

POLITECNICO DI TORINO

Dipartimento di Ingegneria Strutturale, Edile e Geotecnica

Corso di Laurea Magistrale in Ingegneria Civile



TESI DI LAUREA MAGISTRALE

A.A. 2018 – 2019

**La protezione del territorio nei confronti della caduta
massi: un caso studio nel comune di Exilles (TO)**

Relatori:

Prof.ssa Barbero Monica

Prof.ssa Castelli Marta

Ing. Vallero Gianmarco

Candidato:

Marco Desotgiu

17/04/2019

Sommario

Il fenomeno di caduta massi è definito come un movimento instabile che inizia con il distacco di una porzione di roccia e successivo moto verso valle. Il fenomeno si manifesta in maniera improvvisa e spesso senza segni premonitori. Risulta quindi di fondamentale importanza analizzare il fenomeno nelle zone a rischio per cercare di evitare o almeno attenuare i danni che tale evento può comportare.

Nel seguente elaborato si analizza il sito di Cels (comune di Exilles). In particolare è stata condotta una back-analysis dell'evento del 9/11/2011 riguardante la località di Morliere per la quale è stata effettuata anche un'analisi previsionale. Una volta rilevati in sito i dati relativi all'evento franoso, tramite il programma Rockyfor3D (Dorren et al., 2014) che utilizza un approccio di tipo rigid body, tridimensionale, probabilistico e stocastico, si è cercato di tarare il modello facendo variare i parametri fino ad arrivare alla ricostruzione dell'episodio osservato.

Fatto ciò, attraverso i file raster di output e la funzione “collettore”, si è proceduto alla valutazione delle traiettorie più probabili, distribuzione dell'energia cinetica, altezze di passaggio e zone di arresto. Tale analisi è stata eseguita utilizzando due approcci diversi per la determinazione della vegetazione. La back-analysis si conclude con una stima del grado di danneggiamento confrontando le energie restituite dall'analisi traiettografica con i danni osservati in sito.

Successivamente si è determinata una legge volume-tempo tarata sul sito in esame (De Biagi et al., 2017). Nota la legge, sono stati determinati i volumi corrispondenti a un tempo di ritorno di 20, 50 e 100 anni e, per ognuno di essi, è stata eseguita un'analisi traiettografica. Per quest'ultima sono state definite delle nuove nicchie di distacco che vanno a considerare le porzioni potenzialmente più instabili del pendio sovrastante la frazione di Morliere. Dall'analisi dei dati delle simulazioni è stata progettata un'opera di difesa contro il fenomeno di caduta massi. Infine, è stata eseguita un'ulteriore analisi, comprensiva dell'opera di difesa progettata, con lo scopo di valutare la pericolosità residua.

Sommario.....	3
Indice delle figure	9
Indice delle tabelle	18
Introduzione	21
1. La caduta massi.....	23
1.1 Sistemi di classificazione delle frane	23
1.2 Cause della caduta massi.....	27
1.3 Analisi cinematica del moto	31
1.3.1 Moto del blocco in aria.....	32
1.3.2 Interazioni del blocco con il pendio	34
1.3.3 Arresto del blocco.....	38
1.3.4 Effetti del volume del blocco	39
1.3.5 Effetti della forma del blocco	40
1.3.6 Effetti della vegetazione	41
2. Metodi di analisi	43
2.1 Classificazione in funzione delle dimensioni spaziali considerate	44
2.2 Classificazione in funzione della modalità di rappresentazione del blocco di roccia	45
2.3 Classificazione in funzione della tipologia di analisi utilizzata	46
2.4 Dati di input richiesti per le simulazioni	47
3. RockyFor3D.....	51
3.1 Descrizione del software	51
3.2 Input del modello	52
3.3 Simulazione con foresta	58
3.4 Simulazione con reti paramassi.....	60

3.5	Setup simulazioni	61
3.6	Caratteristiche principali del modello	63
3.7	Output del modello.....	72
3.8	Osservazioni sul software.....	75
4.	Caso studio.....	77
4.1	Descrizione storico-geografica del sito	77
4.2	Inquadramento climatico.....	78
4.3	Inquadramento geomorfologico e litologico	79
4.4	Descrizione dell'evento franoso del 9/11/2011.....	80
5.	Analisi del caso studio (Back analysis)	86
5.1	Creazione dei file di input	86
5.2	Assegnazione valori di input	92
5.2.1	Scabrezza del versante.....	92
5.2.2	Tipo di suolo.....	96
5.2.3	Vegetazione	98
5.2.4	Barriera paramassi	102
5.2.5	Definizione della nicchia di distacco e delle caratteristiche del blocco .	104
5.3	Risultati analisi con copertura forestale stimata sulla base del rilievo (analisi	
1)	105	
5.3.1	Area di invasione	106
5.3.2	Andamento dell'energia cinetica	107
5.3.3	Andamento delle velocità	109
5.3.4	Andamento dell'altezza di rimbalzo.....	112
5.3.5	Distribuzione dei depositi.....	113
5.3.6	Collettore 1 (barriera paramassi esistente)	114
5.3.7	Collettore 2 (abitazioni).....	117

5.4 Risultati analisi con copertura forestale individuata attraverso il tool FINT (analisi 2).....	120
5.4.1 Area di invasione	120
5.4.2 Andamento energia cinetica	121
5.4.3 Andamento della velocità	123
5.4.4 Andamento altezza di rimbalzo	124
5.4.5 Distribuzione depositi.....	125
5.4.6 Collettore 1 (barriera paramassi esistente)	126
5.4.7 Collettore 2 (abitazioni).....	129
5.5 Ottimizzazione analisi con copertura forestale individuata attraverso il tool FINT (analisi 3)	134
5.5.1 Area di invasione	135
5.5.2 Andamento dell'energia cinetica	136
5.5.3 Andamento della velocità	137
5.5.4 Andamento dell'altezza di rimbalzo.....	138
5.5.5 Distribuzione dei depositi.....	140
5.5.6 Collettore 1 (barriera paramassi esistente)	141
5.5.7 Collettore 2 (abitazioni).....	144
5.6 Analisi di danneggiamento.....	148
6. Analisi previsionale	153
6.1 Stima di una relazione tempo di ritorno-volume di progetto	154
6.1.1 Descrizione della metodologia utilizzata.....	154
6.1.2 Risultati ottenuti	156
6.2 Individuazione delle nicchie di distacco	161
6.3 Analisi traiettografica.....	162
6.3.2 Area di invasione	165

6.3.3	Andamento dell'energia cinetica	166
6.3.4	Andamento della velocità	171
6.3.5	Andamento dell'altezza di rimbalzo	173
6.3.6	Distribuzione dei depositi	178
6.3.7	Risultati collettori	180
7.	Progettazione intervento di difesa	193
7.1	Scelta della tipologia di intervento	193
7.2	Cenni teorici sulle barriere paramassi	195
7.3	Dimensionamento e verifica delle fondazioni	201
7.4	Progettazione barriere e tiranti di ancoraggio	206
7.4.1	Barriera n° 1	207
7.4.2	Barriera n° 2	209
7.4.3	Barriera n° 3	212
7.4.4	Barriera n° 4	214
7.4.5	Barriera n° 5	216
7.4.6	Barriera n° 6	218
7.4.7	Disposizione planimetrica delle barriere paramassi	220
7.4.8	Analisi dei prezzi	221
8.	Valutazione della pericolosità residua	222
8.1	Analisi volume 3 m ³ , tempo di ritorno 20 anni	222
8.1.1	Area di invasione	222
8.1.2	Andamento dell'energia cinetica	223
8.1.3	Andamento della velocità	225
8.1.4	Andamento dell'altezza di rimbalzo	225
8.1.5	Distribuzione dei depositi	227
8.1.6	Calcolo della pericolosità residua	227

8.2	Analisi volume 7 m ³ , tempo di ritorno 50 anni	228
8.2.1	Area di invasione	229
8.2.2	Andamento dell'energia cinetica	230
8.2.3	Andamento della velocità	231
8.2.4	Andamento dell'altezza di rimbalzo	232
8.2.5	Distribuzione dei depositi	233
8.2.6	Calcolo della pericolosità residua	233
8.3	Analisi volume 12.7 m ³ , tempo di ritorno 100 anni	234
8.3.1	Area di invasione	234
8.3.2	Andamento dell'energia cinetica	235
8.3.3	Andamento della velocità	236
8.3.4	Andamento dell'altezza di rimbalzo	237
8.3.5	Distribuzione dei depositi	238
8.3.6	Calcolo della pericolosità residua	239
9.	Conclusioni	240
	Ringraziamenti	244
	Bibliografia	245
	Sitografia:	252

Indice delle figure

Figura 1.1 – Raffigurazione di un cinematismo di crollo (WSGS)	23
Figura 1.2 – Raffigurazione di un cinematismo di ribaltamento (WSGS)	24
Figura 1.3 – Raffigurazione di un cinematismo di scivolamento: sinistra rotazionale, destra traslazionale (WSGS).....	24
Figura 1.4 – Raffigurazione di un cinematismo di espansione laterale (WSGS)	25
Figura 1.5 – Raffigurazione di un cinematismo di flusso (WSGS)	26
Figura 1.6 – Classificazione dei movimenti franosi (Varnes, 1978)	26
Figura 1.7 – Classificazione di Cruden e Varnes del 1995.....	27
Figura 1.8 – Orientamento discontinuità (Corso di meccanica delle rocce, 2017)....	28
Figura 1.9 – Stereogramma (Dips, Rocscience)	29
Figura 1.10 – Traiettoria del blocco e punto di collisione	33
Figura 1.11 – Modello di Pariseau e Voight (1979)	35
Figura 1.12 – Perdita di energia in funzione del rapporto tra i volumi (Giani, 1992) 39	
Figura 3.1 – Diagramma di flusso del codice di calcolo Rockyfor3D	52
Figura 3.2 – Contenuto della mappa raster dem.asc	53
Figura 3.3 – Altezza ostacolo rappresentativo MOH (Dorren e Heuvelink, 2004) ...	55
Figura 3.4 – Valori di riferimento scabrezze e tipologia suolo (Dorren e Heuvelink, 2004).....	56
Figura 3.5 – File tree.txt.....	58
Figura 3.6 – Steps necessari per la creazione mappe raster foresta (Dorren et al., 2014)	59
Figura 3.7 – Interfaccia grafico Rockyfor3D.....	61
Figura 3.8 – Settaggio parametri Rockyfor3D.....	62
Figura 3.9 – File raster necessari per eseguire una simulazione con foresta e reti paramassi	62
Figura 3.10 – Meccanismo di rimbalzo Rockyfor3D (Dorren et al., 2014)	64
Figura 3.11 – Tipologie di impatti (Dorren et al., 2014)	68
Figura 3.12 – Andamento funzioni per il calcolo dell'energia dissipata durante l'impatto con un albero (Dorren et al., 2014).....	69
Figura 3.13 – Calcolo della possibile direzione di caduta a seguito di un rimbalzo (Dorren et al., 2014)	70

Figura 3.14 – Memorizzazione variabili cinematiche (Dorren et al., 2014).....	72
Figura 3.15 – File contenente le impostazioni della simulazione.....	75
Figura 4.1 – Localizzazione borgata di Morliere (Google Maps)	78
Figura 4.2 – Massi messi in sicurezza post evento del 9/11/2011 (CFAVS, 2011) ..	81
Figura 4.3 – Porzione sostituita della barriera paramassi (CFAVS, 2011).....	81
Figura 4.4 – Foto dell’abitazione centrale tra le tre colpite; Il masso ha danneggiato la parete posteriore (Consorzio forestale alta Valle di Susa, 2011)	82
Figura 4.5 – Foto dell’abitazione più ad est che ha subito un collasso locale del paramento murario in laterizio	83
Figura 4.6 – Abitazione abitata colpita da un masso di 35 m ³ (Consorzio forestale alta Valle di Susa, 2011)	83
Figura 4.7 – Foto zona del rilievo, si nota una scabrezza elevata dovuta soprattutto a massi di elevate volumetrie	84
Figura 4.8 – Foto zona rilievo con masso fermato dalla vegetazione.....	85
Figura 4.9 – Foto vegetazione presente nella zona a monte di Morliere	85
Figura 5.1 – Modello digitale del terreno DTM (QGIS 2.18.28)	87
Figura 5.2 – Caricamento ortofoto (QGIS 2.18.28).....	87
Figura 5.3 – Georeferenziazione nicchia di distacco e barriera paramassi (QGIS 2.18.28).....	88
Figura 5.4 – Mappa poligoni scabrezza e tipologia suolo (QGIS 2.18.28)	89
Figura 5.5 – Tabella attributi scabrezza e tipologia di suolo (QGIS 2.18.28)	89
Figura 5.6 – Mappa numero di alberi (QGIS 2.18.28)	90
Figura 5.7 – Rasterizzazione della scabrezza Rg70 (QGIS 2.18.28).....	91
Figura 5.8 – Conversione del raster in formato ESRI ASCII Grid (QGIS 2.18.28)..	91
Figura 5.9 – Panoramica delle mappe raster (QGIS 2.18.28).....	92
Figura 5.10 – Mappa scabrezza rg70.asc analisi 1 (QGIS 2.18.28)	93
Figura 5.11 – Mappa scabrezza rg20.asc analisi 1 (QGIS 2.18.28)	93
Figura 5.12 – Mappa scabrezza rg10.asc analisi 1: in rosso la barriera paramassi esistenze, in verde chiaro le tre abitazioni colpite nell’evento del 9/11/2011 (QGIS 2.18.28).....	94
Figura 5.13 – Confronto scabrezza tra zona 1 (in alto) e zona 2 (in basso)	95
Figura 5.14 – Mappa tipologia di suolo, soil_type.asc (QGIS 2.18.28)	97

Figura 5.15 – Vegetazione presente in situ	99
Figura 5.16 – Interfaccia grafica FINT	100
Figura 5.17 – Mappa alberi FINT (QGIS 2.18.28)	101
Figura 5.18 – Mappa alberi ricavata attraverso il rilievo in sito (QGIS 2.18.28)....	101
Figura 5.19 – Numero di alberi per ettaro nella simulazione con FINT (QGIS 2.18.28)	102
Figura 5.20 – Diagramma energia dissipabile dalla barriera (Eurock, 1982)	103
Figura 5.21 – Shapefile della nicchia di distacco (QGIS 2.18.28)	104
Figura 5.22 – Posizionamento collettori (QGIS 2.18.28)	105
Figura 5.23 – Mappa ricostruzione evento 9/11/2011 (protocollo n. 877515 dell'11/11/2011)	106
Figura 5.24 – Area di invasione (QGIS 2.18.28)	107
Figura 5.25 – Valori del file raster E_mean.asc [kJ] (QGIS 2.18.28)	108
Figura 5.26 – Valori del file raster E_95Cl [kJ] (QGIS 2.18.28)	109
Figura 5.27 – Andamento delle velocità massime [m/s] (QGIS 2.18.28)	110
Figura 5.28 – Profilo altimetrico del pendio riferito alla linea rossa della figura in alto, valori in metri (QGIS 2.18.28)	111
Figura 5.29 – Altezza media del blocco in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)	112
Figura 5.30 – Massima altezza del blocco in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)	113
Figura 5.31 – Numero di depositi (QGIS 2.18.28)	114
Figura 5.32 – Frequenza assoluta (blu) e relativa (arancione) dell'energia cinetica, collettore 1	115
Figura 5.33 – Frequenza cumulata dell'energia cinetica, collettore 1	116
Figura 5.34 – Frequenza assoluta (blu) e relativa (arancione) delle velocità, collettore 1	116
Figura 5.35 – Frequenza cumulata delle velocità, collettore 1	117
Figura 5.36 – Frequenza assoluta (blu) e relativa (arancione) dell'energia cinetica, collettore 2	118
Figura 5.37 – Frequenza cumulata dell'energia cinetica, collettore 2	118
Figura 5.38 – Frequenza assoluta (blu) e relativa (arancione) della velocità, collettore 2	119
Figura 5.39 – Frequenza cumulata velocità, collettore 2	119

