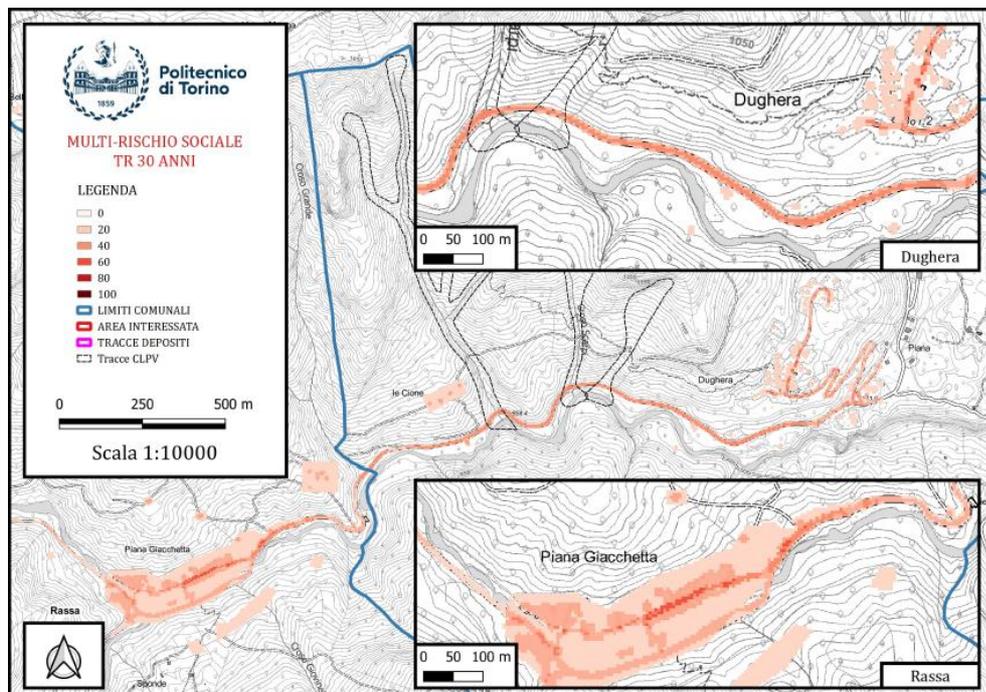


Figura 9.9 - Carta di Multi-Rischio Sociale per TR 30 anni (u.d.m. [%]: ottenuto da somma normalizzata a 100)

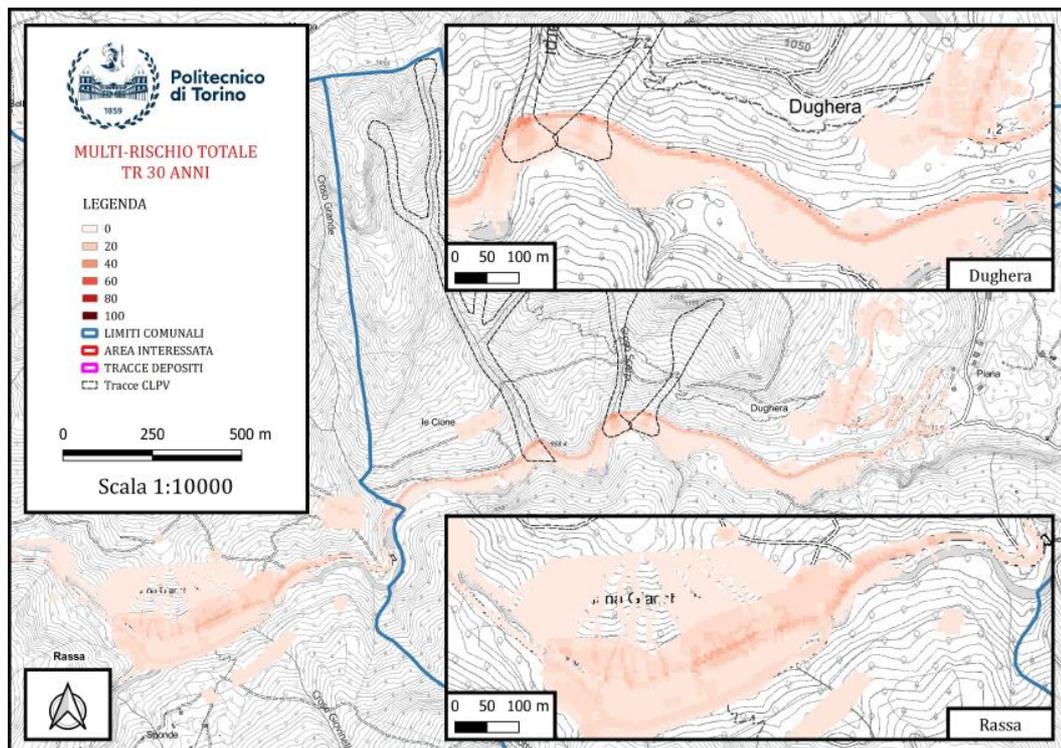


Figura 9.10 - Carta di Multi-Rischio Totale per TR 30 anni (u.d.m. [%]: ottenuto da somma normalizzata a 100)

## 9.5 Carte per eventi con TR minori

L'elaborazione di carte per tempi di ritorno più piccoli di 10 anni ed 1 anno (cioè riferite alle due volumetrie minori, rispettivamente 0,5 e 0,125 m<sup>3</sup>) prevede gli stessi step visti finora; l'unica variabile è la vulnerabilità: tranne per i 3 elementi riferiti al contesto sociale che non prevedono di essere basati sugli output di pericolosità (disagio psico-sociale, isolamento, attività produttive), la variazione della vulnerabilità è sufficiente a variare il rischio in maniera omogenea. Tutte le altre carte prodotte verranno riportate nell'Allegato 13 in coda al documento.

## Capitolo 10 CONCLUSIONI

Questo lavoro di tesi è stato incentrato sulla valutazione del rischio indotto dai fenomeni di caduta massi e dal rischio congiunto da caduta massi e valanghe di neve, con particolare riferimento ai fenomeni che affliggono il tratto di strada provinciale SP82 tra la frazione Dughera e il centro abitato di Rassa, nell'alta Valsesia (VC). L'analisi di pericolosità è stata condotta con il software RockyFor3D (1) della casa ecorisQ che sfrutta un ambiente tridimensionale fisicamente basato per quanto riguarda gli algoritmi di caduta del grave, ed algoritmi stocastici per tenere conto delle incertezze legate alla determinazione dei parametri (essi sono fatti variare entro un certo intervallo di valori plausibili). Le analisi di rischio sono state effettuate applicando il metodo IMIRILAND (24): questa metodologia è stata utilizzata in alcuni siti delle Alpi e dei Pirenei ed ha permesso di quantificare il rischio attraverso l'iterazione sistematica dell'analisi di tutti i fattori che caratterizzano la pericolosità connessa alle grandi frane e le relative conseguenze per l'uomo e l'ambiente, ossia tutte le fonti di vulnerabilità; in questo lavoro di tesi, le fonti di vulnerabilità individuate sono state il rischio fisico e sociale da caduta massi combinati con i rispettivi rischi da valanghe di neve. Infine, sono state prodotte delle carte di rischio (da crollo in roccia diffuso) e multi-rischio (da crollo in roccia diffuso e da valanghe di neve) al variare del tempo di ritorno. Per il rischio singolo, si sono riportate le carte per tre volumetrie di massi indagate ( $V_1=0,125 \text{ m}^3$ ,  $V_2=0,5 \text{ m}^3$  e  $V_3=1 \text{ m}^3$ ) corrispondenti rispettivamente, ai tempi di ritorno di 1 anno, 10 anni e 30 anni. Per il multi-rischio, invece, sono state prodotte le mappe riferite agli eventi decennali e trentennali, per una questione di omogeneità nella combinazione del rischio da crollo con il rischio valanghe ottenuto da (28). Si ricorda che le analisi svolte in questa sede sono riferite ad una scala di versante.