Figura 5.40 – Confronto area di invasione: blu analisi senza FINT, rosso analisi con FINT (QGIS 2.18.28)	121
Figura 5.41 – Valori del file raster E_mean.asc [kJ] (QGIS 2.18.28)	122
Figura 5.42 – Valori del file raster E_95Cl [kJ] (QGIS 2.18.28)	122
Figura 5.43 – Andamento delle velocità massime [m/s] (QGIS 2.18.28)	123
Figura 5.44 – Altezza media del blocco in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)	124
Figura 5.45 – Massima altezza del blocco in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)	125
Figura 5.46 – Numero di depositi (QGIS 2.18.28)	126
Figura 5.47 – Confronto frequenze relative energia cinetica, collettore 1: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione).....	127
Figura 5.48 – Confronto cumulata dell’energia cinetica, collettore 1: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione).....	128
Figura 5.49 – Confronto frequenze relative velocità, collettore 1: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione).....	128
Figura 5.50 – Confronto cumulata della velocità, collettore 1: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione).....	129
Figura 5.51 – Confronto frequenze relative energia cinetica, collettore 2: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione).....	130
Figura 5.52 – Confronto cumulata dell’energia cinetica, collettore 2: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione).....	131
Figura 5.53 – Confronto frequenze relative velocità, collettore 2: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione).....	131
Figura 5.54 – Confronto cumulata della velocità, collettore 2: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione).....	132
Figura 5.55 – Zone con scabrezze modificate (QGIS 2.18.28)	134
Figura 5.56 – Confronto aree di invasione: blu analisi senza FINT, rosso analisi con FINT (QGIS 2.18.28)	135
Figura 5.57 – Valori del file raster E_mean.asc [kJ] (QGIS 2.18.28)	136
Figura 5.58 – Valori del file raster E_95Cl [kJ] (QGIS 2.18.28)	137
Figura 5.59 – Andamento delle velocità massime [m/s] (2.18.28).....	138
Figura 5.60 – Altezza media del blocco in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)	139
Figura 5.61 – Massima altezza del blocco in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)	139

Figura 5.62 – Numero di depositi (QGIS 2.18.28)	140
Figura 5.63 – Confronto frequente relative energia cinetica, collettore 1: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione).....	141
Figura 5.64 – Confronto cumulata dell’energia cinetica, collettore 1: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione).....	142
Figura 5.65 – Confronto frequente relative velocità, collettore 1: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione).....	143
Figura 5.66 – Confronto cumulata della velocità, collettore 1: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione).....	143
Figura 5.67 – Confronto frequente relative energia cinetica, collettore 2: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione).....	144
Figura 5.68 – Confronto cumulata dell’energia cinetica, collettore 2: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione).....	145
Figura 5.69 – Confronto frequente relative velocità, collettore 2: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione).....	146
Figura 5.70 – Confronto cumulata della velocità, collettore 2: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione).....	146
Figura 5.71 – Danni riportati dalle tre abitazioni colpite a Morliere.....	149
Figura 5.72 – Danni riportati alle abitazioni colpite nell’evento di Fiumelatte.....	149
Figura 5.73 – Estrapolazione dei valori cumulati relativi alle energie osservate in corrispondenza delle tre abitazioni colpite	151
Figura 5.74 – Grado di perdita relativo alle 3 abitazioni colpite durante l’evento dell’9/11/2011 a Morliere.....	152
Figura 6.1 – Cumulata decrescente.....	157
Figura 6.2 – Distribuzione cumulata del volume dei blocchi	159
Figura 6.3 – Tool Curve Fitting di Matlab.....	160
Figura 6.4 – Rappresentazione della legge volume-tempo di ritorno.....	160
Figura 6.5 – Mappa pendenze (QGIS 2.18.28).....	161
Figura 6.6 – Nicchie di distacco, roccia nuda e pendenza uguale o maggiore del 45% (QGIS 2.18.28)	162
Figura 6.7 – Posizionamento delle tre file di collettori per un’analisi preliminare delle variabili cinematiche (QGIS 2.18.28).....	163

Figura 6.8 – Posizionamento dei sei collettori: in rosso la barriera paramassi esistente (QGIS 2.18.28)	164
Figura 6.9 – Aree di invasione: ocra 3 m ³ , blu 7 m ³ , rosso 12.7 m ³	165
Figura 6.10 – Valori del file E_mean.asc relativi al volume di progetto 3 m ³ [kJ] (QGIS 2.18.28).....	166
Figura 6.11 – Profilo altimetrico del pendio riferito alla linea viola nella figura in alto, valori in metri (QGIS 2.18.28)	167
Figura 6.12 – Valori del file E_mean.asc relativi al volume di progetto 7 m ³ [kJ] (QGIS 2.18.28).....	168
Figura 6.13 – Valori del file E_mean.asc relativi al volume di progetto 12.7 m ³ [kJ] (QGIS 2.18.28)	168
Figura 6.14 – Valori del file E_95Cl.asc relativi al volume di progetto 3 m ³ [kJ] (QGIS 2.18.28).....	169
Figura 6.15 – Valori del file E_95Cl.asc relativi al volume di progetto 7 m ³ [kJ] (QGIS 2.18.28).....	170
Figura 6.16 – Valori del file E_95Cl.asc relativi al volume di progetto 12.7 m ³ [kJ] (QGIS 2.18.28)	170
Figura 6.17 – Valori del file V_max.asc relativi al volume di progetto 3 m ³ [kJ] (QGIS 2.18.28).....	171
Figura 6.18 – Valori del file V_max.asc relativi al volume di progetto 7 m ³ [kJ] (QGIS 2.18.28).....	172
Figura 6.19 – Valori del file V_max.asc relativi al volume di progetto 12.7 m ³ [kJ] (QGIS 2.18.28)	172
Figura 6.20 – Altezza media del blocco da 3 m ³ in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)	173
Figura 6.21 – Profilo altimetrico riferito alla linea rossa della figura in alto, valori in metri (QGIS 2.18.28).....	174
Figura 6.22 – Altezza media del blocco da 7 m ³ in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)	175
Figura 6.23 – Altezza media del blocco da 12.7 m ³ in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)	175
Figura 6.24 – Altezza massima del blocco da 3 m ³ in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)	176

Figura 6.25 – Altezza massima del blocco da 7 m ³ in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)	177
Figura 6.26 – Altezza massima del blocco da 12.7 m ³ in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)	177
Figura 6.27 – Numero di depositi relativi al volume di progetto di 3 m ³ (QGIS 2.18.28)	178
Figura 6.28 – Numero di depositi relativi al volume di progetto di 7 m ³ (QGIS 2.18.28)	179
Figura 6.29 – Numero di depositi relativi al volume di progetto di 12.7 m ³ (QGIS 2.18.28)	179
Figura 6.30 – Confronto cumulata della velocità, collettore n° 1	181
Figura 6.31 – Confronto cumulata dell'energia cinetica, collettore n° 1	181
Figura 6.32 – Confronto cumulata dell'altezza di rimbalzo, collettore n° 1	182
Figura 6.33 – Confronto cumulata della velocità, collettore n° 2	183
Figura 6.34 – Confronto cumulata dell'energia cinetica, collettore n° 2	183
Figura 6.35 – Confronto cumulata dell'altezza di rimbalzo, collettore n° 2	184
Figura 6.36 – Confronto cumulata della velocità, collettore n° 3	185
Figura 6.37 – Confronto cumulata dell'energia cinetica, collettore n° 3	185
Figura 6.38 – Confronto cumulata dell'altezza di rimbalzo, collettore n° 3	186
Figura 6.39 – Confronto cumulata della velocità, collettore n° 4	187
Figura 6.40 – Confronto cumulata dell'energia cinetica, collettore n° 4	187
Figura 6.41 – Confronto cumulata dell'altezza di rimbalzo, collettore n° 4	188
Figura 6.42 – Confronto cumulata della velocità, collettore n° 5	189
Figura 6.43 – Confronto cumulata dell'energia cinetica, collettore n° 5	189
Figura 6.44 – Confronto cumulata dell'altezza di rimbalzo, collettore n° 5	190
Figura 6.45 – Confronto cumulata dell'energia cinetica, collettore n° 6	191
Figura 6.46 – Confronto cumulata dell'altezza di rimbalzo, collettore n° 6	191
Figura 6.47 – Confronto cumulata dell'altezza di rimbalzo, collettore n° 6	192
Figura 7.1 – A: sentiero di montagna a valle della barriera paramassi esistente; B: montaggio della barriera con l'ausilio dell'elicottero (Verbale di sopralluogo N° 01/2002)	194

Figura 7.2 – Elementi costitutivi della barriera paramassi, vista laterale (ETAG027, 2008).....	195
Figura 7.3 - Elementi costitutivi della barriera paramassi, vista frontale (ETAG027, 2008).....	196
Figura 7.4 – Configurazione del crash test per ottenere la marcatura CE (Maccaferri)	196
Figura 7.5 – Schema per il calcolo dell'altezza di intercettazione (Barbero, 2016)	199
Figura 7.6 – Schema tirante di ancoraggio	201
Figura 7.7 – Abaco per la determinazione di qS negli ammassi rocciosi in funzione della pressione di iniezione della malta (Bustamante e Doix, 1985).....	203
Figura 7.8 – Posizionamento barriere paramassi (QGIS 2.18.28)	206
Figura 7.9 – Disposizione planimetrica definitiva delle barriere paramassi progettate (QGIS 2.18.28)	220
Figura 8.1 – Confronto area di invasione: giallo senza barriere, viola con barriere (QGIS 2.18.28)	223
Figura 8.2 – Confronto file E_mean.asc: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	224
Figura 8.3 – Confronto file E_95Cl.asc: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	224
Figura 8.4 – Confronto velocità massime: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	225
Figura 8.5 – Confronto altezza media: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	226
Figura 8.6 – Confronto altezza massima: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	226
Figura 8.7 – Confronto numero di depositi: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	227
Figura 8.8 – Confronto area di invasione: celeste senza le barriere, rosa con barriere (QGIS 2.18.28)	229
Figura 8.9 – Confronto file E_mean.asc: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	230

Figura 8.10 – Confronto file E_95Cl.asc: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	231
Figura 8.11 – Confronto velocità massime: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	231
Figura 8.12 – Confronto altezza media: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	232
Figura 8.13 – Confronto altezza massima: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	232
Figura 8.14 – Confronto numero di depositi: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	233
Figura 8.15 – Confronto area di invasione: celeste senza barriere, rosa con barriere (QGIS 2.18.28)	235
Figura 8.16 – Confronto file E_mean.asc: sinistra senza barriera, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	236
Figura 8.17 – Confronto file E_mean.asc: sinistra senza barriera, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	236
Figura 8.18 – Confronto velocità massime: sinistra senza barriera, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	237
Figura 8.19 – Confronto altezza media: sinistra senza barriera, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	238
Figura 8.20 – Confronto altezza massime: sinistra senza barriera, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	238
Figura 8.21 – Confronto numero di depositi: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)	239

Indice delle tabelle

Tabella 1.1 – Coefficienti di restituzione (Richards, 1988).....	37
Tabella 1.2 – Coefficienti di restituzione (Pfeiffer e Bowen, 1989).....	38
Tabella 1.3 – coefficienti di restituzione (Rocscience, 2000).....	38
Tabella 3.1 – Tipi di suolo Rockyfot3D e valori di R_n (Dorren et al., 2014).....	57
Tabella 3.2 – Probabilità in % dell'intervallo dell'angolo di deviazioni in funzione della velocità.....	71
Tabella 3.3 – Probabilità in % della deviazione di caduta dovuta all'impatto contro un albero	71
Tabella 4.1 – Temperature medie, massime e minimi in funzione della fascia altimetrica nel periodo 1958-2009 (Arpa Piemonte).....	78
Tabella 4.2- Cumulata media delle precipitazioni annue relative al periodo 1958-2009 (Arpa Piemonte)	79
Tabella 4.3 – Percentuale rispetto al totale annuo delle precipitazioni cumulate medie mensili riferite all'arco temporale 1958-2009 (Arpa Piemonte)	79
Tabella 5.1 – Valori scabrezze zone 1 e 2, simulazioni 1 e 2.....	95
Tabella 5.2 – Valori scabrezze zone 1 e 2, simulazione 3	95
Tabella 5.3 – Valori coefficienti di restituzione in funzione del suolo.....	96
Tabella 5.4 – Alberi e relativi diametri misurati in situ.....	98
Tabella 5.5 – Caratteristiche vegetazione	98
Tabella 5.6 – Valori di input comuni ad entrambe le simulazioni.....	104
Tabella 5.7 – Elaborazione dati sul collettore 1 (barriera paramassi esistente).....	115
Tabella 5.8 – Elaborazione dati collettore 2 (abitazioni).....	117
Tabella 5.9 – Elaborazioni dati collettore 1 (barriera paramassi esistente)	127
Tabella 5.10 – Elaborazione dati collettore 2 (abitazioni).....	130
Tabella 5.11 – Elaborazione dati collettore 1 (barriera paramassi esistente)	141
Tabella 5.12 – Elaborazione dati collettore 2 (abitazioni).....	144
Tabella 5.13 – Classi di danno per la valutazione della vulnerabilità (Regione Lombardia, 2001)	151
Tabella 5.14 – Valori di vulnerabilità per le 3 abitazioni colpite a Morliere nell'evento del 9/11/2011	152
Tabella 6.1 – Volumi rilevati al piede	156

Tabella 6.2 – Valori rilevati estesi all’area omogenea.....	157
Tabella 6.3 – Catalogo C, eventi storici registrati	158
Tabella 6.4 – Catalogo C*	158
Tabella 6.5 – Lista F*	159
Tabella 6.6 – Valori di input delle simulazioni	164
Tabella 6.7 – Elaborazione dati sui collettori per il volume di progetto di 3 m ³	180
Tabella 6.8 – Elaborazione dati sui collettori per il volume di progetto di 7 m ³	180
Tabella 6.9 – Elaborazione dati sui collettori per il volume di progetto di 12.7 m ³	180
Tabella 7.1 – 95° percentile dell’energia cinetica per i 6 collettori e le tre volumetrie di progetto.....	194
Tabella 7.2 – Classi energetiche definite in funzione della capacità di assorbimento MEL e SEL.....	197
Tabella 7.3 – Valori del coefficiente α (Viggiani, 1999)	202
Tabella 7.4 – Scelta dell’abato per la determinazione di qS in funzione del materiale (Bustamante e Doix, 1985).....	203
Tabella 7.5 – Coefficienti parziali per le azioni o per l’effetto delle azioni (Tabella 6.2.I NTC 2018)	204
Tabella 7.6 – Coefficienti parziali per i parametri geotecnici del terreno (Tabella 6.2.II NTC 2018).....	204
Tabella 7.7 – Coefficienti parziali per la resistenza degli ancoraggi (Tabelle 6.6.I NTC 2018).....	204
Tabella 7.8 – Fattori di correlazione per derivare la resistenza caratteristica dalle prove geotecniche, in funzione del numero n di profili di indagine (Tabella 6.6.III NTC2018)	204
Tabella 7.9 – Frattili al 95% ricavati dall’analisi traiettografica per il volume di progetto di 3 m ³	206
Tabella 7.10 – Caratteristiche e costo delle barriere paramassi.....	221
Tabella 8.1 – Blocchi arrestati in corrispondenza delle barriere progettate (vol. 3 m ³)	228
Tabella 8.2 – Blocchi arrestati in corrispondenza delle barriere progettate (vol. 7 m ³)	234

Tabella 8.3 – Blocchi arrestati in corrispondenza delle barriere progettate (vol. 12.7 m3).....	239
---	-----

Introduzione

Nel seguente elaborato si analizza il fenomeno di caduta massi verificatosi il 9 Novembre 2011 nel sito di Morliere (comune di Exilles, TO) per il quale è stata successivamente eseguita un'analisi previsionale. Dai risultati di quest'ultima è stato dimensionato un intervento di difesa. Infine, è stata eseguita un'ulteriore analisi traiettografica per testare l'efficacia dell'intervento di difesa proposto e valutare la pericolosità residua.

L'elaborato è diviso in tre parti. Nella prima sono descritti i caratteri principali del fenomeno di caduta massi, con particolare riguardo alle fasi del moto di un blocco lungo un versante e ai parametri che ne influenzano la progressione (capitolo 1). Sono quindi analizzati i metodi disponibili per l'analisi di propagazione (capitolo 2). Nel capitolo 3 si introduce il software utilizzato nella presente tesi, Rockyfor3D (Dorren et al., 2014), che implementa il metodo tridimensionale con approccio stocastico. Inoltre, permette di eseguire analisi tenendo in considerazione: la distribuzione spaziale e relative caratteristiche della vegetazione, l'eventuale presenza di barriere paramassi e volume, forma e dimensione dei blocchi simulati.

La seconda parte è dedicata alla back-analysis di un evento di caduta massi avvenuto il 9/11/2011 che ha interessato tre abitazioni collocate nella porzione a monte dell'abitato di Morliere. Sulla base delle informazioni rilevate in sito e tramite successive analisi a ritroso, si è tarato il modello consentendo di caratterizzare i parametri del versante. Successivamente sono state eseguite tre differenti analisi: la prima, tarata sull'evento del 9/11/2011 e le altre due per indagare l'effetto della densità di vegetazione. La back-analysis si conclude con una stima del grado di danneggiamento con lo scopo di verificare se le energie ricavate dall'analisi traiettografica siano compatibili con il danneggiamento osservato in sito.

La terza parte è dedicata all'analisi previsionale di possibili scenari futuri. È stata determinata una legge volume-tempo di ritorno attraverso l'applicazione di una metodologia che necessita di dati storici e di un rilievo in situ (De Biagi et al., 2017). Tale relazione cerca di risolvere il problema legato all'impossibilità di definire una probabilità

di distacco su base “meccanica”, allineandosi quindi ai criteri di progettazione moderni che seguono un approccio probabilistico. Una volta ricavata la legge, sono stati scelti alcuni periodi di ritorno e i rispettivi volumi, sulla base dei quali è stata eseguita una nuova analisi traiettografica. Per quest’ultima si sono individuate delle nuove nicchie di distacco che comprendono le aree con maggiore propensione al distacco della parete rocciosa che sovrasta l’abitato di Morliere, definite dalla contemporaneità delle due condizioni: roccia esposta priva di vegetazione e pendenza uguale o superiore al 45%. Analizzando i risultati ottenuti in termini di energia cinetica, velocità, altezza di rimbalzo e depositi dei blocchi, si è proceduto al dimensionamento e alla verifica di un intervento di difesa che consiste in una serie di barriere paramassi a rete. Infine, sono state effettuate delle nuove analisi traiettografiche in presenza delle barriere paramassi progettate con lo scopo di valutare la pericolosità residua. Infatti, non tutti i blocchi simulati e in particolare quelli aventi volumetrie elevate vengono arrestati dalle opere di difesa proposte.

1. La caduta massi

La caduta massi è un tipo di instabilità di versante che consiste nel movimento di una massa rocciosa lungo pendii naturali o artificiali. Per essere classificata come tale, le volumetrie dei singoli blocchi devono essere comprese tra $0.02\text{-}5\text{ m}^3$ e non devono interagire tra di loro. Qualora le volumetrie fossero notevoli, vengono utilizzate due denominazioni: se il volume totale è maggiore di 1000 m^3 e comprende blocchi di varia grandezza che interagiscono tra di loro comportandosi come un'unisco grande blocco, si parla di crollo di massa. Mentre se la massa che cade ha un volume maggiore di 10^6 m^3 si parla di valanga di roccia. Il verificarsi di tale tipologia di instabilità dipende da molteplici fattori che verranno esaminati nel seguito.

1.1 Sistemi di classificazione delle frane

Una delle classificazioni più famose è quella realizzata da Varnes la quale distingue sei varietà di cinematismi (Varnes, 1978).

1) Crollo

È caratterizzato da movimenti improvvisi di rocce e massi che si staccano da pendii molto ripidi. La separazione avviene lungo le discontinuità e il moto è di caduta libera e successivi rimbalzi e rotolamento. Hanno grande influenza la gravità, gli agenti atmosferici e la presenza di acqua interstiziale.

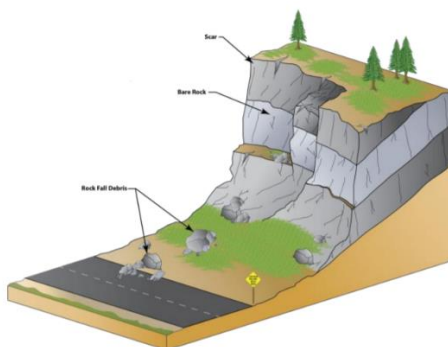


Figura 1.1 – Rappresentazione di un cinematismo di crollo (WSGS)

2) Ribaltamento

È la rotazione di una porzione di materiale rispetto a uno specifico punto. Elevata influenza da parte della gravità, azione meccaniche e pressioni interstiziali. In genere riguarda blocchi snelli.

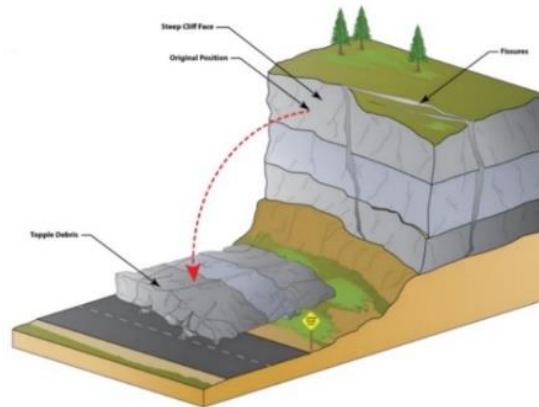


Figura 1.2 – Rappresentazione di un cinetismo di ribaltamento (WSGS)

3) Scivolamento traslazionale o rotazionale

È presente una zona con caratteristiche meccaniche scadenti che separa il materiale superiore che scorre da quello sottostante che risulta stabile. Nello scivolamento rotazionale la superficie di scorrimento è concava mentre in quello traslazionale si ha un piano di scorrimento planare.

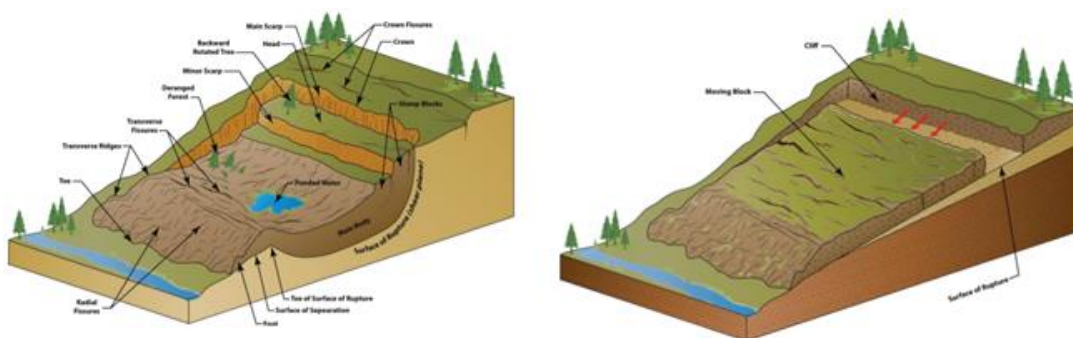


Figura 1.3 – Rappresentazione di un cinetismo di scivolamento: sinistra rotazionale, destra traslazionale (WSGS)

4) Espansione laterale

Solitamente avviene su pendii poco acclivi o su terreni pianeggianti. Il movimento è principalmente laterale ed è accompagnato da fratture di taglio e trazione. La rottura è causata dalla liquefazione che è un processo nel quale terreni privi di coesione passano da uno stato solido a uno stato liquido. In genere la liquefazione è causata da un rapido movimento del terreno come per esempio avviene durante un terremoto.

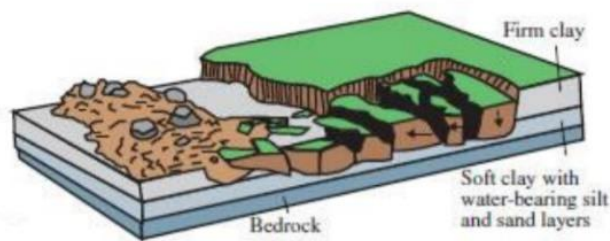


Figura 1.4 – Raffigurazione di un cinematisma di espansione laterale (WSGS)

5) Flusso

È possibile distinguere cinque tipologie di flusso:

- Debris flow o flusso di detriti. Esso consiste in un rapido movimento di una massa eterogenea costituita da roccia, terreno sciolto e acqua che forma un impasto. In genere sono causati da forti precipitazioni che generano flussi superficiali oppure dal rapido scioglimento della neve che va ad erodere i pendii e terreni trasportando con sé il materiale.
- Debris avalanche o valanga di detriti. Stesse caratteristiche del debris flow ma con movimenti estremamente rapidi.
- Earth flow o flusso di terra. Riguarda soprattutto i terreni a grana fine come terre argillose sature ma anche su terreni granulari in condizioni drenate. In genere presenta una forma allungata.
- Mud flow o colate di fango. È un flusso di terreno misto ad acqua che si muove con una velocità molto elevata. Per essere definito tale almeno il cinquanta per cento della massa movimentata dev'essere costituito da sabbia, limo e argilla e il materiale deve essere altamente plastico e liquido (Hung et al., 2001).

- Creep che sono movimenti estremamente lenti misurabili solo con l'ausilio di strumentazione apposita. Il moto è causato da sforzi di taglio che generano deformazioni plastiche. Esistono tre tipologie di creep.
 1. Stagionali, dovute ai cambiamenti stagionali nella composizione del terreno e temperatura;
 2. Continue dove gli sforzi di taglio eccedono la resistenza del materiale;
 3. Progressive, dove il pendio sta raggiungendo il fallimento.

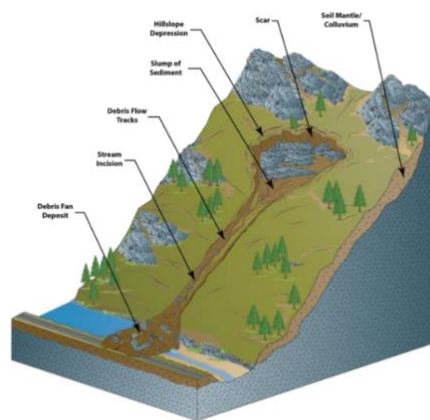


Figura 1.5 – Rappresentazione di un cinematisma di flusso (WSGS)

- 6) Complesso, è la combinazione di due o più meccanismi visti in precedenza.

Combinando i cinematismi sopra riportati con tre tipologie di materiale (roccia, detrito e terreno), Varnes redige una classificazione dei movimenti franosi.

TYPE OF MOVEMENT		TYPE OF MATERIAL		
		BEDROCK	ENGINEERING SOILS	
			Predominantly coarse	Predominantly fine
FALLS		Rock fall	Debris fall	Earth fall
TOPPLES		Rock topple	Debris topple	Earth topple
SLIDES	ROTATIONAL	Rock slide	Debris slide	Earth slide
	TRANSLATIONAL			
LATERAL SPREADS		Rock spread	Debris spread	Earth spread
FLOWS		Rock flow (deep creep)	Debris flow (deep creep)	Earth flow (deep creep)
COMPLEX		Combination of two or more principal types of movement		

Figura 1.6 – Classificazione dei movimenti franosi (Varnes, 1978)

Esiste un'estensione della classificazione di Varnes, realizzata sempre da lui in collaborazione con Cruden (1995), che prende in considerazione come unico parametro la velocità. Questa è molto importante in quanto risulta direttamente collegata con il danno.

classe	descrizione	danni osservabili	scala delle velocità	
1	ESTREM. LENTO	Impercettibile senza strumenti di monitoraggio. Costruzione di edifici possibile con precauzioni.	16 mm/anno	$5 \cdot 10^{-10}$ m/s
2	MOLTO LENTO	Alcune strutture permanenti possono non essere danneggiate dal movimento.	1.6 m/anno	$5 \cdot 10^{-8}$ m/s
3	LENTO	Possibilità di intraprendere lavori di rinforzo e restauro durante il movimento. Le strutture meno danneggiabili possono essere mantenute con frequenti lavori di rinforzo se lo spostamento totale non è troppo grande durante una particolare fase di accelerazione.	13 m/mese	$5 \cdot 10^{-6}$ m/s
4	MODERATO	Alcune strutture temporanee o poco danneggiabili possono essere mantenute	1.8 m/h	$5 \cdot 10^{-4}$ m/s
5	RAPIDO	Evacuazione possibile. Distruzione di strutture, immobili ed installazioni permanenti.	3 m/min	$5 \cdot 10^{-2}$ m/s
6	MOLTO RAPIDO	Perdita di alcune vite umane. Velocità troppo elevata per permettere l'evacuazione delle persone.	5 m/s	5 m/s
7	ESTREM. RAPIDO	Catastrofe di eccezionale violenza. Edifici distrutti per l'impatto del materiale spostato. Molti morti. Fuga impossibile.		

Figura 1.7 – Classificazione di Cruden e Varnes del 1995

Fatta questa breve introduzione nel successivo paragrafo si va ad analizzare la dinamica del moto e in particolare si considera il crollo in roccia essendo il materiale e la tipologia di cinematismo riguardanti il caso studio oggetto di questa tesi.

1.2 Cause della caduta massi

Il verificarsi di un evento di caduta massi dipende da una serie di cause tra cui: le diverse stratigrafie, degradazione o alterazione chimica della roccia, condizioni atmosferiche in termini di vento, pioggia e cicli gelo disgelo, pressioni interstiziali, espansione delle radici, sismi e azioni artificiali. In particolare, esistono dei fattori geologici che sono predisponenti verso il fenomeno in esame: litologia, qualità della

matrice rocciosa e le caratteristiche delle discontinuità. Queste ultime vengono classificate attraverso nove parametri dei quali, a seguire, viene fornita una breve spiegazione.

1) Orientamento

Rappresenta l'orientamento di una discontinuità nello spazio e viene individuata univocamente attraverso due angoli misurati in sito con una bussola geologica.

- Inclinazione rispetto al piano orizzontale (dip) $\psi = [0-90^\circ]$;
- Immersione rispetto al Nord (dip direction) o direzione di immersione $\alpha = [0-360^\circ]$;

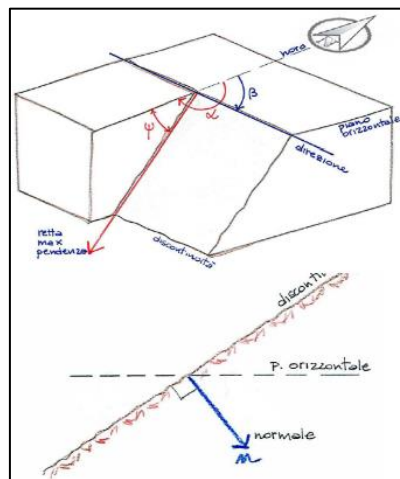


Figura 1.8 – Orientamento discontinuità (Corso di meccanica delle rocce, 2017)

La discontinuità può anche essere rappresentata dalla retta normale al piano che prende il nome di polo e viene caratterizzato con gli stessi angoli secondo le seguenti relazioni;

- Inclinazione, $\psi_{\text{polo}} = 90^\circ - \psi_{\text{piano}}$
- Immersione, $\alpha_{\text{polo}} = \alpha_{\text{piano}} + 180^\circ$

La rappresentazione grafica di una discontinuità, o di qualunque pian orientato nello spazio, avviene attraverso lo stereogramma.

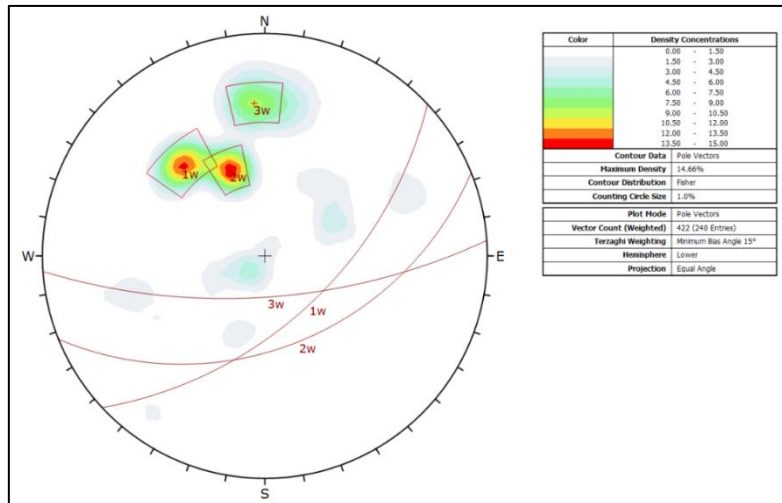


Figura 1.9 – Stereogramma (Dips, Rocscience)

2) Spaziatura delle discontinuità

Indica quanto è fratturato l'ammasso roccioso. Date due discontinuità parallele, la spaziatura è definita come la distanza tra di esse misurata in direzione normale. Si nota però che all'aumentare del numero di discontinuità, l'istogramma delle spaziature non varia considerevolmente al variare della posizione dello strumento di misura (bandella). Allora, ci si può riferire alla spaziatura media oppure alla frequenza delle discontinuità. Esistono anche errori di misura che vengono corretti con opportuni metodi che qui non verranno descritti.