Si riportano qui i risultati più importanti ottenuti a valle dell'analisi di rischio: in particolare, nelle figure dalla Figura 10.1 alla Figura 10.4 è possibile apprezzare un confronto tra le mappe di Rischio Totale e Multi-Rischio Totale. Per quanto riguarda il rischio da crollo in roccia, sono stati riportati i dettagli riferiti a tutti e tre i tempi di ritorno considerati (1 anno, 10 anni, 30 anni), mentre per il rischio congiunto sono stati considerati solo i due tempi di ritorno comuni alla tesi sulle

valanghe proposta da (28). Questi confronti sono inoltre stati suddivisi per quanto riguarda le due località più a rischio ossia l'abitato di Rassa e le curve appena a monte della fraz. Dughera, dove annualmente si verificano eventi valanghivi (28). Confrontando i tre scenari presenti in Figura 10.1 si nota che si ha un progressivo aumento della porzione di versante a rischio (in termini di estensione) a fronte di valori di rischio totale molto simili: si sono riportati i valori di RT riferiti ad un tratto di strada del centro di Rassa e si può notare che vi è un lieve aumento. La differenza è legata ovviamente al fatto che nella stessa cella, all'aumentare della volumetria arrivano massi con energia maggiore e ciò aumenta il rischio. Nel dettaglio di Dughera in Figura 10.2 si può vedere che sulla strada (carreggiata, pendio e guardrail) non ci sono variazioni perché se la velocità (o l'energia) supera un certo valore soglia (che risulta sempre minore della velocità dei massi sulla strada – vedi Cap.8) la vulnerabilità viene posta pari ad 1. Invece, sull'abitato della frazione si può notare come si vada verso un aumento progressivo del Rischio Totale sulla stessa abitazione individuata dalle frecce blu (vedi riquadri con valori in Figura 10.2). Riguardo alle carte Multi-Rischio (che riportano il rischio congiunto da crollo diffuso e da valanghe di neve, sia dal punto di vista fisico che sociale) le normalizzazioni fatte sulle due carte (tra Rischio Totale da crollo e da valanghe) non permettono una buona rappresentazione cromatica ma si possono comunque distinguere le variazioni in termini di valori (riquadri con valori in Figura 10.3 e Figura 10.4). Tutte le unità di misura sono da intendersi in termini percentuali.

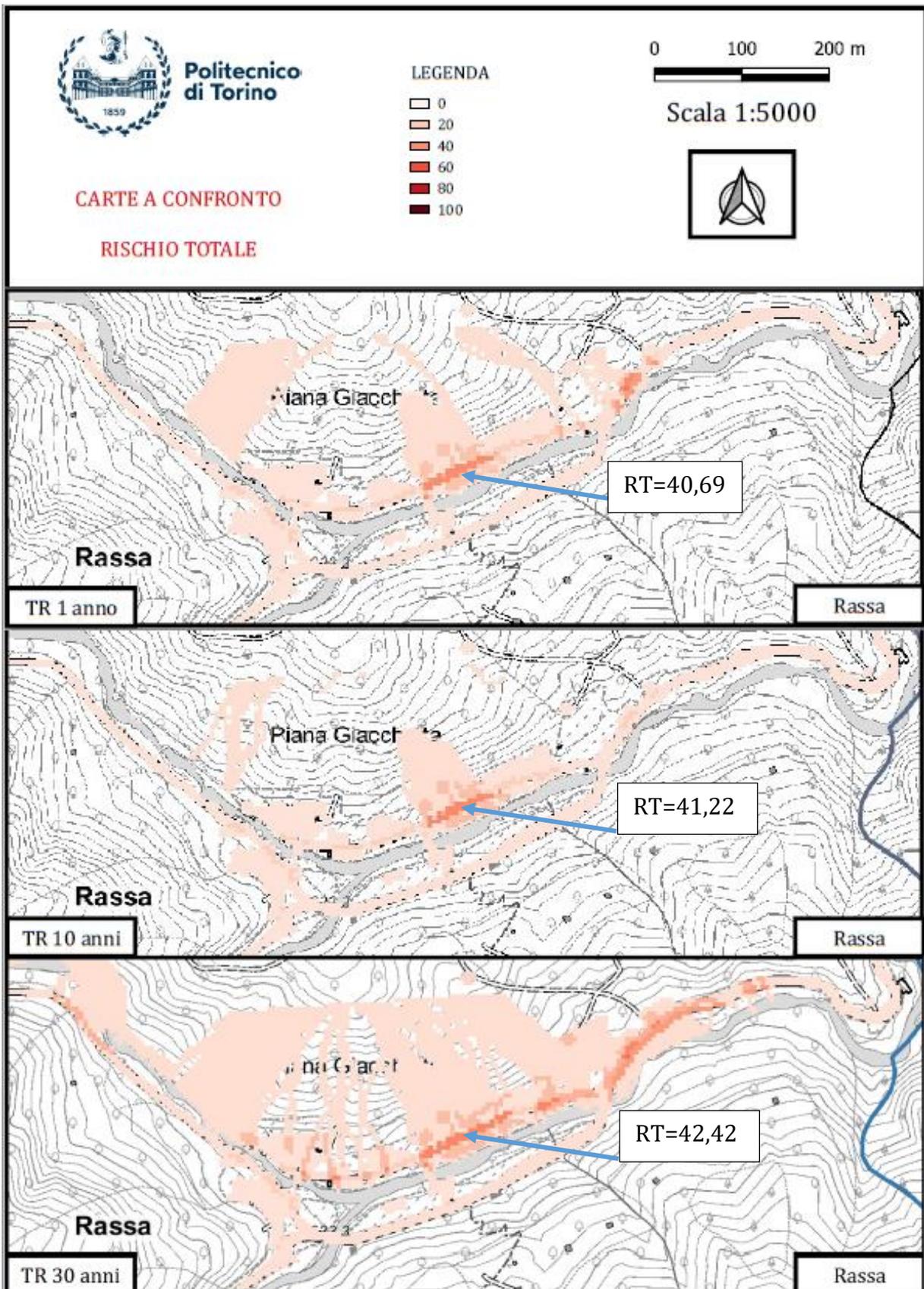
Con lo scopo di affinare le analisi svolte nell'ambito della presente tesi, sarebbe utile:

- Analizzare in maniera più dettagliata la situazione strutturale del versante, effettuando un buon numero di sopralluoghi in zone diverse e a quote diverse, anche a monte della parete calva per riuscire a definire le caratteristiche dell'ammasso dove è più fratturato ed esposto alle intemperie.
- produrre un modello di elevazione del terreno con una dimensione delle celle raster minore di 5 m (magari con rilievo fotogrammetrico di dettaglio con Drone), che si è vista essere una dimensione troppo grande