3) Persistenza

È il parametro che indica l'estensione della discontinuità; Data l'impossibilità di conoscere l'intero ammasso roccioso, generalmente si considera solo la traccia visibile sul fronte. Le discontinuità sono intervallate da zone in cui la roccia è intatta che prendono il nome di ponti di roccia.

4) Scabrezza e ondulosità

Rappresenta la rugosità delle superfici delle discontinuità. Nella valutazione dell'orientamento, si ignora l'effettiva forma della discontinuità e si considera il piano medio. Se però si vuole valutare la sua resistenza, la forma ha un ruolo fondamentale in quanto le sue asperità contribuiscono alla rigidità. Queste hanno

un carattere “frattale auto affine”, ovvero la stessa forma si ripete a scale diverse; in particolare, si nota che man mano che si ingrandisce le asperità sono sempre più inclinate. Allora si fissiamo due dimensioni:

- In situ, sulla discontinuità esposta, si utilizza una stadia che viene appoggiata sul profilo e si misura l'angolo i che rappresenta l'ondulosità.
- Su un campione di 10 centimetri tramite il profilometro di Barton si definisce il JCR (Join Roughness Coefficient) che è il parametro che definisce la scabrezza.

5) Resistenza delle pareti

È la resistenza a compressione del materiale costituente le pareti delle discontinuità. È misurata sperimentalmente con uno strumento chiamato sclerometro che, in funzione del numero di rimbalzi, fornisce la resistenza a compressione che viene espressa tramite il coefficiente JCS (join compressive strength). La resistenza che si ottiene può essere diversa da quella della roccia intatta in quanto le discontinuità possono subire processi di alterazione dovuti all'acqua che percola.

6) Apertura delle discontinuità

L'apertura è definita come la distanza media tra i due lembi della frattura. Le discontinuità possono essere:

- Aperte, in genere si trovano nella parte alta del pendio e nei cambi di trazione;
- Chiuse, solitamente nella parte più bassa e in zone compresse.

7) Riempimento

Rappresenta il materiale presente all'interno delle fratture. Tale materiale influenza la resistenza a taglio delle discontinuità e questa importanza cresce ancora in presenza di acqua.

8) Presenza d'acqua

La presenza d'acqua è tipicamente quella che ricopre un ruolo maggiormente peggiorativo nei confronti della resistenza dell'ammasso roccioso. La sua stima all'interno delle discontinuità è molto difficile e per tale motivo vengono definite indicazioni qualitative secondo diversi gradi di filtrazione.

9) Numero di sistemi di discontinuità

Influenza sia il comportamento meccanico che l'aspetto esteriore dell'ammasso roccioso. In particolare, il numero dei sistemi di discontinuità e il loro orientamento determinano la tipologia di meccanismo preferenziale e la forma dei blocchi mentre i valori di spaziatura e persistenza il volume del blocco.

Per quanto riguarda la resistenza della roccia questa va ad influenzare il verificarsi o meno del fenomeno. Inoltre, è uno dei parametri che condiziona la tipologia di cinematismo lungo il pendio e la distanza percorsa intesa come impronta tridimensionale di frana.

1.3 Analisi cinematica del moto

Nell'analisi del moto di un masso che cade è possibile distinguere cinque fasi (di seguito elencate) che possono essere raggruppate in due eventi separati che sono: il distacco e la propagazione. Questa distinzione è anche dovuta al fatto che attualmente non esiste nessun software/modello che studi l'intero fenomeno dall'origine fino all'arresto. Esistono software con i quali è possibile stimare la zona di distacco e le condizioni iniziali e altri che studiano il moto, a distacco avvenuto, fino all'arresto. Inoltre, l'intero fenomeno è affetto da incertezze e, in base al livello di conoscenza dei parametri che entrano in gioco, si applica un determinato procedimento. Nel seguente elaborato si è utilizzato il software Rockyfor3D che verrà illustrato successivamente (capitolo 3) e che utilizza un algoritmo che prevede un modello stocastico. Detto ciò, a seguire vengono elencate le varie fasi presenti in un fenomeno di caduta massi.

- 1) Distacco del blocco dal versante e in particolare l'area di distacco, le dimensioni, forma e velocità iniziale del blocco che si distacca;
- 2) Moto del blocco in aria e quindi la sua posizione e velocità in ogni istante;
- 3) Impatto del blocco sul versante in termini di posizione, dissipazione energetica e velocità dopo l'impatto;
- 4) Moto del blocco lungo il versante, si possono distinguere: rotolamento, scivolamento e roto-scivolamento;
- 5) Arresto del blocco.

Nelle pagine successive verranno discusse più nel dettaglio tutte le fasi che compongono la macro-fase di evoluzione.

1.3.1 Moto del blocco in aria

Avvenuto il distacco del blocco di roccia, il suo cinematismo nell'aria può essere di due tipologie:

- Caduta a gittata, quando sono presenti delle sollecitazioni (spinta idraulica, sisma, etc.) che imprimono al blocco una velocità iniziale non nulla;
- Caduta libera, in questo caso interviene solo la gravità.

In entrambi i casi il moto nell'aria segue una traiettoria parabolica e viene trascurata la resistenza dell'aria. Nel primo caso, caduta a gittata, le due componenti orizzontale e verticale della velocità sono diverse da zero e si hanno condizioni iniziali in termini di posizione $P_0(x_0, y_0)$ e velocità $v_0(v_{0x}, v_{0y})$. Nel caso bidimensionale la traiettoria del blocco, in funzione del tempo, sarà espressa dalle seguenti equazioni dove il termine g indica l'accelerazione di gravità terrestre che risulta essere pari a $9,822 \text{ m/s}^2$:

$$x(t) = v_{0x} \cdot t + x_0 \quad (1.1)$$

$$y(t) = \frac{1}{2} g \cdot t^2 + v_{0y} \cdot t + y_0 \quad (1.2)$$

Per trovare il punto in cui il blocco di roccia va ad impattare il profilo del pendio, si mette a sistema l'equazione del moto parabolico con l'equazione della retta passante per due punti che appartengono al versante $A(x_1, y_1)$ e $B(x_2, y_2)$. La soluzione del sistema è il punto di collisione $P(x_p, y_p)$.

$$\begin{cases} y = -\frac{1}{2}g \cdot \frac{(x - x_0)^2}{v_{0x}^2} + v_{0y} \cdot \frac{x - x_0}{v_{0x}} + y_0 \\ \frac{y - y_1}{y_2 - y_1} = \frac{x - x_1}{x_2 - x_1} \end{cases} \quad (1.3)$$

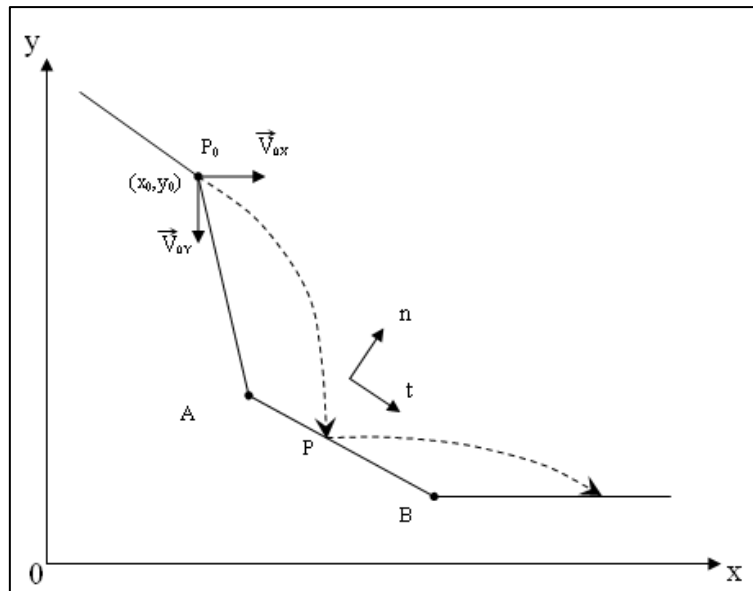


Figura 1.10 – Traiettorie del blocco e punto di collisione

Nel caso di caduta libera il blocco è soggetto alla sola forza di gravità ed è quindi possibile utilizzare le stesse equazioni viste in precedenza ma con l'accortezza di uguagliare a zero la componente orizzontale della velocità iniziale.

1.3.2 Interazioni del blocco con il pendio

L'interazione blocco pendio è un fenomeno molto complesso che risulta governato da una serie di parametri fondamentali che sono:

- Peso, forma, geometria e velocità del blocco in esame;
- Natura e caratteristiche meccaniche dei materiali coinvolti;
- Topografia del pendio.

Quando il blocco impatta il piede del versante usualmente si frantuma e perde all'incirca il 75% della sua energia cinetica fino ad arrivare all'86% (Broili, 1974; Evans e Hungr, 1993). Successivamente, il blocco si muove lungo il pendio con il quale può instaurare quattro tipi di interazione che sono: scivolamento, rotolamento, rimbalzo e frantumazione.

Lo scivolamento è un cinematismo in cui il blocco ha velocità angolare nulla mentre la velocità di traslazione è funzione di due parametri: il coefficiente di attrito dinamico e l'inclinazione del piano. In genere la velocità è superiore rispetto al rotolamento ma si ha una maggiore perdita di energia che non permette al masso di percorrere elevate distanze. Uno dei modelli più utilizzati è quello di Pariseau e Voight (1979) in cui un blocco va a schematizzare la massa potenzialmente instabile (Figura 1.11). L'attrito tra il blocco e il piano previene lo scivolamento fino al raggiungimento di un angolo critico. Al superamento di quest'ultimo, il blocco inizia ad accelerare seguendo la seconda legge di Newton e decelerare quando la pendenza del piano ritornerà ad essere inferiore all'angolo critico. L'accelerazione tangenziale è determinata con l'espressione:

$$a_t = g \cdot (\sin \beta - \cos \beta \cdot \tan \delta_{SL}) \quad (1.4)$$

dove δ_{SL} è l'angolo di attrito dinamico tra il blocco e il piano di scivolamento. Tramite l'accelerazione tangenziale è possibile calcolare la velocità tangenziale e quella lineare sul segmento percorso "s", attraverso le seguenti formule:

$$v_t = v_0 + g \cdot t \cdot (\sin \beta - \cos \beta \cdot \tan \delta_{SL}) \quad (1.5)$$

$$v = \sqrt{v_0^2 + 2g \cdot s \cdot (\sin \beta - \cos \beta \cdot \tan \delta_{SL})} \quad (1.6)$$

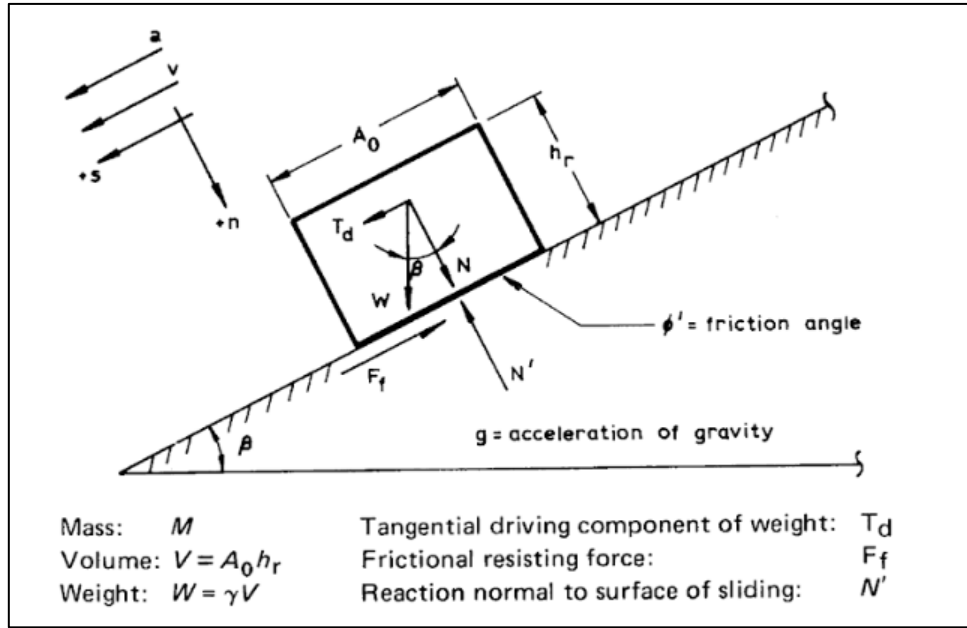


Figura 1.11 – Modello di Pariseau e Voight (1979)

Il rotolamento, insieme al rimbalzo, è la tipologia di cinematismo più frequente nella caduta massi qualora la pendenza del versante sia inferiore ai 30° (Broili, 1974). Il rotolamento è un cinematismo nel quale il blocco assume una velocità angolare non nulla e contemporaneamente si riduce la velocità di traslazione. In letteratura esistono numerose formulazioni matematiche; qui sotto viene riportata quella derivata dalla cinematica rotazionale di un corpo rigido (Paiola, 1978; Bassato; Cocco e Silvano, 1985) nell'ipotesi di geometria sferica:

$$v = \sqrt{v_0^2 + \alpha \cdot g \cdot s \cdot (\tan \beta - \tan \delta_{rot}) \cdot \cos \beta} \quad (1.7)$$

dove:

v_0 = velocità normale del masso ottenuta tramite combinazione delle componenti orizzontale e verticale;

α = termine che varia in funzione della forma del corpo rigido che si considera. In caso di sfera piena vale $10/7$ mentre nel caso di un cilindro pieno $4/3$;

g = accelerazione di gravità terrestre;

s = lunghezza del tratto considerato;

β = inclinazione del piano immaginario che va a schematizzare il profilo del pendio;

δ_{rot} = angolo di attrito dinamico di rotolamento.

Nella realtà si ha spesso un moto misto di “rototraslazione” ovvero una combinazione di rotolamento e scivolamento. In questa situazione risulta di particolare interesse conoscere la velocità del blocco che percorre un tratto rettilineo di pendio. Tra le varie formule che esistono in letteratura viene riportata quella elaborata su base empirica da Hoek (1987).

$$v = \sqrt{v_0^2 + 2 \cdot s \cdot g \cdot K} \quad (1.8)$$

dove:

v_0 = velocità iniziale di discesa;

s = lunghezza del tratto percorso;

g = accelerazione di gravità terrestre;

K = costante che viene definita a partire da due parametri che sono, la pendenza del versante espressa dall'angolo ϑ e l'angolo di attrito del materiale a contatto φ .

Inoltre, Hoek suppone che la forma e la dimensione del blocco non vadano ad influenzare il rotolamento e lo scivolamento. In altre parole, la forma e la dimensione del blocco possono variare durante il moto a causa dei numerosi urti. Questa semplificazione è accettata anche alla luce del fatto che la definizione della forma del blocco, in un processo di caduta massi, risulta particolarmente complicata.

Il rimbalzo è una fase transitoria che si presenta nel momento in cui il blocco impatta la superficie del pendio. Si ha una variazione delle componenti di velocità del blocco in funzione della pendenza e delle caratteristiche del materiale nel punto di collisione. L'entità dell'impatto è funzione della tipologia di contatto tra la superficie del blocco e quella del materiale presente nel pendio. In particolare, sono possibili tre tipologie di contatto:

- Puntiforme (o ridotta) spigolo-superficie: il masso rimbalza in una qualsiasi direzione con moto pressoché parabolico;

- Faccia – superficie: l’area di contatto è più estesa e determina una maggiore dissipazione con possibilità di arresto dei blocchi.

In genere, nei crolli in roccia si possono avere due tipologie di impatti: parzialmente anelastico con frammentazione del blocco e incisione del suolo o anelastico con il masso che affonda nel suolo dissipando la sua energia cinetica. Per descrivere tale fenomeno, molto complesso, di interazione tra due corpi, è stato introdotto il coefficiente di restituzione definito come il rapporto tra le velocità prima e dopo l’impatto:

$$R = \frac{v_{i+1}}{v_i} = \frac{V_{dopo\ impatto}}{V_{prima\ impatto}} \quad (1.9)$$

È possibile scomporlo nelle due componenti R_t e R_n che agiscono rispettivamente in direzione tangenziale e normale rispetto al piano rappresentante il profilo del versante nel punto di impatto. Sostanzialmente questo coefficiente rappresenta la perdita di energia cinetica durante la collisione. Il procedimento più corretto per stimarlo è effettuare un’analisi a ritroso (back analysis). Qualora non ci fosse questa possibilità, si possono utilizzare i valori disponibili in letteratura che variano in base al tipo di materiale. In genere, il valore del coefficiente di restituzione da utilizzare è scelto casualmente da una distribuzione probabilistica. In Tabella 1.1, Tabella 1.2 e Tabella 1.3 sono riportati i valori di R_t e R_n per diversi tipi di materiale.

Materiale	R_n	R_t
Roccia compatta	0,9 – 0,8	0,75 – 0,65
Materiale detritico misto a grandi blocchi di roccia	0,8 – 0,5	0,65 – 0,45
Materiale detritico compatto misto a piccoli blocchi di roccia	0,5 – 0,4	0,45 – 0,35
Pendio ricoperto d’erba	0,4 – 0,2	0,3 – 0,2
Bedrock dura	0,53	0,99
Strada asfaltata	0,40	0,90
Affioramenti di bedrock con grandi blocchi e superfici dure	0,35	0,85
Ricoprimento pendio	0,32	0,82
Pendio ricoperto da vegetazione	0,32	0,8
Terreno soffice con poca vegetazione	0,30	0,8

Tabella 1.1 – Coefficienti di restituzione (Richards, 1988)

Materiale	R _n	R _t
Superfici lisce di materiale resistente come pavimentazione stradale o superficie rocciosa	0.37-0.42	0.87-0.92
Prevalenza di substrato roccioso con blocchi detritico misto a grandi blocchi isolati	0.33-0.37	0.83-0.87
Detrito costituito da grandi blocchi con scarsa vegetazione affiorante	0.30-0.33	0.82-0.85
Detrito ricoperto da abbondante vegetazione e terreno scarsamente vegetato	0.28-0.3	0.8-0.83
Pendio in terra	-	0.78-0.82

Tabella 1.2 – Coefficienti di restituzione (Pfeiffer e Bowen, 1989)

Materiale	R _n	R _t
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	0,530

Tabella 1.3 – coefficienti di restituzione (Rocscience, 2000)

La frantumazione è un fenomeno nel quale un blocco di roccia si divide in più parti. In genere si manifesta quando sono presenti molti punti di debolezza e quando l’impatto avviene contro un materiale di resistenza simile o maggiore del blocco di roccia. Il software utilizzato nel presente elaborato, così come la maggior parte dei codici di calcolo commerciali, trascura la disgregazione del blocco.

1.3.3 Arresto del blocco

I parametri che influenzano la fase di arresto sono la velocità, forma e dimensione del masso e le caratteristiche del pendio in termini di pendenza, scabrezza, tipologia di suolo e vegetazione presente. Al termine della fase di arresto si ha la completa dissipazione

dell'energia cinetica del masso che quindi si ferma. A parità di velocità, i massi aventi volumetrie maggiori, hanno un'energia cinetica superiore il che consentirà loro di percorrere una distanza superiore rispetto ai massi con volumetrie inferiori.

1.3.4 Effetti del volume del blocco

La perdita di energia dovuta all'impatto dipende dal rapporto tra il volume del blocco e quello dell'elemento rappresentativo del terreno nel punto di collisione. In particolare, si possono verificare tre condizioni (Barbero, 2017):

- Se i due volume sono confrontabili, l'impatto sarà simile a un contatto roccia-roccia e la dispersione di energia sarà bassa. Siamo nel caso di impatto di tipo elastico;
- Qualora il volume del blocco è molto maggiore di quello rappresentativo del terreno, si ha una dispersione di energia maggiore dovuta alla plasticizzazione del versante;
- Infine, se il volume del blocco è molto minore del volume rappresentativo del terreno, il blocco ha elevate possibilità di fermarsi (è comparabile con le asperità dei blocchi del versante).

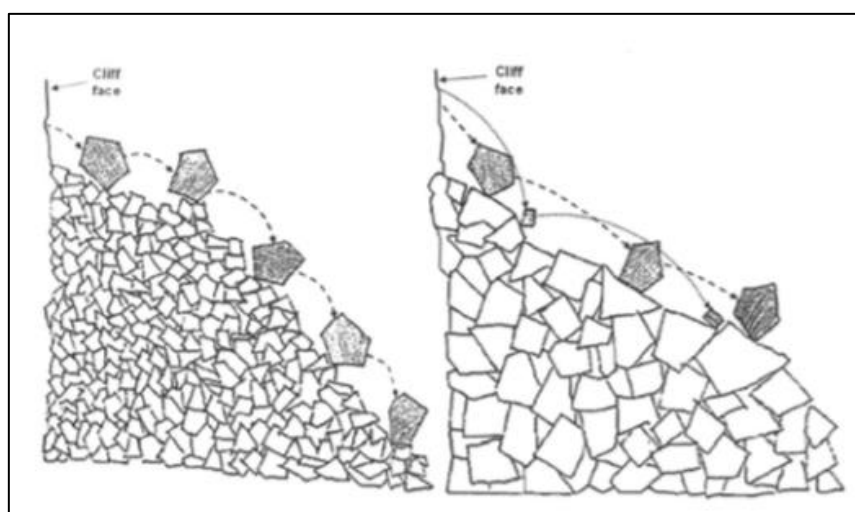


Figura 1.12 – Perdita di energia in funzione del rapporto tra i volumi (Giani, 1992)

Per stabilire il volume del blocco caratteristico è possibile utilizzare i blocchi presenti al piede del versante dovuti a crolli antecedenti, dati storici e analisi dei sistemi di discontinuità che caratterizzano il versante. In particolare, in base alla giacitura e spaziatura, è possibile stimare un volume medio del blocco caratteristico. Per esempio, individuati due sistemi di discontinuità che intersecandosi vanno a determinare un possibile cuneo instabile, si calcola l'angolo θ di apertura del cuneo. Nota la spaziatura media L_1 e L_2 e la persistenza media l_1 e l_2 e posto N pari a metà del minimo valore tra l_1 e l_2 , il volume medio del cuneo può essere valutato con la seguente formula (Barbero, 2017):

$$V_m = \frac{2}{\pi \cdot \sin \theta} \cdot L_1 \cdot L_2 \cdot N \quad (1.10)$$

1.3.5 Effetti della forma del blocco

La forma del blocco governa la tipologia di impatto, la possibilità che avvenga frantumazione, il tipo di moto post impatto e di conseguenza la traiettoria e il punto di arresto (Barbero, 2017). Inoltre, risulta importante la relazione che intercorre tra la forma del blocco e la scabrezza della superficie del terreno. Quest'ultima, influenza il numero e l'altezza dei rimbalzi e l'energia dissipata a ogni impatto. Infatti, le irregolarità della superficie vengono viste dal blocco come ostacoli che ne rallentano il moto. La scabrezza dev'essere definita nel punto di impatto e per una lunghezza pari al raggio del blocco rappresentativo. In genere, viene assunta pari alla massima altezza dell'ostacolo che il blocco incontra con maggiore frequenza nel suo moto verso valle. Alternativamente, esistono dei software che permettono di caratterizzare lo stesso tratto con diverse scabrezze, ognuna avente una certa probabilità di essere incontrata. L'irregolarità della superficie del blocco si comporta allo stesso modo della scabrezza del terreno. Se per esempio un blocco irregolare si muove su una superficie piana, l'effetto può essere simulato andando ad assegnare alla superficie del versante una scabrezza pari a circa 25%-50% del raggio del blocco rappresentativo (Barbero, 2017). Tuttavia, la forma del blocco può essere ipotizzata solo nel momento del distacco in quanto, attualmente, non è possibile stabilire la forma e la dimensione lungo il moto verso valle. Una possibile

soluzione per cercare di far fronte a questa limitazione è quella di variare il valore dell'angolo di attrito di contatto da un valore nullo fino a quello che si avrebbe nel caso di interfaccia roccia-roccia.

1.3.6 Effetti della vegetazione

La vegetazione costituisce una protezione naturale contro la caduta massi e in particolare svolge un ruolo di protezione attiva ma anche passiva. Riguardo la prima, gli alberi e arbusti, con i loro apparati radicali, prevengono il distacco del blocco e diminuiscono il potere erosivo dell'acqua sia superficialmente che in profondità (l'acqua è una delle principali cause di innesco). Mentre, per quanto riguarda la protezione passiva, la vegetazione e i detriti legnosi ostacolano la propagazione andando a deviare, frenare ed arrestare i blocchi e quindi riducendo la loro energia.

L'interazione albero-blocco risulta assai complessa in quanto dipende da molti parametri come per esempio forma, volume e la velocità del blocco, la posizione e l'angolo dell'impatto. Si stima che una foresta costituita da conifere adulte sia in grado di dissipare un'energia cinetica pari a 500 kJ (Dorren et al. 2006) e, rispetto a un pendio privo di flora, la foresta può diminuire il pericolo di caduta massi del 63% grazie a una riduzione della velocità dei massi di circa il 26% e dell'altezza di rimbalzo del 33% (Dorren et al., 2005). Generalmente si ritiene che 5 metri cubi sia il limite volumetrico dei massi che possono essere arrestati dalla vegetazione anche se, lungo le Alpi, sono noti molteplici casi di blocchi arrestati aventi volumi pari a 10 metri cubi (Dorren et al., 2005).

Nei metodi più semplici si tiene conto della vegetazione attraverso i coefficienti di restituzione mentre nei modelli più raffinati la vegetazione entra con i propri parametri: locazione, densità, diametro fusto, tipologia etc.

La dissipazione dell'energia cinetica causata dall'impatto del blocco di roccia contro un singolo albero è dovuta principalmente a tre fattori:

- rotazione, traslazione e deformazione del sistema radicale che dissipa energia tramite attrito con il terreno;

- deformazione elastica del tronco;
- deformazioni plastiche del tronco dovute a penetrazioni e scalfitture locali causate dal masso durante l'urto.

La probabilità di arresto del blocco da parte della vegetazione è fortemente influenzata dalla volumetria del masso impattante. Per blocchi aventi piccole volumetrie, è preferibile avere una foresta fitta piuttosto che alberi isolati con tronchi aventi un diametro elevato. Per arrestare blocchi con volumi elevati, è invece necessaria la presenza di alberi con tronchi ad elevato diametro. Infatti, alberi con piccolo diametro offrono una bassa capacità dissipative in quanto, a causa delle elevate energie cinetiche del masso, i fusti vengono spezzati. Anche la tipologia di specie vegetale ha influenza sulla capacità di arresto di un masso. In particolare, gli alberi a foglie larghe (decidi, querce, castagni, aceri, etc.) resistono meglio rispetto alle conifere (abeti, pini, sequoia, ginepro, etc.). L'area basale del bosco, definita come la somma delle aree dei tronchi delle piante (misurate ad altezza del petto di un uomo), dev'essere di almeno $10 \text{ m}^2/\text{ha}$ fino ad arrivare al valore ottimale di $25 \text{ m}^2/\text{ha}$ che garantisce il rinnovamento delle piante e la sostituzione di quelle danneggiate senza che venga alterata la funzione di protezione della foresta (Brang, 2001). Quest'ultima è influenzata anche dalla presenza di radure, soprattutto se estese, in quanto il numero complessivo di urti ha una maggiore influenza nella dissipazione energetica rispetto al singolo urto (Dorren et al., 2005).

2. Metodi di analisi

Alla base dell'analisi di rischio c'è lo studio della propagazione e la definizione delle aree soggette al fenomeno. Per la pianificazione territoriale o per la progettazione di interventi strutturali è necessaria la valutazione del livello di rischio che è dato dal prodotto di tre elementi:

- Analisi della pericolosità (H), definita come la probabilità di occorrenza di un fenomeno potenzialmente distruttivo in una data area e in un determinato arco temporale;
- Identificazione degli elementi a rischio (E), ossia gli elementi che risultano potenzialmente esposti al fenomeno (abitazioni, persone, impianti industriali, infrastrutture viarie, etc.);
- Analisi della vulnerabilità degli elementi a rischio, ovvero il livello di possibile danno degli elementi esposti al rischio.

Attraverso la valutazione della pericolosità vengono costruite le carte di pericolosità nelle quali, a ogni porzione del territorio, viene assegnata una classe di pericolosità corrispondente a una certa probabilità di occorrenza. La realizzazione di tali carte necessita di cinque passaggi:

1. Previsione tipologica: si definisce la tipologia di frana che si può verificare nell'area considerata e di conseguenza definisce il programma da utilizzare;
2. Previsione spaziale: previsione della porzione di territorio che può instabilizzarsi (modellazione numerica);
3. Previsione temporale: viene definito l'intervallo di tempo nel quale può verificarsi il fenomeno di instabilità;
4. Previsione dell'evoluzione: previsione della porzione di territorio interessata dal fenomeno;
5. Previsione dell'intensità: previsione delle dimensioni in termini volumetrici e della velocità della frana: si ricava l'energia.

Per la definizione del livello di rischio risulta necessario l'utilizzo di un modello di analisi capace di descrivere le varie fasi del moto di un blocco in caduta, la frequenza di

accadimento e l'entità, in termini di variabili cinematiche, del fenomeno. L'obiettivo è quello di definire le zone che saranno colpite e le rispettive energie e frequenze di passaggio. Nella modellazione di un fenomeno dinamico come la caduta massi, la difficoltà maggiore riguarda l'assegnazione dei parametri di input e, in particolare, i valori da assegnare ai parametri più sensibili come, per esempio, la scabrezza del versante. Per tale motivo è consigliato l'utilizzo di un approccio probabilistico che consente di tener conto della dispersione traiettografica determinata dalle incertezze riguardanti: la posizione della nicchia di distacco, dimensione dei blocchi, condizioni iniziali del distacco, caratteristiche del pendio e semplificazione delle equazioni del modello rispetto al fenomeno fisico reale. La validazione del modello, anche chiamata *back analysis*, avviene tramite comparazione dei risultati del modello rispetto a quanto successo nella realtà in termini di frequenza, volumetrie coinvolte, area di invasione, energie e danni causati alle abitazioni, persone e alle infrastrutture. I metodi per l'analisi del fenomeno di caduta massi si possono distinguere in funzione delle dimensioni spaziali considerate, di come viene rappresentato il blocco di roccia e della tipologia di analisi utilizzata.

2.1 Classificazione in funzione delle dimensioni spaziali considerate

A riguardo delle dimensioni spaziali, si possono distinguere: metodi bidimensionali, metodi quasi tridimensionali e metodi tridimensionali (Barbero, 2017).

Nei metodi *bidimensionali* il profilo del versante è schematizzato con una serie di segmenti che vengono individuati dall'operatore e spesso rappresentano le linee di massima pendenza tra due isoipse consecutive. Il risultato è una descrizione sul piano cartesiano avente come ascissa la distanza progressiva e come ordinata la quota. Un esempio è il codice di calcolo Rockfall (Hoek, 1987).

Nei metodi *quasi tridimensionali* l'analisi è condotta in un dominio bidimensionale, ma il percorso che schematizza il profilo del pendio viene individuato mediante sistemi informativi geografici, anche noti con il termine GIS. In pratica si vanno ad eseguire due

analisi distinte: nella prima si determina il profilo bidimensionale, tramite per esempio il modello digitale del terreno e, successivamente, nella seconda si esegue l'analisi su tale profilo.