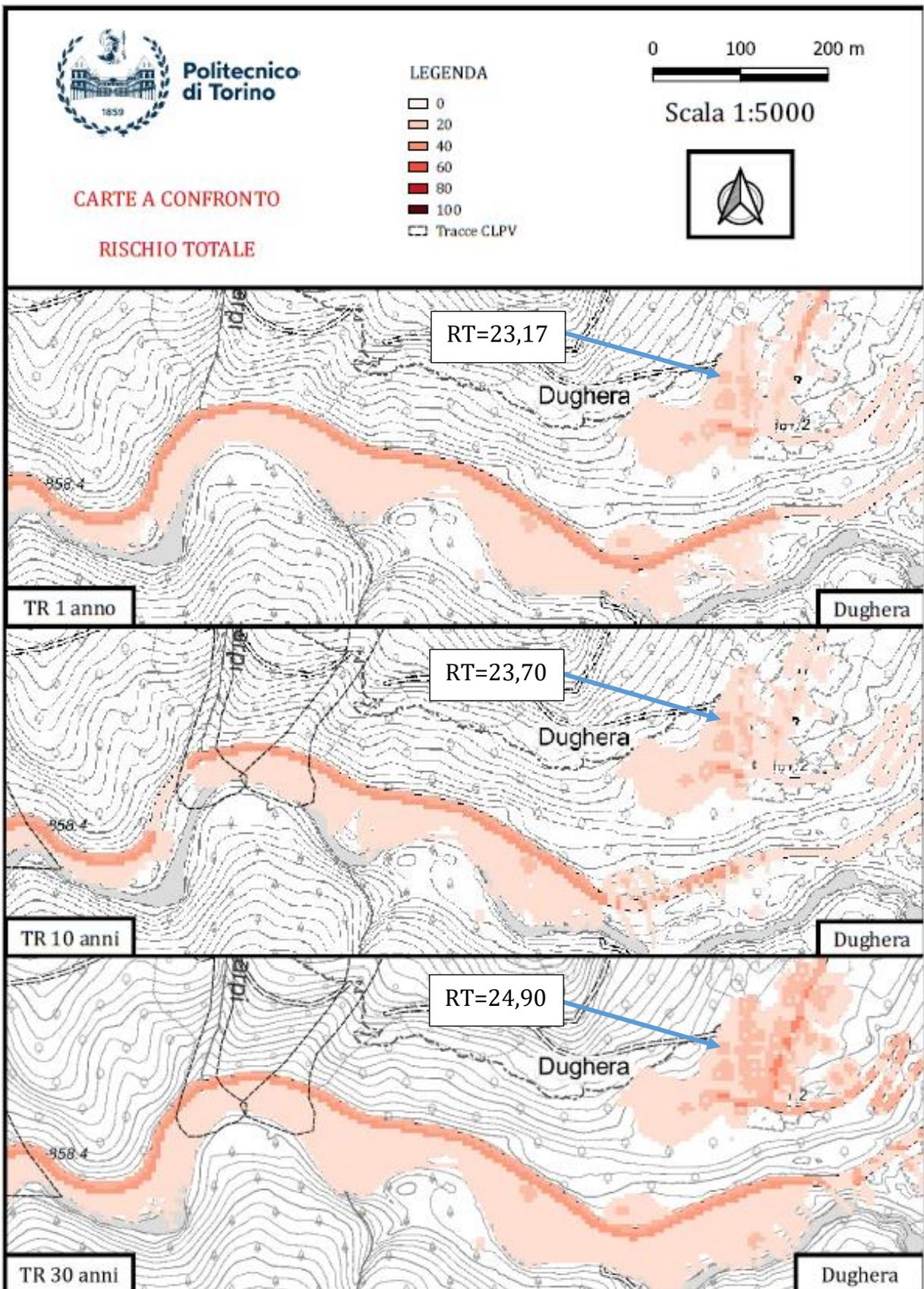
per poter descrivere al meglio gli elementi legati al rischio nei pressi dell'abitato (edifici, guardrail, strada), a patto di verificarne la fattibilità nei confronti dei risultati delle analisi traiettografiche, che potrebbero risentirne;

- censire in maniera più efficiente la popolazione forestale, magari con strumenti tecnologici adatti (GPS inerziale con correzione RTK);

Infine, a valle dell'analisi di Rischio e Multi-Rischio effettuate, sarebbe altrettanto interessante verificare la fattibilità di un sistema di opere di riduzione del rischio e di protezione nei confronti della strada SP82 e degli abitati considerati, confrontando più sistemi diversi in base al contesto descritto, scegliendo poi il più adatto.



*Figura 10.1 - Confronto tra i raster del Rischio Totale (caduta massi, fisico e sociale) per i tre tempi di ritorno analizzati sull'abitato di Rassa (u.d.m. [%])*



*Figura 10.2 - Confronto tra i raster del Rischio Totale (caduta massi, fisico e sociale) per i tre tempi di ritorno analizzati in prossimità dei curvoni di Dughera. (u.d.m. [%])*

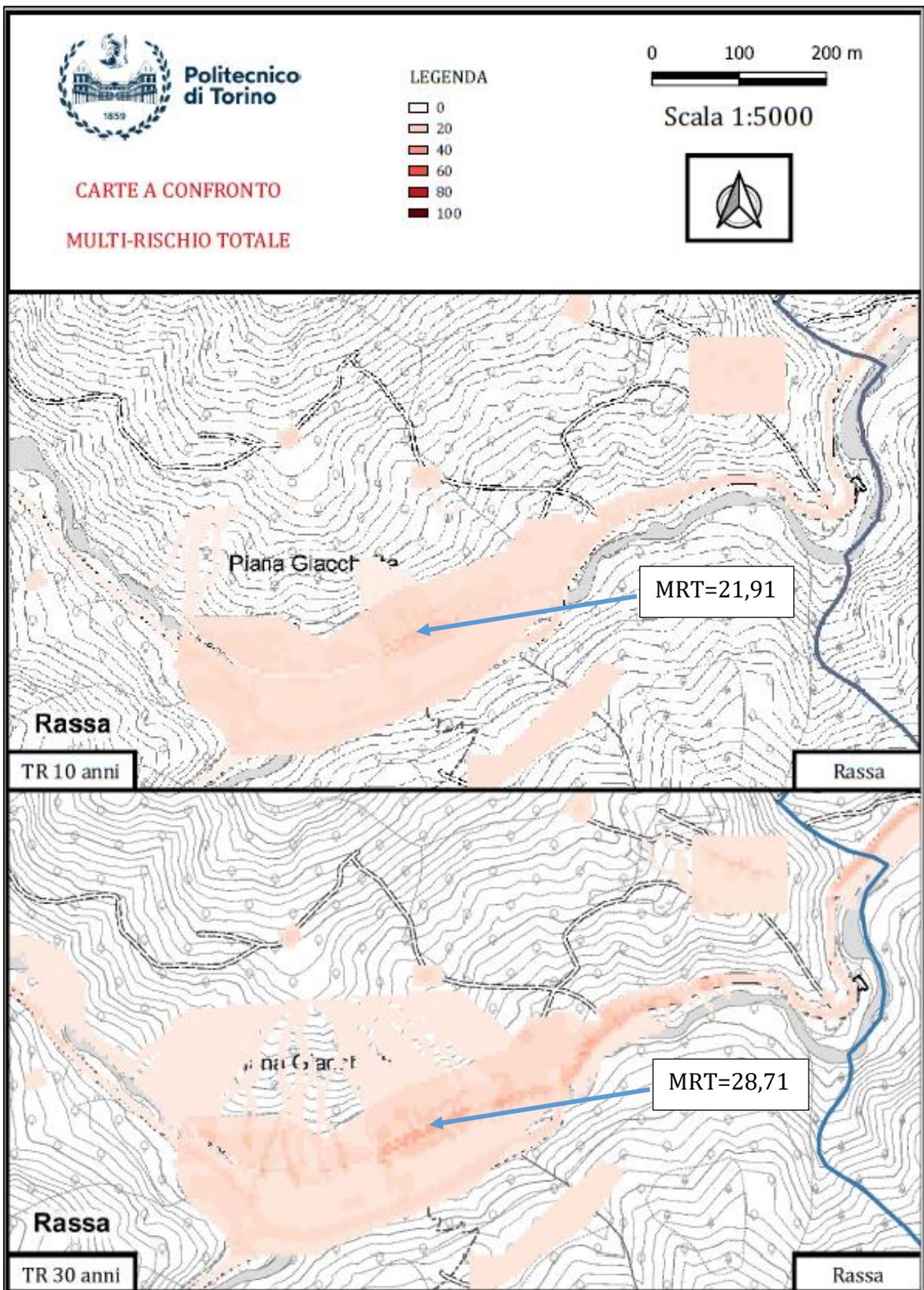
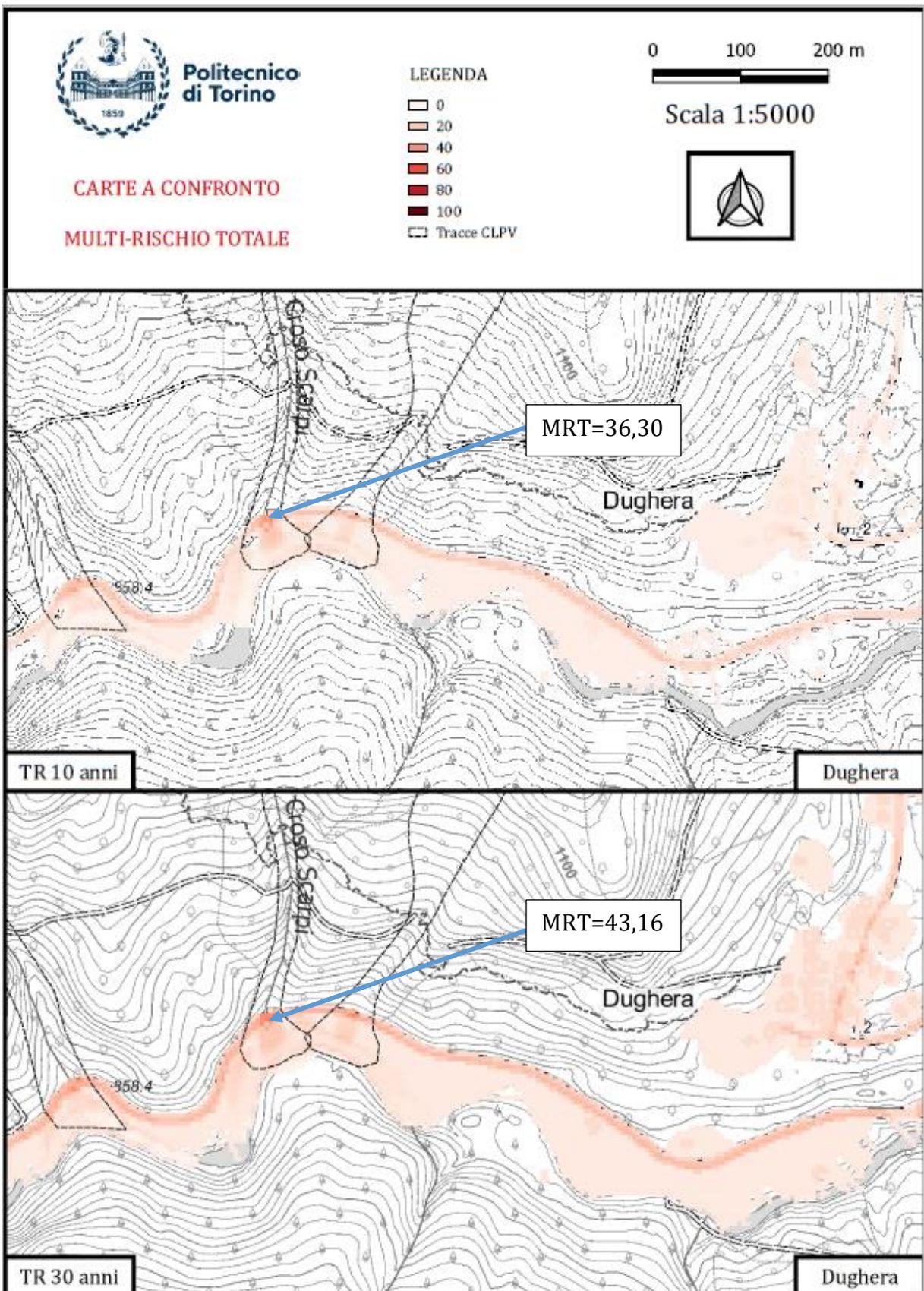


Figura 10.3 - Confronto tra i raster del Multi-Rischio Totale (caduta massi e valanghe di neve, fisico e sociale) per i due tempi di ritorno analizzati sull'abitato di Rassa (u.d.m. [%])



*Figura 10.4 - Confronto tra i raster del Multi-Rischio Totale (caduta massi e valanghe di neve, fisico e sociale) per i due tempi di ritorno analizzati in prossimità dei curvoni di Dughera (u.d.m. [%])*

## BIBLIOGRAFIA

1. Dr. Luuk K.A. Dorren. RockyFor3D. Geneva, Switzerland: ecorisQ; 2016.
2. Bonnard Christophe, Forlati F, Scavia C, Fifth Framework Programme (European Commission). Identification and mitigation of large landslide risks in Europe : advances in risk assessment. A.A. Balkema; 2004. 317.
3. Piana F, Fioraso G, Irace A, Mosca P, D’Atri A, Barale L, et al. Geology of Piemonte region (NW Italy, Alps–Apennines interference zone). *Journal of Maps*. 2017;13(2):395–405.
4. Gian Paolo Giani. Caduta di Massi - Analisi del moto ed opere di protezione. 1997.
5. R.W. ZIMMERMAN, N.G.W. COOK, J.C. JAEGER. *Fundamentals of Rock Mechanics*. 1969.
6. David J Varnes. *Landslide hazard zonation : a review of principles and practice*. 1984.
7. Claudio Scavia, Monica Barbero. *Lezioni di Meccanica delle Rocce*. Torino; 2018.
8. Paolo Mazzoldi, Massimo Nigro, Cesare Voci. *FISICA - Volume 1*. Edises, editor. Vol. 1. 1991.
9. Dorren LKA, Berger F, Putters US. Real-size experiments and 3-D simulation of rockfall on forested and non-forested slopes. *Natural Hazards and Earth System Sciences*. 2006;6(1):145–53.
10. Richards L. “Rockfall protection: a review of a current analytical and design methods.” In: *Secondo Ciclo di Conferenze di Meccanica e Ingegneria delle Rocce, Torino, I(A)* . 1988.
11. TIMOTHY J. PFEIFFER, TIMOTHY D. BOWEN. Computer Simulation of Rockfalls. *Bulletin of the Association of Engineering Geologist*. 1989;135–46.
12. Rocscience. “RocFall, Risk Analysis of Falling Rocks On Steep Slopes. User’s guide.” 1998 – 2002. Rocscience Inc. . 2000.
13. Crosta GB, Agliardi F. A methodology for physically based rockfall hazard assessment. *Natural Hazards and Earth System Science*. 2003;3(5):407–22.
14. Cundall PA. Cundall, P.A. (1971) A Computer Model for Simulating Progressive Large Scale Movements in Blocky Rock Systems. *Geotechnique*. 1971;
15. GEN-HUA SHI. DISCONTINUOUS DEFORMATION ANALYSIS: A NEW NUMERICAL MODEL FOR THE STATICS AND DYNAMICS OF DEFORMABLE BLOCK STRUCTURES. 1988;9(2).
16. Ante Munjiza. The combined finite-discrete element method December 2004. 2004;
17. Dorren LKA. A review of rockfall mechanics and modelling approaches. *Progress in Physical Geography*. 2003 Mar;27(1):69–87.
18. Corominas J, van Westen C, Frattini P, Cascini L, Malet JP, Fotopoulou S, et al. Recommendations for the quantitative analysis of landslide risk. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*. 2014;73(2):209–63.
19. Netti T, Castelli M, de Biagi V. Effect of the Number of Simulations on the Accuracy of a Rockfall Analysis. In: *Procedia Engineering*. Elsevier Ltd; 2016. p. 464–9.