Nei metodi *tridimensionali* le possibili traiettorie del masso sono valutate in un dominio tridimensionale e quindi si considera anche la dispersione laterale (deviazione della traiettoria rispetto alla direzione di massima pendenza) che nei due precedenti metodi viene trascurata. Tale fattore diventa sempre più importante all'aumentare della lunghezza di propagazione e dell'irregolarità della superficie del pendio. Su pendii uniformi si stima che la dispersione laterale sia dell'ordine del 20% (Barbero, 2017). Tali metodi risultano quindi essere la tipologia più adatta per l'analisi traiettografica di un evento di caduta massi. Le informazioni inerenti alla topografia del versante sono generalmente contenute all'interno di una mappa raster (DTM). Un esempio è il software Rockfor3D che è quello utilizzato nella presente tesi.

2.2 Classificazione in funzione della modalità di rappresentazione del blocco di roccia

In base alla scelta della forma del blocco, si possono distinguere tre tipologie di modelli: lumped mass, blocco rigido e approccio ibrido.

Nei modelli *lumped mass* viene trascurata la dimensione e forma del blocco di roccia che viene simulato come puntiforme e non vengono considerati i cinatismi di rotolamento e scivolamento. Inoltre, si trascura la resistenza dell'aria e quindi la traiettoria è influenzata solo dall'impatto del blocco con il versante che viene espresso mediante i coefficienti di restituzione tangenziale R_t e normale R_n . Quest'ultimo può essere modificato tramite relazioni empiriche per tenere conto del volume del blocco. A seguire è riportata la relazione proposta da Pfeiffer T.J, Bowen, T.D. (1989) dove C è una costante derivata empiricamente posta pari a 1000 kg.

$$R_n = R_{n, iniziale} \cdot \frac{1}{1 + \left(\frac{m}{C}\right)^2} \quad (2.1)$$

Uno dei codici più utilizzati è Rockfall (Hoek, 1987) che esegue analisi probabilistiche bidimensionali e restituisce come output le distribuzioni dell'energia cinetica, velocità, altezza di passaggio e posizione di arresto dei blocchi.

Nei modelli a *blocco rigido* (rigid body) viene considerata la forma e la dimensione del blocco: esse devono essere note e inserite come valori di input dell'analisi. La traiettoria è di tipo balistico e possono essere presi in considerazione tutti i tipi possibili di cinematismo. Durante l'impatto, in funzione della forma, angolo di rotazione, velocità e scabrezza del versante, la traiettoria subisce variazioni.

I modelli *ibridi* uniscono alcuni aspetti relativi ai due modelli precedenti. In particolare, il blocco è inteso come un punto durante il moto di caduta libera in aria e come un elemento "rigid body" durante l'impatto e sono permessi cinematismi di scivolamento e rotolamento.

2.3 Classificazione in funzione della tipologia di analisi utilizzata

È possibile distinguere tra modelli empirici e modelli cinematici. Nei modelli *empirici* l'energia dissipata risulta proporzionale alla lunghezza del percorso. Questi metodi vengono anche chiamati "zenitali" in quanto, attraverso gli angoli di attrito equivalente (verticale e orizzontale), delimitano l'area di deposito entro la quale si arrestano i massi. Si tratta di metodi basati sui dati storici di crolli già avvenuti e possono essere utilizzati per una stima di primo tentativo della massima propagazione dei massi in funzione della topografia del pendio (Jaboyedoff e Laboiuse, 2003, 2011) e delle energie cinetiche (Castelli, De Biagi e Netti, 2016). Uno dei metodi più conosciuto è lo "Shadow Angle" (Evans & Hungr, 1993) o metodo dei coni che si basa sul concetto di cono d'ombra che permette, attraverso due angoli, di delimitare l'area di arresto dei blocchi. Il cono parte dalla zona di nicchia per individuare l'intera area in cui la caduta massi si può diffondere.

Nei modelli *cinematici* vengono utilizzate le equazioni del moto per il calcolo delle traiettorie dei massi. Questo permette di conoscere, in ogni istante, la posizione del blocco

e i rispettivi valori delle grandezze cinematiche (velocità, energia cinetica). I parametri di input sono di difficile stima e spesso vengono introdotti attraverso distribuzioni probabilistiche sulle quali è basato anche il modello di calcolo, offrendo così il vantaggio di avere le grandezze di output definite in maniera probabilistica. Si basano su metodi numerici e analitici. Nei primi, si discretizza il problema attraverso un numero finito di punti, chiamati nodi, per i quali si determinano i valori delle grandezze desiderate che vengono estesi, tramite varie tecniche matematiche, all'aria compresa tra di essi. Nell'analisi del fenomeno di caduta massi sono utilizzati il metodo di analisi delle deformazioni dei mezzi continui e il metodo degli elementi finiti. I secondi, i modelli analitici, si basano su una descrizione matematica del fenomeno e tramite la risoluzione delle equazioni è possibile determinare la posizione e velocità dei blocchi. Per eseguire l'analisi sono richieste le informazioni inerenti alla geometria del pendio e relative caratteristiche geomeccaniche del suolo, foresta e massi.

2.4 Dati di input richiesti per le simulazioni

Per l'analisi traiettografica di un evento di caduta massi i vari modelli richiedono una serie di parametri di ingresso che vengono ottenuti attraverso una successione di fasi, di seguito descritte, nelle quali si analizza un determinato problema e se ne ricava la soluzione.

Definizione del profilo del pendio

Nei modelli bidimensionali il profilo del pendio deriva dai rilievi in sito, dalle linee di massima pendenza tra isoipse successive o da spezzate estrapolate dal modello digitale del terreno e basate sull'interpretazione dei rilievi in sito. Il DTM definisce direttamente il profilo nel caso di analisi tridimensionale.

Individuazione della nicchia di distacco

L'individuazione nella nicchia di distacco è un'operazione assai complessa e usualmente si fa riferimento ai dati storici, rilievi in situ, conformazione geomorfologica del versante andando a rilevare le aree con pendenze elevate e prive di vegetazione. In un'analisi bidimensionale l'area di distacco è definita come puntiforme o lineare mentre in un modello tridimensionale è individuata da un poligono definito sul DTM in ambiente GIS. Da ogni punto della nicchia vengono simulati più distacchi facendo variare i parametri in modo parametrico o probabilistico per tener conto delle incertezze del fenomeno e in base al metodo di analisi scelto.

Individuazione delle dimensioni, forma e massa del blocco

Si ricorre ai cataloghi storici, alle osservazioni dei blocchi al piede del versante e all'analisi dei sistemi di discontinuità tramite rilievo geomeccanico. La determinazione esatta del volume è assai difficile e per tale motivo i vari software implementano la possibilità di far variare il volume scelto all'interno di un certo intervallo o determinare il suo valore attraverso una distribuzione statistica. La determinazione della massa è alquanto più immediata essendo la densità un valore semplice da ricavare sperimentalmente o tramite letteratura. Nel caso di approccio "rigid body" dev'essere definita anche la forma del blocco che in genere può essere modellata come: sferica, parallelepipedica, discoidale o ellissoidale.

Assegnazione dei coefficienti di restituzione

I vari software di calcolo definiscono, usualmente, i coefficienti di restituzione come rapporto tra le velocità del masso dopo e prima dell'impatto. L'individuazione dei valori da assegnare parte da quelli proposti in letteratura e prosegue, tramite successive analisi di affinamento, fino a trovare i valori che determinano la massima verosimiglianza tra i risultati del modello e quanto accaduta nella realtà. Tale processo può richiedere un numero elevato di iterazioni in quanto spesso si hanno porzioni di territorio caratterizzate da valori diversi dei coefficienti di restituzione e quindi trovare la combinazione più

idonea può richiedere un numero cospicuo di prove e la determinazione di aree omogenee via via più rappresentative.

Assegnazione dei parametri di resistenza del versante

Il versante attraverso la sua scabrezza, l'angolo di attrito e vegetazione modifica la traiettoria del blocco andando a rallentarlo, deviarlo e fermarlo. La definizione dei valori di scabrezza è un processo assai complicato e generalmente, come per i coefficienti di restituzione, si parte dai valori proposti in letteratura e si prosegue affinandoli. L'angolo di attrito è definito in funzione della forma geometrica del blocco di roccia. La definizione della vegetazione avviene o tramite rilievo diretto in situ (da preferire) o mediante mappe forestali definite in ambiente GIS.

Scelta della velocità iniziale del blocco

La sua determinazione non è semplice e risulta affetta da incertezza. Il suo valore è assegnato tenendo conto delle cause che hanno comportato l'instabilità e della tipologia di cinematismo. In genere, se il blocco si mobilita staccandosi dalla nicchia la velocità iniziale è posta nulla (o circa nulla). Se l'instabilità è dovuta ad azioni dinamiche o statiche, quali per esempio sisma o pressioni idrauliche, la velocità iniziale assume un valore maggiore di zero ma inferiore al metro al secondo. Nel caso si utilizzasse un modello numerico la velocità iniziale è un risultato dell'analisi. In tal caso bisogna comunque verificare che la taratura dei parametri del modello sia stata effettuata correttamente. Più in generale, la velocità iniziale viene determinata tramite processi iterativi di back analysis. Molti programmi in commercio permettono di definire separatamente la componente orizzontale e verticale della velocità. Inoltre, nel caso di analisi di tipo probabilistico, la velocità è assegnata come una variabile statistica. La velocità con cui il blocco impatta il versante influenza sia la tipologia di moto post impatto che la quantità di energia dissipata. Tanto minore è l'angolo di incidenza della velocità durante l'impatto e tanto più probabile è avere un cinematismo di scivolamento post impatto. Al contrario, tanto maggiore sarà l'angolo di incidenza e tanto più probabile sarà un rimbalzo. Inoltre, tanto maggiore è la velocità di impatto e tanto maggiore sarà la dissipazione a causa della deformazione plastica del materiale e la sua frantumazione. Si

può tenere conto di questo aspetto riducendo il coefficiente di restituzione normale R_n . A tal proposito, viene riportata a seguire la relazione proposta da Pfeiffer, T.J. Bowen, T.D (1989) dove k è una costante derivata empiricamente (9,1444 m/s).

$$R_n = R_{n,iniziale} \cdot \frac{1}{1 + \left(\frac{V_{n,pre-impatto}}{k} \right)^2} \quad (2.2)$$

In realtà, come visto in precedenza, vista l'elevata variabilità dei valori assunti dai coefficienti di restituzione, questi possono essere inizialmente ipotizzati ma successivamente devono essere obbligatoriamente tarati tramite analisi a ritroso.

Scelta del numero di simulazioni

È uno dei parametri che maggiormente influenza i risultati ottenuti in termini di area di invasione e grandezze cinematiche (velocità, altezza di passaggio, energia cinetica). Il numero di simulazioni scelto dev'essere tale da garantire gli stessi risultati, a meno di un errore limitato, nel suo intorno, quindi con un numero di simulazioni maggiore e inferiore rispetto a quello scelto. Alcuni autori forniscono indicazioni sulla qualità che deve raggiungere un modello per essere definito accettabile. La soglia di accettabilità sulla traiettoria, energia totale e distanza di arresto è posta pari all'80% rispetto a quanto osservato.

3. RockyFor3D

3.1 Descrizione del software

Nel presente lavoro di tesi per studiare il fenomeno di caduta massi si è deciso di utilizzare un'analisi tridimensionale. Il software scelto è Rockyfor3D che è stato sviluppato inizialmente su linguaggio Matlab dal 1998 e successivamente integrato con osservazione ed esperimenti in campo (Dorren, 2014). Il modello combina algoritmi deterministici con approcci stocastici per tenere in considerazione del grado di incertezza nella definizione dei parametri. Questi ultimi vengono determinati stocasticamente assegnando loro un valore all'interno di un range considerato. Il software può essere utilizzato per simulare la caduta massi a diverse scale: regionale, locale e di versante. È chiaro che in funzione della scala scelta i dati di input forniti al programma dovranno avere una diversa precisione.

In Rockyfor3D le traiettorie del masso sono composte da successioni di cadute libere con legge parabolica in aria, rimbalzi sulla superficie del pendio e urti contro gli alberi (qualora presenti). Il cinematismo di rotolamento è rappresentato come una sequenza di rimbalzi vicini tra loro mentre lo scivolamento non viene modellato. I valori relativi alla velocità e posizione nelle tre direzioni vengono memorizzati all'interno di un vettore.

Per eseguire i calcoli il software richiede come dati in ingresso una serie di raster ASCII in formato ESRI che definiscono la topografia e le caratteristiche della superficie del pendio e qualificano il distacco. Nel paragrafo successivo verranno analizzati più nel dettaglio tutti gli input richiesti. In Figura 3.1 è rappresentato il diagramma di flusso del codice Rockyfor3D. I cerchi colorati di blu rappresentano gli stadi del codice nei quali il blocco di roccia può subire una variazione della sua traiettoria e si riferiscono a impatti contro il versante, alberi o barriere paramassi.

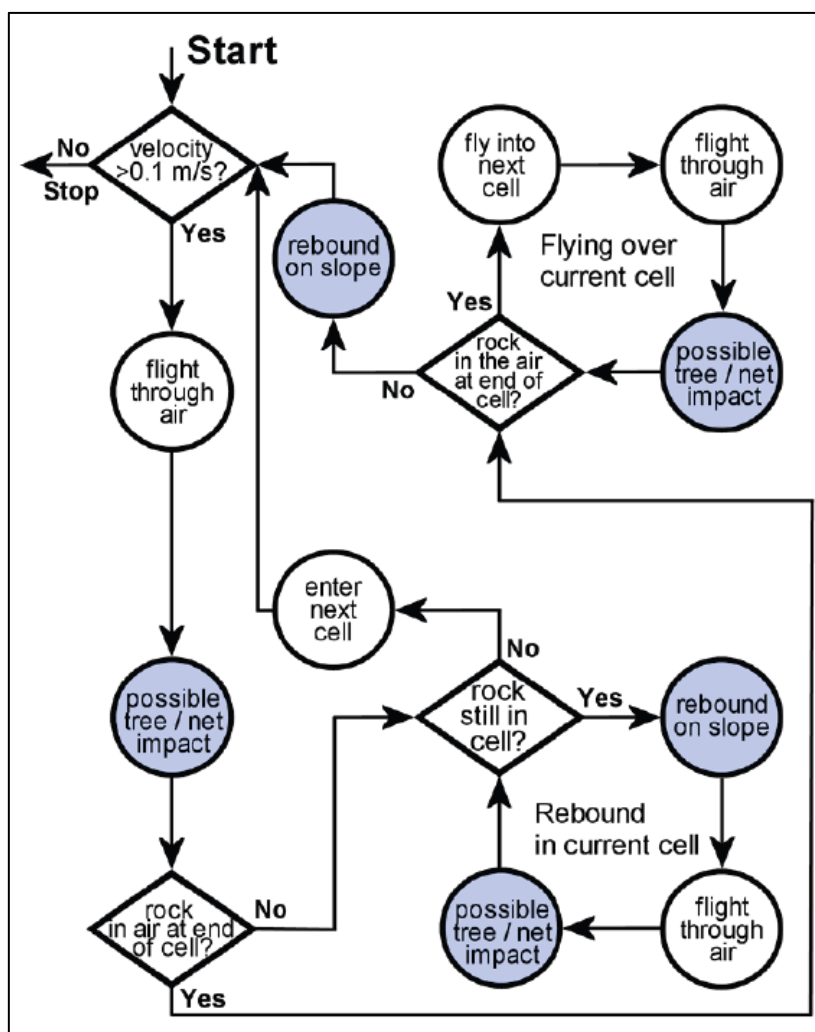


Figura 3.1 – Diagramma di flusso del codice di calcolo Rockyfor3D (Dorren et al., 2014)

3.2 Input del modello

I dati di input richiesti dal software variano da un minimo di 10 mappe raster fino a 17 nel caso si considerino gli alberi e siano presenti barriere paramassi. Tutte le mappe raster devono avere la stessa dimensione e la stessa risoluzione intesa come dimensione delle celle (Dorren et al., 2014). All'aumentare delle dimensioni di quest'ultima la precisione delle simulazioni diminuisce. Tuttavia, si è sperimentato che con una risoluzione di 2m x 2m non necessariamente la qualità migliora mentre aumenta di molto la quantità di dati

da trattare e di conseguenza il tempo computazionale. È per tanto consigliabile scegliere una risoluzione compresa tra 2m x 2m e 10m x 10m (Dorren e Heuvelink, 2004).