20. de Biagi V, Lia Napoli M, Barbero M, Peila D. Estimation of the return period of rockfall blocks according to their size. *Natural Hazards and Earth System Sciences*. 2017 Jan 30;17(1):103–13.
21. Luuk D. Rockyfor3D (V5.1) rivelato Descrizione trasparente del modello 3D di caduta massi [Internet]. 2014. Available from: [www.mountain-eering.com](http://www.mountain-eering.com)
22. Lyle W. Zevenbergen CRT. Quantitative analysis of land surface topography. 1997;12(1).
23. ISTAT. [www.istat.it](http://www.istat.it) [Internet]. 2021 [cited 2021 Oct 15]. Available from: <https://www.istat.it/>
24. Porter M, Morgenstern N. Landslide risk evaluation, Canadian technical guidelines and best practices related to landslides: a national initiative for loss reduction [Internet]. 2013. Available from: <https://geoscan.nrcan.gc.ca/starweb/geoscan/servlet.starweb?path=geoscan/fulle.web&search1=R=292234>
25. Fell R, Corominas J, Bonnard C, Cascini L, Leroi E, Savage WZ. Guidelines for landslide susceptibility, hazard and risk zoning for land-use planning. *Engineering Geology*. 2008 Dec 1;102(3–4):99–111.
26. Turner AK, Schuster RL. ROCKFALL CHARACTERIZATION AND CONTROL.
27. Castelli M, Amatruda G, Scavia C, Paro L, Forlati F. The IMIRILAND methodology: a proposal for a multidisciplinary risk assessment procedure with respect to large landslide. In: *Landslides: Evaluation and Stabilization/Glisserment de Terrain: Evaluation et Stabilisation*, Set of 2 Volumes. CRC Press; 2004. p. 229–35.
28. Stefano Vigna. ANALISI DI RISCHIO DA VALANGHE DI NEVE IN UN COMUNE IN VAL SESIA . [Torino]; 2020.
29. ARPA. [www.arpa.piemonte.it](http://www.arpa.piemonte.it) [Internet]. 2021 [cited 2021 Oct 15]. Available from: <http://www.arpa.piemonte.it/>
30. ROCSCIENCE. [www.rocscience.com](http://www.rocscience.com) [Internet]. 2021 [cited 2021 Oct 15]. Available from: [https://www.rocscience.com/about/news-events/course-2d-3d-slope-stability-analysis-2021?gclid=CjwKCAjwzaSLBhBJEiwAJSRokk6gC-m1QOA2aDXKQ-P7ujik5odx1Jo7pKvH53820sbM53ITmcXNhBoCMwiQAvD\\_BwE](https://www.rocscience.com/about/news-events/course-2d-3d-slope-stability-analysis-2021?gclid=CjwKCAjwzaSLBhBJEiwAJSRokk6gC-m1QOA2aDXKQ-P7ujik5odx1Jo7pKvH53820sbM53ITmcXNhBoCMwiQAvD_BwE)
31. N. Barton, T.L. BY, P. CHRYSSANTHAKIS. Comparison of prediction and performance 62m span sports hall in jointed gneiss. 1992;
32. E. Hoek, E.T. Brown. *Underground Excavations in Rock*. 1969.
33. Barton N, Choubey V. The shear strength of rock joints in theory and practice. *Rock Mechanics Felsmechanik Mécanique des Roches*. 1977 Dec 1;10(1–2):1–54.
34. TRB TEAM. [www.trb.org](http://www.trb.org).
35. S. Bandis, A.C. Lumsden, N.R. Barton. Experimental studies of scale effects on the shear behaviour of rock joints. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 1981;18(1):1–21.
36. Ivan Crobu. *Analisi di problemi connessi alla modellazione di crolli in roccia diffusi: un caso studio in Valsesia* . [Torino]; 2018.
37. Gary Sherman, Team QGIS. QGIS. 2002.

38. GEOPORTALE PIEMONTE. [www.geoportale.piemonte](http://www.geoportale.piemonte.it/geocatalogorp/) [Internet]. 2021 [cited 2021 Oct 15]. Available from: <http://www.geoportale.piemonte.it/geocatalogorp/>
39. Giulia Torsello. La modellazione del fenomeno di caduta massi a piccola scala: valutazione dei parametri necessari per analisi speditive. [Torino]; 2019.
40. Ministero delle Infrastrutture e dei Trasporti. [www.mit.gov.it](http://www.mit.gov.it) [Internet]. 2021 [cited 2021 Oct 15]. Available from: <https://www.mit.gov.it/>
41. ANAS S.P.A. [www.stradeanas.it](http://www.stradeanas.it) [Internet]. 2021 [cited 2021 Oct 15]. Available from: <https://www.stradeanas.it/it>
42. Felice Santagata. STRADE - Vol.1 e 2 - Teoria e tecnica delle costruzioni stradali. 2016.
43. Inc C. Caterpillar Performance Handbook 42 42 Caterpillar Performance Handbook Edition 42 1 [Internet]. 2012. Available from: <https://oos.midlandcorp.com/cat>.
44. Vallero G, de Biagi V, Barbero M, Castelli M, Napoli ML. A method to quantitatively assess the vulnerability of masonry structures subjected to rockfalls. *Natural Hazards*. 2020 Aug 1;103(1):1307–25.
45. Jan G. M. van Mier; Arjan F. Puijssers; Hans W. Reinhardt; and Theo Monnier. Load-Time Response of Colliding Concrete Bodies. *Journal of Structural Engineering*. 1991;117(2).
46. Lerda. *Analisi di Rischio per Valanghe di Neve*. 2008.
47. Lambert S, Kister B. Analysis of Existing Rockfall Embankments of Switzerland (AERES), part A: State of Knowledge Rempare View project Multi-scale Modelling of Landslides and Debris Flows (MuMoLaDe) View project [Internet]. 2017. Available from: <https://www.researchgate.net/publication/336374788>
48. Plassiard JP, Donzé FV. Rockfall impact parameters on embankments: A discrete element method analysis. *Structural Engineering International: Journal of the International Association for Bridge and Structural Engineering (IABSE)*. 2009 Aug;19(3):333–41.
49. Wang B, Cavers DS. A simplified approach for rockfall ground penetration and impact stress calculations. *Landslides*. 2008 Aug;5(3):305–10.
50. Lambert S, Kister B. Analysis of Existing Rockfall Embankments of Switzerland (AERES), part A: State of Knowledge mumolade View project [Internet]. 2017. Available from: <https://www.researchgate.net/publication/336374788>

## Capitolo 11 ALLEGATI

### 11.1 Calcolo del Fattore di Sicurezza per tutti i casi di Ln e al variare dell'inclinazione del giunto di trazione

	Ln 4m									
	LUNGHEZZA di ponti di roccia [%]	LUNGHEZZA ponti di roccia [m]	PESI		CONTRIBUTI			AZIONI		Fs
			GIUNTO	PONTI	ATTRITIVO PONTE [kN]	COESIVO PONTE [kN]	ATTRITIVO GIUNTO [kN]	R [kN]	E [kN]	
senza giunto	1%	0.16	0.99	0.01	18.98	2880.00	1265.61	4164.58	1832.38	2.27
	2%	0.32	0.98	0.02	37.95	5760.00	1252.83	7050.78	1832.38	3.85
	5%	0.8	0.95	0.05	94.88	14400.00	1214.47	15709.35	1832.38	8.57
	10%	1.6	0.90	0.10	189.76	28800.00	1150.55	30140.31	1832.38	16.45
	20%	3.2	0.80	0.20	379.51	57600.00	1022.71	59002.23	1832.38	32.20
	30%	4.8	0.70	0.30	569.27	86400.00	894.88	87864.14	1832.38	47.95
	50%	8	0.50	0.50	948.78	144000.00	639.20	145587.98	1832.38	79.45

Tabella 11.1 - Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=4m)

	Ln 4m									
	LUNGHEZZA di ponti di roccia [%]	LUNGHEZZA ponti di roccia [m]	PESI		CONTRIBUTI			AZIONI		Fs
			GIUNTO	PONTI	ATTRITIVO PONTE [kN]	COESIVO PONTE [kN]	ATTRITIVO GIUNTO [kN]	R [kN]	E [kN]	
caso 1	1%	0.04	0.99	0.01	6.91	720.00	518.06	1244.98	667.64	1.86
	2%	0.08	0.98	0.02	13.83	1440.00	512.83	1966.66	667.64	2.95
	5%	0.2	0.95	0.05	34.57	3600.00	497.13	4131.70	667.64	6.19
	10%	0.4	0.90	0.10	69.14	7200.00	470.96	7740.10	667.64	11.59
	20%	0.8	0.80	0.20	138.28	14400.00	418.64	14956.91	667.64	22.40
	30%	1.2	0.70	0.30	207.42	21600.00	366.31	22173.72	667.64	33.21
	50%	2	0.50	0.50	345.70	36000.00	261.65	36607.34	667.64	54.83

Tabella 11.2 - Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=4m)

	Ln 4m									
	LUNGHEZZA di ponti di roccia [%]	LUNGHEZZA ponti di roccia [m]	PESI		CONTRIBUTI			AZIONI		Fs
			GIUNTO	PONTI	ATTRITIVO PONTE [kN]	COESIVO PONTE [kN]	ATTRITIVO GIUNTO [kN]	R [kN]	E [kN]	
caso 2	1%	0.04	0.99	0.01	9.16	720.00	671.34	1400.50	667.64	2.10
	2%	0.08	0.98	0.02	18.31	1440.00	664.56	2122.87	667.64	3.18
	5%	0.2	0.95	0.05	45.78	3600.00	644.22	4290.00	667.64	6.43
	10%	0.4	0.9	0.1	91.56	7200.00	610.31	7901.87	667.64	11.84
	20%	0.8	0.8	0.2	183.13	14400.00	542.50	15125.63	667.64	22.66
	30%	1.2	0.7	0.3	274.69	21600.00	474.68	22349.38	667.64	33.48
	50%	2	0.5	0.5	457.82	36000.00	339.06	36796.88	667.64	55.11

Tabella 11.3 - Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=4m)

		Ln 4m								
	LUNGHEZZA di ponti di roccia [%]	LUNGHEZZA ponti di roccia [m]	PESI		CONTRIBUTI			AZIONI		Fs
			GIUNTO	PONTI	ATTRITIVO PONTE [kN]	COESIVO PONTE [kN]	ATTRITIVO GIUNTO [kN]	R [kN]	E [kN]	
caso 3	1%	0.04	0.99	0.01	11.48	720.00	826.79	1558.26	667.64	2.33
	2%	0.08	0.98	0.02	22.95	1440.00	818.44	2281.39	667.64	3.42
	5%	0.2	0.95	0.05	57.38	3600.00	793.38	4450.76	667.64	6.67
	10%	0.4	0.9	0.1	114.76	7200.00	751.63	8066.39	667.64	12.08
	20%	0.8	0.8	0.2	229.53	14400.00	668.11	15297.64	667.64	22.91
	30%	1.2	0.7	0.3	344.29	21600.00	584.60	22528.89	667.64	33.74
	50%	2	0.5	0.5	573.81	36000.00	417.57	36991.38	667.64	55.41

Tabella 11.4 - Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=4m)

		Ln 6m								
	LUNGHEZZA di ponti di roccia [%]	LUNGHEZZA ponti di roccia [m]	PESI		CONTRIBUTI			AZIONI		Fs
			GIUNTO	PONTI	ATTRITIVO PONTE [kN]	COESIVO PONTE [kN]	ATTRITIVO GIUNTO [kN]	R [kN]	E [kN]	
senza giunto	0.01	0.16	0.99	0.01	18.98	2880.00	1265.61	4164.58	1832.38	2.27
	0.02	0.32	0.98	0.02	37.95	5760.00	1252.83	7050.78	1832.38	3.85
	0.05	0.8	0.95	0.05	94.88	14400.00	1214.47	15709.35	1832.38	8.57
	0.1	1.6	0.9	0.1	189.76	28800.00	1150.55	30140.31	1832.38	16.45
	0.2	3.2	0.8	0.2	379.51	57600.00	1022.71	59002.23	1832.38	32.20
	0.3	4.8	0.7	0.3	569.27	86400.00	894.88	87864.14	1832.38	47.95
	0.5	8	0.5	0.5	948.78	144000.00	639.20	145587.98	1832.38	79.45

Tabella 11.5 - Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=6m)

		Ln 6m								
	LUNGHEZZA di ponti di roccia [%]	LUNGHEZZA ponti di roccia [m]	PESI		CONTRIBUTI			AZIONI		Fs
			GIUNTO	PONTI	ATTRITIVO PONTE [kN]	COESIVO PONTE [kN]	ATTRITIVO GIUNTO [kN]	R [kN]	E [kN]	
caso 1	0.01	0.06	0.99	0.01	8.77	1080.00	634.51	1723.28	846.85	2.03
	0.02	0.12	0.98	0.02	17.54	2160.00	628.10	2805.64	846.85	3.31
	0.05	0.3	0.95	0.05	43.85	5400.00	608.88	6052.73	846.85	7.15
	0.1	0.6	0.9	0.1	87.70	10800.00	576.83	11464.53	846.85	13.54
	0.2	1.2	0.8	0.2	175.40	21600.00	512.74	22288.13	846.85	26.32
	0.3	1.8	0.7	0.3	263.09	32400.00	448.65	33111.74	846.85	39.10
	0.5	3	0.5	0.5	438.49	54000.00	320.46	54758.95	846.85	64.66

Tabella 11.6 - Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=6m)

		Ln 6m								
	LUNGHEZZA di ponti di roccia [%]	LUNGHEZZA ponti di roccia [m]	PESI		CONTRIBUTI			AZIONI		Fs
			GIUNTO	PONTI	ATTRITIVO PONTE [kN]	COESIVO PONTE [kN]	ATTRITIVO GIUNTO [kN]	R [kN]	E [kN]	
caso 2	1%	0.06	0.99	0.01	10.47	1080.00	748.31	1838.79	846.85	2.17
	2%	0.12	0.98	0.02	20.94	2160.00	740.76	2921.70	846.85	3.45
	5%	0.3	0.95	0.05	52.36	5400.00	718.08	6170.43	846.85	7.29
	10%	0.6	0.9	0.1	104.71	10800.00	680.29	11585.00	846.85	13.68
	20%	1.2	0.8	0.2	209.42	21600.00	604.70	22414.12	846.85	26.47
	30%	1.8	0.7	0.3	314.13	32400.00	529.11	33243.24	846.85	39.25
	50%	3	0.5	0.5	523.55	54000.00	377.94	54901.49	846.85	64.83

Tabella 11.7 - Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=6m)

		Ln 6m								
	LUNGHEZZA di ponti di roccia [%]	LUNGHEZZA ponti di roccia [m]	PESI		CONTRIBUTI			AZIONI		Fs
			GIUNTO	PONTI	ATTRITIVO PONTE [kN]	COESIVO PONTE [kN]	ATTRITIVO GIUNTO [kN]	R [kN]	E [kN]	
caso 3	0.01	0.06	0.99	0.01	12.33	1080.00	870.97	1963.30	846.85	2.32
	0.02	0.12	0.98	0.02	24.65	2160.00	862.18	3046.83	846.85	3.60
	0.05	0.3	0.95	0.05	61.63	5400.00	835.78	6297.42	846.85	7.44
	0.1	0.6	0.9	0.1	123.27	10800.00	791.79	11715.06	846.85	13.83
	0.2	1.2	0.8	0.2	246.54	21600.00	703.82	22550.35	846.85	26.63
	0.3	1.8	0.7	0.3	369.81	32400.00	615.84	33385.65	846.85	39.42
	0.5	3	0.5	0.5	616.35	54000.00	439.89	55056.23	846.85	65.01

Tabella 11.8 - Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=6m)

		Ln 9m								
	LUNGHEZZA di ponti di roccia [%]	LUNGHEZZA ponti di roccia [m]	PESI		CONTRIBUTI			AZIONI		Fs
			GIUNTO	PONTI	ATTRITIVO PONTE [kN]	COESIVO PONTE [kN]	ATTRITIVO GIUNTO [kN]	R [kN]	E [kN]	
senza giunto	0.01	0.16	0.99	0.01	18.98	2880.00	1265.61	4164.58	1832.38	2.27
	0.02	0.32	0.98	0.02	37.95	5760.00	1252.83	7050.78	1832.38	3.85
	0.05	0.8	0.95	0.05	94.88	14400.00	1214.47	15709.35	1832.38	8.57
	0.1	1.6	0.9	0.1	189.76	28800.00	1150.55	30140.31	1832.38	16.45
	0.2	3.2	0.8	0.2	379.51	57600.00	1022.71	59002.23	1832.38	32.20
	0.3	4.8	0.7	0.3	569.27	86400.00	894.88	87864.14	1832.38	47.95
	0.5	8	0.5	0.5	948.78	144000.00	639.20	145587.98	1832.38	79.45