Tutte le mappe raster devono essere in formato ESRI ASCII Grid e presentano un'intestazione nella quale vengono indicate il numero di righe (nrows) e colonne (ncols), la dimensione delle celle in metri (cellsize), le coordinate x e y dell'angolo in basso a sinistra (xllcorner, yllcorner) o del centro della cella in basso a sinistra (xllcenter, yllcenter) e il valore che indica l'assenza di dati (NODATA_value) (Dorren et al., 2014). Inoltre, i decimali devono essere precedenti da un punto e non dalla virgola. A seguire è riportato un esempio preso dalla mappa raster dem.asc utilizzata nel presente elaborato (Figura 3.2).

```
ncols      489
nrows     322
xllcorner  336580.000000000000
yllcorner  4996570.000000000000
cellsize   5.000000000000
NODATA_value -9999
2120.826904296875 2120.169921875 2119.344970703125
2118.7958984375 2117.90087890625 2117.5419921875
2118.070068359375 2118.14404296875 2118.468994140625
2118.617919921875 2118.65087890625 2118.9169921875
2119.590087890625 2120.553955078125 2121.1259765625
2120.9169921875 2120.39892578125 2119.737060546875
2118.998046875 2118.882080078125 2118.574951171875
2118.406005859375 2118.406005859375 2118.39404296875
2118.47900390625 2118.3349609375 2118.618896484375
2118.300048828125 2118.1220703125 2117.132080078125
2116.367919921875 2116.535888671875 2116.406005859375
2116.43896484375 2116.0048828125 2115.60595703125
2115.405029296875 2114.694091796875 2113.97998046875
2113.39306640625 2113.154052734375 2113.10888671875
```

Figura 3.2 – Contenuto della mappa raster dem.asc

Nelle pagine successive vengono illustrate le 10 mappe raster che il software richiede al fine di eseguire l'analisi traiettografica.

- 3.2.1 dem.asc, mappa raster del modello digitale del terreno o DTM che descrive la topografia generalmente ottenuta tramite voli Lidar. Dal DTM il software calcola la pendenza (slope) e la mappa dell'esposizione (aspect) seguendo l'approccio che è stato proposto da Zevenbergen e Thorne (1987).

- 3.2.2 rockdensity.asc, al suo interno è indicata la densità, espressa in kg/m^3 , dei massi nella zona di distacco. Valori maggiori di zero vanno a localizzare le zone dove viene simulato il distacco di un blocco di roccia. I valori di densità permessi sono compresi nel range 0-3300 kg/m^3 (Dorren et al., 2014). Si segnala che per evitare affetti ai bordi le celle sorgenti non devono essere nelle due colonne o righe più esterne della mappa raster in quanto non vengono prese in considerazione (Dorren et al., 2014).
- 3.2.3 d1.asc, d2asc, d3.asc, sono mappe raster che vanno a definire le dimensioni del blocco, nelle celle sorgente, in termini di altezza, larghezza e lunghezza. I valori devono essere inseriti in metri e compresi tra 0 e 20 (Dorren et al., 2014). Un valore pari a 0 sta ad indicare che quella cella non è una sorgente e pertanto non verranno simulate cadute di massi (Dorren et al., 2014). Inoltre, le tre dimensioni assegnate vengono variate in maniera casuale e uguale di una percentuale che viene definita dall'utente, dall'interfaccia grafica del software, prima dell'avvio della simulazione.
- 3.2.4 Blshape.asc, mappa raster che definisce la forma del blocco per ogni cella sorgente. Sono permessi valori compresi tra 0-4 che indicano rispettivamente:
- 1) Blocco senza forma/assenza di cella sorgente definita. In tal caso il software va a simulare un blocco ellissoidale o sferico in funzione delle dimensioni che gli sono state assegnate nei raster d1.asc, d2.asc e d3.asc;
 - 2) Blocco parallelepipedo le cui dimensioni possono essere diverse tra di loro;
 - 3) Blocco ellissoidale i cui diametri possono essere differenti;
 - 4) Blocco sferico;
 - 5) Blocco discoidale dove il diametro più piccolo del blocco è massimo 1/3 degli altri due che sono comparabili.
- 3.2.5 rg70.asc, rg20.asc, rg10.asc, mappe raster relative alla scabrezza della superficie intesa come la dimensione del materiale presente sulla superficie

del pendio, misurata guardando quest'ultimo verso valle lungo la direzione di probabile caduta del masso; Non va confusa con la micro-topografia come per esempio i salti del terreno e dunque non modifica l'altezza del terreno o l'angolo di pendenza locale. La scabrezza dev'essere determinata in sito andando ad individuare zone omogenee che verranno caratterizzate tramite dei vettori poligonali in ambiente GIS. Le tre mappe rappresentate rispettivamente l'altezza di un ostacolo rappresentativo (MOH) che un masso che cade incontra nel 70%, 20%, 10% dei casi durante un rimbalzo (Dorren e Heuvelink, 2004). In Figura 3.3 viene mostrato uno schema.

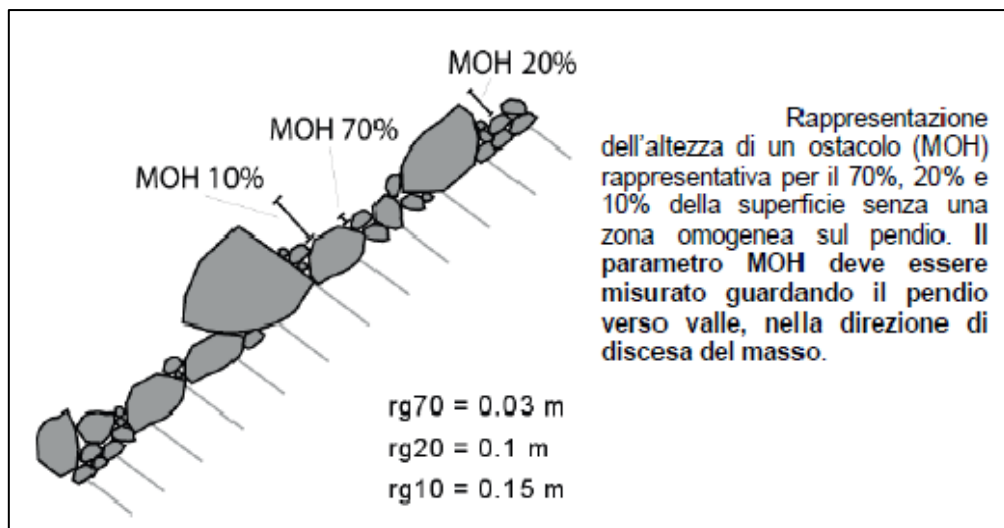


Figura 3.3 – Altezza ostacolo rappresentativo MOH (Dorren e Heuvelink, 2004)

La scabrezza può assumere valori compresi tra 0 e 100 metri dove con 0 s'intende superficie liscia mentre un valore pari a 100 si può utilizzare quando si vuole arrestare un masso come per esempio in corrispondenza di un fiume (Dorren e Heuvelink, 2004). I valori devono essere scelti con particolare attenzione in quando i risultati dell'analisi traiettografica sono molto sensibili a questo parametro. La scabrezza viene utilizzata per calcolare il coefficiente di restituzione tangenziale e quindi determina quanta energia viene dissipata in un rimbalzo. Il valore utilizzato viene, di volta in volta, scelto in maniera casuale in funzione della probabilità di occorrenza. In Figura 3.4 vengono riportati esempi di valori di scabrezza registrati in campo.














rg70	0		0	
rg20	0		0,05	
rg10	0,05		0,1	
Soiltype	6		5	
rg70	0,25		0,03	
rg20	0,5		0,05	
rg10	0,9		0,05	
Soiltype	4		3	
rg70	0,05		0,05	
rg20	0,05		0,1	
rg10	0,1		0,2	
Soiltype	4		4	
rg70	0,03		0	
rg20	0,03		0	
rg10	0,03		0,05	
Soiltype	3		3	
rg70	0		0,15	
rg20	0		0,15	
rg10	0		0,25	
Soiltype	7		4	
rg70	0,1		0	
rg20	0,35		0	
rg10	0,15		0	
Soiltype	4		1	
rg70	100			
rg20	100			
rg10	100			
Soiltype	0			

Figura 3.4 – Valori di riferimento scabrezze e tipologia suolo (Dorren e Heuvelink, 2004)

3.2.6 soiltype.asc, mappa raster che definisce la tipologia del suolo intesa come elasticità del terreno che si riflette sul valore del coefficiente di restituzione normale R_n . Come per la scabrezza, dev'essere determinata in sito e successivamente mappata con dei poligoni la cui area rappresenta una zona omogenea. Nel software sono disponibili 8 tipologie di suolo (Tabella 3.1).

tipo suolo	Descrizione suolo	R_n medio	R_n
0	Fiume, o palude, o materiale in cui un masso potrebbe penetrare completamente	0	0
1	Materiale fine (spessore > 100 cm)	0.23	0.21-0.25
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
4	Detrito di versante ($\emptyset > 10$ cm); o suolo compatto con grandi massi	0.38	0.34-0.42
5	Substrato roccioso con materiale fine di degradazione meteorica	0.43	0.39-0.47
6	Substrato roccioso	0.53	0.48-0.58
7	Strade asfaltate	0.35	0.32-0.39

Tabella 3.1 – Tipi di suolo Rockyfo3D e valori di R_n (Dorren et al., 2014)

Per determinare correttamente il tipo di suolo, è consigliato scavare un piccolo buco e osservare come si presenta sotto il muschio o la copertura vegetale del suolo (Dorren et al., 2014).

Nella guida del software viene indicato che per quanto riguarda il soiltype numero 7 (strada asfaltata) non sono disponibili dati sperimentali sull'energia assorbita dal manto stradale durante un impatto dinamico. Il valore di R_n , che varia tra 0.32 e 0.39, è leggermente inferiore al valore di 0.4 assunto da Hoek et. al. (1987) e c'è quindi la possibilità che il modello sottostimi la perdita di energia. Qualora l'utente ritenesse che i massi percorrano distanze troppo elevate, può utilizzare tipologie di suolo che assorbono più energia e quindi passare dalla 7 alla 3, 2 o 1.

Descritte le 10 mappe raster minime, nel paragrafo seguente viene spiegato come effettuare una simulazione in caso di presenza di alberi.

3.3 Simulazione con foresta

Nel caso si voglia tenere in considerazione la foresta, il software permette di scegliere tra due opzioni.

Nella prima, bisogna creare un file `treefile.txt` nel quale vengono indicate le coordinate x e y di ogni albero e il diametro del fusto all'altezza del petto (DPU in cm) (Dorren et al., 2014). Questi dati possono essere ottenuti tramite misurazione in sito oppure utilizzando un modello digitale di superficie (DSM). Il file dev'essere salvato nella directory di lavoro e privo d'intestazione. In Figura 3.5 ne viene riportato un estratto:

336589.188	4998174.000	78.514
336595.125	4998174.500	66.404
336597.750	4998173.000	94.742
336607.188	4998176.500	48.299
336610.156	4998175.000	135.959
336614.625	4998177.500	22.880
336618.594	4998172.500	52.267
336622.906	4998176.000	11.220

Figura 3.5 – File `tree.txt`

In aggiunta al file `treefile.txt`, va creato un file raster chiamato `conif_percent.asc` che indica la percentuale media di conifere all'interno di ogni cella. Dovrà avere la stessa dimensione delle mappe raster viste in precedenza e può assumere valori compresi tra 0 e 100 (Dorren e Heuvelink, 2014).

Nella seconda opzione, la vegetazione è rappresentata utilizzando quattro mappe raster (Dorren et al., 2014). Uno di questi è il file `conif_percent.asc` descritto precedentemente mentre gli altri sono:

- `nrtrees.asc`, numero di alberi per ettaro all'interno di ogni cella; valori di tipo interno compresi tra 0 e 10000 ha^{-1} ;
- `dbhmean.asc`, DPU media all'interno di ogni cella; valori di tipo interno compresi tra 0 e 250 cm;
- `dbhstd.asc`, deviazione standard di DPU all'interno di ogni cella; valori di tipo interno compresi tra 0 e 250 cm;

In funzione di queste quattro mappe raster, il software assegna per ogni pixel un numero di alberi aventi un determinato diametro e costruisce il file `treefile.txt` esposto precedentemente. L'assegnazione della DPU è calcolata tramite una distribuzione gamma che viene definita a partire dal valore medio e dalla deviazione standard in ogni cella (Dorren et al., 2014). Il vantaggio della seconda opzione risiede nella possibilità di rappresentare la vegetazione ricoperta dagli alberi più grandi, che non risulta visibile nel DSM, ma che svolge una significativa azione di protezione. In Figura 3.6 sono rappresentati i passaggi necessari alla creazione delle mappe raster.

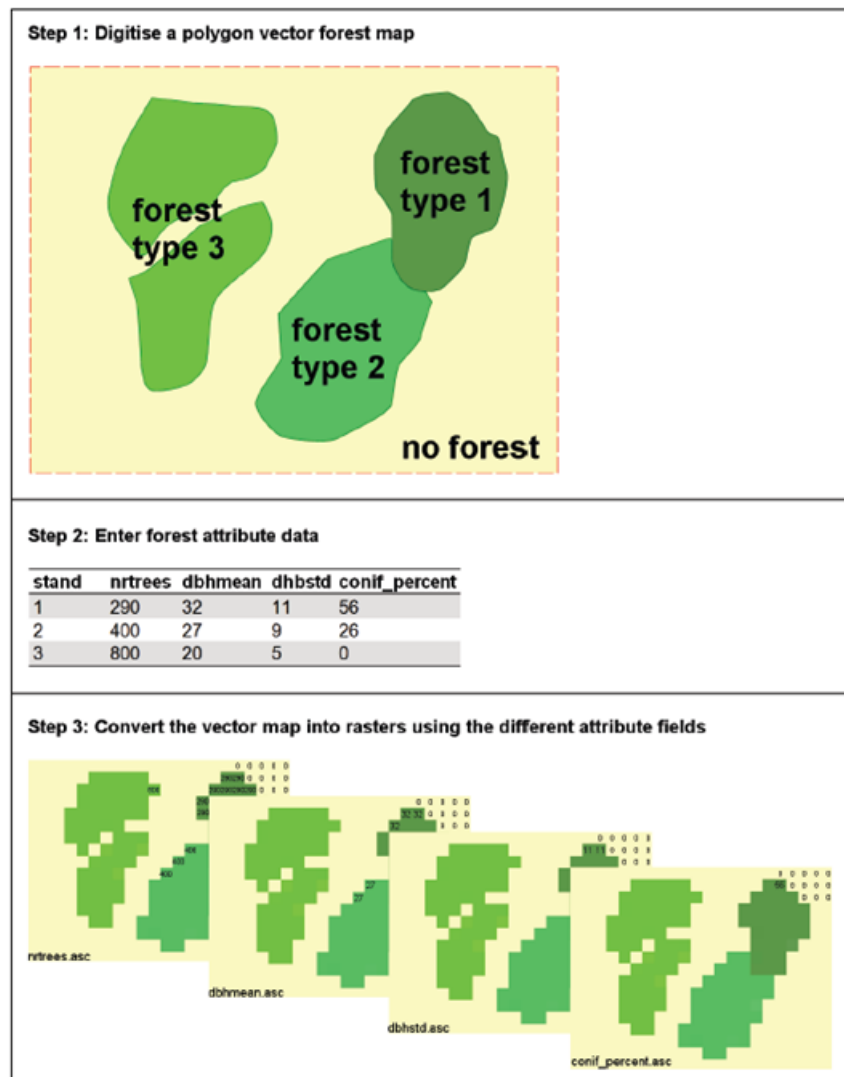


Figura 3.6 – Steps necessari per la creazione mappe raster foresta (Dorren et al., 2014)

3.4 Simulazione con reti paramassi

Il software Rockyfor3D permette la simulazione delle reti paramassi attraverso l'utilizzo di tre file raster che dovranno avere la stessa dimensione e risoluzione di quelli fondamentali visti in precedenza e dovranno essere salvati nella directory di lavoro (Dorren et al., 2014).