Tabella 11.9 - Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=9m)

caso 1	Ln 9m									
	LUNGHEZZA di ponti di roccia [%]	LUNGHEZZA ponti di roccia [m]	PESI		CONTRIBUTI			AZIONI		Fs
			GIUNTO	PONTI	ATTRITIVO PONTE [kN]	COESIVO PONTE [kN]	ATTRITIVO GIUNTO [kN]	R [kN]	E [kN]	
	0.01	0.09	0.99	0.01	10.32	1620.00	726.69	2357.01	996.20	2.37
	0.02	0.18	0.98	0.02	20.63	3240.00	719.35	3979.98	996.20	4.00
	0.05	0.45	0.95	0.05	51.58	8100.00	697.33	8848.91	996.20	8.88
	0.1	0.9	0.9	0.1	103.16	16200.00	660.63	16963.79	996.20	17.03
	0.2	1.8	0.8	0.2	206.33	32400.00	587.22	33193.55	996.20	33.32
	0.3	2.7	0.7	0.3	309.49	48600.00	513.82	49423.31	996.20	49.61
	0.5	4.5	0.5	0.5	515.82	81000.00	367.02	81882.83	996.20	82.20

Tabella 11.10 - Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=9m)

caso 2	Ln 9m									
	LUNGHEZZA di ponti di roccia [%]	LUNGHEZZA ponti di roccia [m]	PESI		CONTRIBUTI			AZIONI		Fs
			GIUNTO	PONTI	ATTRITIVO PONTE [kN]	COESIVO PONTE [kN]	ATTRITIVO GIUNTO [kN]	R [kN]	E [kN]	
	0.01	0.09	0.99	0.01	11.86	1620.00	828.37	2460.23	996.20	2.47
	0.02	0.18	0.98	0.02	23.73	3240.00	820.00	4083.73	996.20	4.10
	0.05	0.45	0.95	0.05	59.31	8100.00	794.90	8954.21	996.20	8.99
	0.1	0.9	0.9	0.1	118.63	16200.00	753.06	17071.69	996.20	17.14
	0.2	1.8	0.8	0.2	237.26	32400.00	669.39	33306.65	996.20	33.43
	0.3	2.7	0.7	0.3	355.89	48600.00	585.71	49541.60	996.20	49.73
	0.5	4.5	0.5	0.5	593.15	81000.00	418.37	82011.51	996.20	82.32

Tabella 11.11 - Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=9m)

caso 3	Ln 9m									
	LUNGHEZZA di ponti di roccia [%]	LUNGHEZZA ponti di roccia [m]	PESI		CONTRIBUTI			AZIONI		Fs
			GIUNTO	PONTI	ATTRITIVO PONTE [kN]	COESIVO PONTE [kN]	ATTRITIVO GIUNTO [kN]	R [kN]	E [kN]	
	0.01	0.09	0.99	0.01	13.22	1620.00	916.64	2549.86	996.20	2.56
	0.02	0.18	0.98	0.02	26.43	3240.00	907.38	4173.81	996.20	4.19
	0.05	0.45	0.95	0.05	66.08	8100.00	879.60	9045.69	996.20	9.08
	0.1	0.9	0.9	0.1	132.16	16200.00	833.31	17165.47	996.20	17.23
	0.2	1.8	0.8	0.2	264.32	32400.00	740.72	33405.04	996.20	33.53
	0.3	2.7	0.7	0.3	396.49	48600.00	648.13	49644.61	996.20	49.83
	0.5	4.5	0.5	0.5	660.81	81000.00	462.95	82123.76	996.20	82.44

Tabella 11.12 - Calcolo del fattore di sicurezza in condizioni puramente gravitative (Ln=9m)

## 11.2 Scheda Tecnica Guardrail

**CLASSE N2 BORDO LATERALE - BARRIERA 2 ONDE SINGOLA SU RILEVATO W7**

Clas N2 Bordo lateral - 2-ondas simple sobre base elevada W7  
 Germano Doppelwellen-Leitplanken Aufbaustufe N2, Wirkungsbereich W7  
 Classe N2 Bordo lateral - Clasăre 2 ondas simple sur scăriuță W7  
 Clase N2 Bordo lateral - Barrera de doble onda simple sobre base elevada W7

# N2-W7

2-waves

Caratteristiche Characteristics, Eigenschaften, Caracteristici	
Altezza fuori terra Height above ground level, Höhe über Grundboden, Hauteur hors sol, Altura sobre el suelo	750 ± 20 mm
Profondità d'infissione Depth of penetration, Rammtiefe, Profundeur de pénétration, Cengialat hirtacs	705 mm
Ingombro trasversale Overall width, Gesamtbreite, Coteur hors tout, Anchura total	190 mm
Interasse pali Post spacing, Stahlabstand, Distancă între posteaș, Distancia entre postes	4500 mm

Rapporti di prova Ciakli test raporte, Versuchsrichte, Conexos resultados d'ensais, Relaciones de pruebas										
Test n.	Facility	Test	Type	Barrier length m	Mass kg	Speed km/h	ASI max 1.4	THW max 33 km/h	D m	W m
PROVA 5.80	Asico	TS32	Laterale 20"	85,50	1.500	110	-	-	2,4	2,5-W7
PROVA 5.88	Asico	TS11	Laterale 20"	85,50	900	100	0,7-A	20	1,1	1,2-W7

Componenti Components, Bauteile, Componente, Elemente		
	Description Description	Material Material
019	Palo "U" U post, U-Stäbe, Postes en U, Poste "U"	10445 T8-4 (L=1400 mm)
19	Fascia 2 onde 2-wave beam, 2-Wellige Leitplanken, Clasăre 2 ondas, Banda doble onda	L=4500 T8-2,5 mm
34	Spillore complete Slot with nut and washer, Schraube komplett, Spillore complete, Tornillo completo con tuerca y arandela	M14x50 mm
13	Placina completa Full covering plate, Lochblechplatte, Plaque de couverture totale, Placa cubre-totura	100x40x4 mm

34 Marcegaglia Buildtech
CE 206212/N3192014
Marcegaglia Buildtech 35

Figura 11.1 – Scheda tecnica guardrail

## 11.3 Scheda Tecnica pala caricatrice per rimozione massi

		Specifications								Wheel Loaders Integrated Toolcarriers	
		904H		906H		907H		908H			
Flywheel Power, Net		39 kW	52 hp	51 kW	68.4 hp	51 kW	68.4 hp	58 kW	77.8 hp		
Gross		41 kW	55 hp	55 kW	73.8 hp	55 kW	73.8 hp	62 kW	83 hp		
Engine Model		MHI S4Q2-T		C3.4		C3.4		C3.4			
Rated Engine RPM		2400		2500		2500		2500			
Bore		88 mm	3.46"	94 mm	3.7"	94 mm	3.7"	94 mm	3.7"		
Stroke		103 mm	4.06"	120 mm	4.72"	120 mm	4.72"	120 mm	4.72"		
No. Cylinders		4		4		4		4			
Displacement		2.505 L	153 in <sup>3</sup>	3.331 L	203.3 in <sup>3</sup>	3.331 L	203.3 in <sup>3</sup>	3.331 L	203.3 in <sup>3</sup>		
Speeds Forward		km/h	mph	km/h	mph	km/h	mph	km/h	mph		
1st		7Lo	4	7 Lo	4	7 Lo	4	7 Lo	4		
2nd		20Hi	12	20 HI	12	20 HI	12	20 HI	12		
Speeds Reverse											
1st		7Lo	4	7 Lo	4	7 Lo	4	7 Lo	4		
2nd		20Hi	12	20 HI	12	20 HI	12	20 HI	12		
Hydraulic Cycle Time, Rated Load in Bucket:		Seconds		Seconds		Seconds		Seconds			
Raise		4.5		5		5		5			
Dump		0.8		2		2		2			
Lower (Empty, Float Down)		3.2		4		4		4			
Total		8.5		11		11		11			
Tread Width		1327 mm	4'4"	1420 mm	4'8"	1420 mm	4'8"	1590 mm	5'2"		
Width Over Tires		1642 mm	5'5"	1820 mm	5'11"	1820 mm	5'11"	1993 mm	78.6"		
Ground Clearance		287 mm	11"	301 mm	12"	301 mm	12"	340 mm	14"		
Fuel Tank Capacity		83 L	22 U.S. gal	52 L	13.7 U.S. gal	78 L	20.6 U.S. gal	78 L	20.6 U.S. gal		
Hydraulic Tank Capacity		30 L	7.9 U.S. gal	84 L	22.2 U.S. gal	84 L	22.2 U.S. gal	84 L	22.2 U.S. gal		
Hydraulic System Capacity (Includes tank)		43 L	11 U.S. gal	95 L	25.1 U.S. gal	95 L	25.1 U.S. gal	95 L	25.1 U.S. gal		

12

Figura 11.2 - Scheda di scelta del mezzo(43)

		Performance Data						Wheel Loaders Integrated Toolcarriers	
		● 904H						● Vertical Coupler	
Bucket Type		General Purpose			Multi-Purpose			Light Material	
Ground Engaging Type		Bare	Bolt-on Edges	Bolt-on Teeth	Bare	Bolt-on Edges	Bolt-on Teeth	Bolt-on Edges	Bolt-on Teeth
Rated bucket capacity (5)	m <sup>3</sup>	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	1.0
	yd <sup>3</sup>	0.78	0.78	0.78	0.78	0.78	0.78	0.78	1.31
Struck capacity (5)	m <sup>3</sup>	0.48	0.48	0.48	0.48	0.48	0.48	0.48	0.74
	yd <sup>3</sup>	0.63	0.63	0.63	0.63	0.63	0.63	0.63	0.97
Bucket width	mm	1780	1790	1780	1780	1790	1780	1890	1890
	ft/in	5'10"	5'11"	5'10"	5'10"	5'11"	5'10"	6'3"	6'3"
Dump clearance at full lift and 45° discharge (5)	mm	2377	2343	2377	2382	2348	2382	2191	2191
	ft/in	7'10"	7'9"	7'10"	7'10"	7'9"	7'10"	7'3"	7'3"
Reach at full lift and 45° discharge (5)	mm	664	677	664	669	681	669	801	801
	ft/in	2'2"	2'3"	2'2"	2'2"	2'3"	2'2"	2'8"	2'8"
Reach at 45° discharge and 2130 mm (7'0") clearance (5)	mm	917	895	917	952	—	952	—	—
	ft/in	3'0"	2'11"	3'0"	3'2"	—	3'2"	—	—
Reach with lift arms horizontal and bucket level	mm	1869	1902	1869	1874	1907	1874	2103	2103
	ft/in	6'2"	6'3"	6'2"	6'2"	6'3"	6'2"	6'11"	6'11"
Digging depth (5)	mm	91	107	91	58	74	58	100	100
	in	3.6	4.2	3.6	2.3	2.9	2.3	3.9	3.9
Overall length	mm	4693	4739	4693	4678	4726	4678	4940	4940
	ft/in	15'5"	15'7"	15'5"	15'5"	15'7"	15'5"	16'3"	16'3"
Overall height with bucket at full raise (5)	mm	3996	3996	3996	3949	3949	3949	4295	4295
	ft/in	13'2"	13'2"	13'2"	13'0"	13'0"	13'0"	14'1"	14'1"
Loader clearance circle with bucket in carry position	mm	3838	3859	3838	3840	3860	3840	3969	3969
	ft/in	12'8"	12'8"	12'8"	12'8"	12'8"	12'8"	13'1"	13'1"
Static tipping load, straight* (5)	kg	3085	3043	3088	2932	2890	2914	2962	2962
	lb	6801	6709	6764	6464	6371	6424	6530	6530
Static tipping load, full turn* (5)	kg	2608	2586	2590	2455	2412	2437	2485	2485
	lb	5750	5687	5710	5412	5318	5373	5478	5478
Breakout force (5)	kN	32.7	33.0	32.8	33.9	34.2	34.0	33.8	33.8
	lb	7356	7424	7379	7626	7694	7648	7604	7604
Operating weight*	kg	4468	4502	4482	4639	4673	4653	4578	4578
	lb	9850	9925	9881	10,227	10,302	10,258	10,093	10,093

12

\*Static tipping load and operating weights shown are with implements, cab, air conditioning, 12-16.5 tires, full fuel tank, operator and 75 kg (165 lb) counterweight.  
NOTE: Specifications and ratings conform to all applicable standards recommended by the Society of Automotive Engineers (SAE). SAE Standards J732 JUN92 and J742 FEB95 govern loader rating, denoted in the text by (5).

Figura 11.3 - scheda delle performance (43)

## Capitolo 12 Ringraziamenti

Giungendo al termine di questo mio lavoro di tesi di Laurea Magistrale, vorrei ringraziare calorosamente coloro i quali sono stati le mie guide durante la stesura e mi hanno aiutato nello sviluppo della documentazione. Durante questi mesi ho avuto l'opportunità di partecipare ad un progetto di tesi molto interessante e riguardante una tematica importante che si è rivelata ardua causa di alcuni argomenti del tutto nuovi con i quali mi sono interfacciato.

Mi preme ringraziare il relatore e i numerosi correlatori che si sono impegnati per permettermi di arrivare fino a qui. Pertanto, ringrazio la professoressa Monica Barbero che con fiducia mi ha proposto di seguire questo progetto, e si è sempre mostrata esaustiva e preparata nel fornirmi le spiegazioni. Ringrazio la professoressa Marta Castelli, che è stata fondamentale nel fornirmi i mezzi per poter affrontare la parte centrale del lavoro, ed affrontare l'analisi con il metodo IMIRILAND del quale è esperta. Ringrazio il Dott. Giovanni Cavagnino, che di fatto è il grande esperto della zona d'indagine, il quale si è messo a disposizione fornendomi una grande quantità di informazioni per poter portare a termine il lavoro; insieme a lui, ringrazio anche l'Unione Montana Valsesia, che si è resa più volte disponibile ad aiutarmi nelle ricerche.

Vorrei inoltre ringraziare l'Ing. Giulia Torsello, che con dedizione e pazienza mi ha molto aiutato nella parte di rappresentazione grafica in ambiente GIS, e la Dott.ssa Chiara Minella, che mi ha supportato durante tutti i sopralluoghi sul sito di indagine.

Tengo particolarmente a fare un ringraziamento al mio amico Ing. Lorenzo Milan, con il quale abbiamo condiviso il percorso universitario sin dal primo anno, e che mi ha sempre sapientemente supportato sia nella preparazione degli esami, che in questo lavoro di tesi appena concluso.

Ci sono state molte difficoltà durante questo arduo percorso, ma ciononostante, ci tengo a sottolineare che è stato un piacere poter lavorare al vostro fianco, ed imparare qualcosa di più in merito al mondo accademico.

Voglio ringraziare mia mamma e la mia famiglia, che mi hanno permesso di iniziare questo percorso.

Infine, certamente non per importanza, dico grazie a Chiara, che è stata sempre al mio fianco supportandomi in tutte le mie scelte. Grazie per avere sempre creduto in me, senza il tuo aiuto non sarei arrivato sino a qui.

## **Capitolo 13 Carte Prodotte**