- Net_number.asc, numero intero che identifica ogni singola barriera e può assumere valori compresi tra 0 e 999;
- Net_energy, indica l'energia massima, espressa in kJ, che può essere assorbita dalla barriera paramassi;
- Net_height, altezza della barriera, misurata in metri, in direzione normale alla superficie del terreno;

Qualora si effettui una simulazione con barriera paramassi, il software memorizza i valori dei parametri cinematici in corrispondenza di essa. È possibile quindi creare delle barriere fittizie, ovvero con energia di assorbimento nulla, che verranno utilizzare per estrapolare i dati delle variabili cinematiche di seguito elencate:

- E, energia cinetica di traslazione e rotazione espressa in kJ;
- Ph, altezza con la quale il masso arriva sulla barriera, viene espressa in metri in direzione normale rispetto alla superficie del pendio;
- V, calcolata in m/s;
- Vrot, velocità rotazionale calcolata in rad/s;
- Imp_a, è l'angolo d'impatto, ovvero l'angolo della traiettoria del masso rispetto al piano orizzontale. Valori negativi indicano un masso che cade mentre valori positivi un masso che si distanzia dalla rete verso l'alto.

Per tutte queste variabili vengono salvati i dati a ogni impatto e vengono calcolati i percentili 50%, 90%, 95% e 98%. Inoltre, per ogni barriera, viene fornito il numero di massi che impattano contro di essa.

3.5 Setup simulazioni

Attraverso l'interfaccia grafica del software (Figura 3.7) è possibile settare una serie di parametri che influenzeranno l'esito delle simulazioni. In Figura 3.8 è riportato uno zoom del riquadro in alto a sinistra dove è possibile settare i seguenti parametri:

- Numero di simulazione per cella sorgente, corrisponde al numero di traiettorie indipendenti simulate in ogni cella sorgente per ogni blocco;
- Variazione percentuale del volume del blocco, per ogni singola traiettoria le tre dimensioni del blocco verranno variate in maniera casuale;
- Altezza di caduta iniziale aggiuntiva, espressa in metri rispetto al DEM;
- Simulazione con o senza foresta;
- Simulazione con o senza barriere paramassi;
- Forma e dimensione nel blocco, in sostituzione ai file raster visti in precedenza.

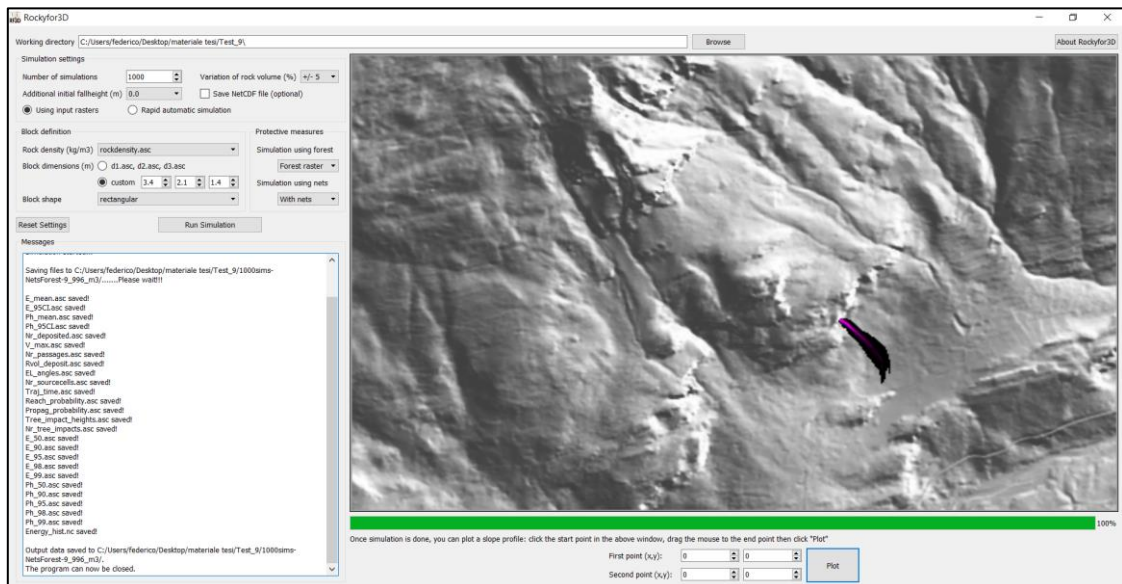


Figura 3.7 – Interfaccia grafico Rockyfor3D

Working directory

Simulation settings

Number of simulations Variation of rock volume (%)

Additional initial fallheight (m) ☐ Save NetCDF file (optional)

☒ Using input rasters ☐ Rapid automatic simulation

Block definition

Rock density (kg/m3)

Block dimensions (m) ☐ d1.asc, d2.asc, d3.asc ☒ custom

Block shape

Protective measures

Simulation using forest

Simulation using nets

Figura 3.8 – Settaggio parametri Rockyfor3D

Una volta settati i parametri è necessario definire la directory di lavoro, ovvero la cartella nella quale sono salvati tutti i file raster precedentemente elencati. In Figura 3.9 viene mostrata una cartella contenente i 17 file raster necessari per effettuare una simulazione con foresta e in presenza di reti paramassi.

Nome	Ultima modifica	Tipo	Dimensione
bshape.asc	05/02/2019 18.54	File ASC	1,077 KB
conif_percent.asc	17/02/2019 09.00	File ASC	309 KB
d1.asc	30/01/2019 10.46	File ASC	1,077 KB
d2.asc	30/01/2019 10.46	File ASC	1,077 KB
d3.asc	30/01/2019 10.46	File ASC	1,077 KB
dbhmean.asc	17/02/2019 08.57	File ASC	309 KB
dbhstd.asc	17/02/2019 08.57	File ASC	309 KB
dem.asc	28/01/2019 22.52	File ASC	2,768 KB
net_energy.asc	05/02/2019 18.35	File ASC	309 KB
net_height.asc	29/01/2019 18.57	File ASC	309 KB
net_number.asc	12/02/2019 22.38	File ASC	1,077 KB
nrtrees_x.asc	17/02/2019 08.54	File ASC	311 KB
rg10.asc	18/02/2019 09.21	File ASC	3,499 KB
rg20.asc	12/02/2019 22.11	File ASC	2,382 KB
rg70.asc	13/02/2019 09.10	File ASC	1,058 KB
rockdensity.asc	07/02/2019 10.20	File ASC	1,846 KB
soiltype.asc	06/02/2019 12.52	File ASC	313 KB

Figura 3.9 – File raster necessari per eseguire una simulazione con foresta e reti paramassi

3.6 Caratteristiche principali del modello

Nel presente paragrafo sono descritti i dati che il software Rockyfor3D utilizza nell'analisi di un problema di caduta massi.

Forma dei blocchi

Si è visto in precedenza che il programma permette la scelta della forma dei blocchi tra quattro tipologie: sferica, parallelepipedo, ellissoidale e discoidale. Oltre alla forma si possono definire i tre diametri d_1 , d_2 e d_3 con i quali viene calcolato il volume del blocco e la sua inerzia. Durante i rimbalzi o gli impatti contro gli alberi il software utilizza solo la forma sferica. In particolare, per simulare l'impatto contro gli alberi viene assunto il diametro più piccolo tra i tre mentre, per calcolare la perdita di energia cinetica durante l'impatto con la superficie del terreno, si utilizza la media dei due diametri maggiori. Potrebbe sembrare che si vada a trascurare l'influenza della forma del blocco sulla direzione di caduta ma di fatto questa viene considerata implicitamente attraverso gli algoritmi probabilistici sulla direzione di caduta.

Caduta con moto parabolico

Il cinematismo di caduta libera viene calcolato utilizzando il moto parabolico uniformemente accelerato. La traiettoria è tridimensionale e quindi viene calcolata la posizione nelle tre componenti x (direzione est-ovest), y (direzione nord-sud) e z (direzione verticale).

Rimbalzi sulla superficie

La velocità successiva a un rimbalzo viene calcolata utilizzando 10 funzioni. La prima cosa da fare è calcolare le componenti normale e tangenziale della velocità rispetto alla pendenza locale, a partire dalle sue componenti orizzontale e verticale. In Figura 3.10 viene mostrata una rappresentazione schematica del meccanismo di rimbalzo utilizzando dal software.

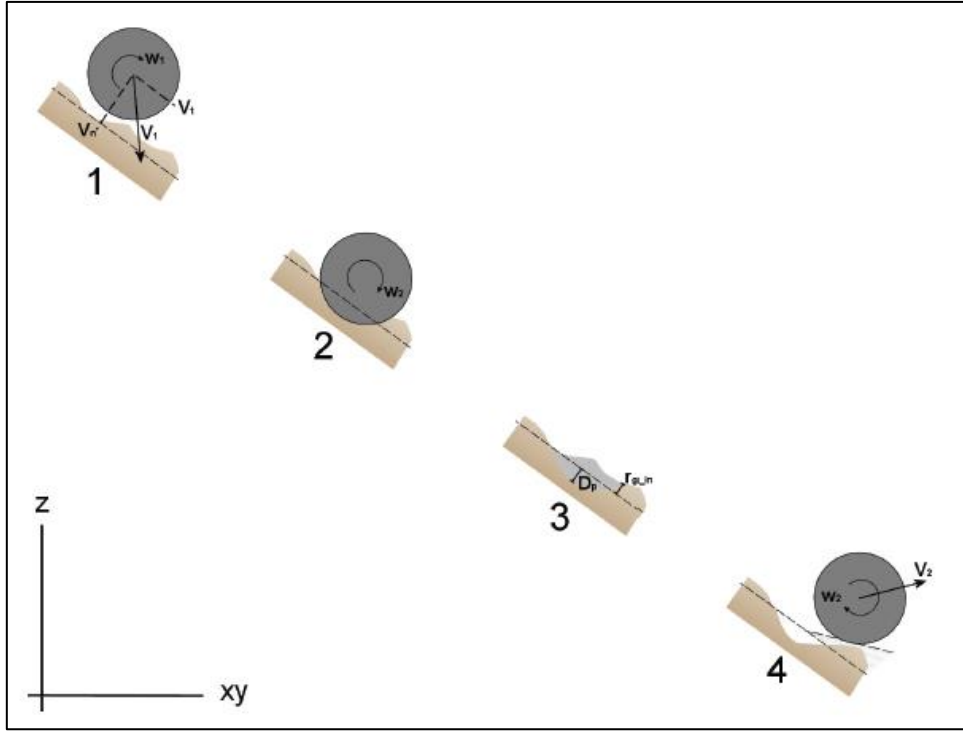


Figura 3.10 – Meccanismo di rimbalzo Rockyfor3D (Dorren et al., 2014)

La profondità di penetrazione D_p dovuta all'impatto viene calcolata utilizzando un'espressione dovuta a Pichler (2005) e il suo valore massimo è pari al raggio del blocco di roccia simulato. I parametri di input sono: coefficiente di restituzione normale R_n , diametro del blocco espresso in metri, massa del blocco in chilogrammi e la sua velocità d'impatto in metri al secondo. Le formule contengono anche due costanti adimensionali che sono k , posta pari a 1.207 e si riferisce alla forma sferica del blocco e B che indica la compressibilità del materiale e le viene assegnato un valore di 1.2. A seguire vengono riportate le espressioni utilizzate dal software (Dorren et al., 2014):

$$\frac{D_p}{d} = \frac{2}{\pi} N \ln \left[\frac{1 + \frac{I_e}{N}}{1 + \frac{k\pi}{4N}} \right] + k \quad \frac{D_p}{d} > k \quad (3.1)$$

$$\frac{D_p}{d} = \sqrt{\frac{1 + \frac{k\pi}{4N}}{1 + \frac{I_e}{N}}} \cdot \frac{4k}{\pi} I_e \quad \frac{D_p}{d} \leq k \quad (3.2)$$

$$I_e = \frac{RockMass \cdot V^2}{R_i \cdot d^3} \quad (\text{momento di inerzia}) \quad (3.3)$$

dove R_i è la resistenza a penetrazione del terreno espressa in MPa ed assume valori compresi tra 1-5 MPa per materiale a grana fine e tra 200-250 MPa per il substrato roccioso. L'equazione è la seguente:

$$R_i = 55 \cdot 10^9 \cdot R_n^7 \quad (3.4)$$

$$N = \frac{RockMass}{\rho_{soil} \cdot d^3 \cdot B \cdot 0.5} \quad (3.5)$$

dove ρ_{soil} è la densità del terreno espressa in kg/m³ ed assume valori compresi tra 1500 kg/m³ per materiale a grana fine e 2500 kg/m³ per il substrato roccioso. L'espressione è la seguente:

$$\rho_{soil} = 1200 \cdot \ln R_n + 3300 \quad (3.6)$$

Una volta nota la massima profondità di penetrazione viene calcolata la velocità del blocco post rimbalzo che è fortemente influenzata dal coefficiente di restituzione tangenziale R_t (Chau e altro, 2002). Quest'ultimo è definito sulla base della dimensione e composizione del materiale che ricopre la superficie del pendio e del raggio del blocco di roccia. Infatti, all'aumentare della dimensione del masso l'effettiva scabrezza della superficie è inferiore se paragonata con massi più piccoli (Kirkby e Statham, 1975, Dorren e Seijmonsbergen, 2003). Per tale motivo è stata proposta la seguente equazione per il calcolo di R_t (Dorren et al., 2006):

$$R_t = \frac{1}{1 + \frac{MOH + D_p}{R}} \quad (3.7)$$

dove MOH è l'altezza che viene assegnata all'ostacolo situato sul terreno ed è espressa in metri, D_p è la profondità di penetrazione e R è il raggio, espresso in metri, del blocco di roccia che cade. Nella realtà, è impossibile individuare il valore da assegnare a MOH in ogni punto dell'area oggetto di studio. Il software, in funzione delle tre classi di

probabilità rg70, rg20 e rg10, calcola l'altezza media dell'ostacolo. Successivamente, con il valore di R_t viene calcolata la velocità tangenziale del blocco post impatto utilizzando la seguente equazione (Pfiffer e Bowen, 1989):

$$V_{t2} = \sqrt{\frac{R^2 \cdot (I \cdot V_{rot1}^2 + RockMass \cdot V_{t1}^2) \cdot R_t}{I + RockMass \cdot R^2}} \quad (3.8)$$

dove V_{t1} e V_{rot1} sono rispettivamente la componente tangenziale e rotazionale della velocità del blocco prima dell'impatto mentre I è il momento d'inerzia riferito alla forma del blocco.

Per il calcolo della velocità normale del blocco post impatto viene utilizzata la seguente espressione (Pfiffer e Bowen 1989):

$$V_{n2} = \frac{-V_{n1} \cdot R_n}{1 + \left(\frac{|V_{n1}|}{9}\right)^2} \quad (3.9)$$

dove V_{n1} è la componente normale della velocità del blocco prima del rimbalzo. Il secondo termine al denominatore tiene conto della riduzione del coefficiente di restituzione normale R_n all'aumentare della velocità d'impatto. Si passa da rimbalzi elastici per velocità basse a rimbalzi meno elastici a causa delle fratture che vanno a formarsi nel blocco e dalle depressioni lasciate dal masso sul pendio a velocità alte (Habib, 1977). Così facendo il software tiene conto in maniera indiretta degli effetti dell'angolo di attrito sulla tipologia di rimbalzo (Wu, 1985).

In realtà, prima di calcolare V_{t2} e V_{n2} , l'algoritmo varia casualmente i valori di R_t e R_n di $\pm 10\%$ per tenere in considerazione la variabilità della scabrezza che si osserva in natura.

La velocità rotazionale del blocco dopo il rimbalzo V_{rot2} viene calcolata con la seguente espressione:

$$V_{rot2} = \min \left[\frac{V_{t2}}{R}; V_{rot1} + \frac{2 \cdot (V_{t1} - V_{t2})}{5 \cdot R} \right] \quad (3.10)$$

Se la pendenza è compresa tra 0° e 30°, l'algoritmo applica due condizioni. La prima riguarda l'angolo di inclinazione del pendio che, nel luogo dove avviene il rimbalzo, viene casualmente e uniformemente ridotto fino al valore massimo di 4°. La seconda, si riferisce al cinematismo di rotolamento che viene rappresentato come una successione di piccoli rimbalzi che avvengono a una distanza pari a quella del raggio del blocco considerato e comunque non inferiore a 0.2 metri.

Impatto contro un albero

La traiettoria del blocco è fornita analiticamente e risulta quindi nota la posizione del blocco in modo continuo. Questo permette di calcolare l'esatta posizione d'impatto sull'albero e la conseguente dissipazione di energia. Oltre alla posizione spaziale del fusto, viene considerato il suo diametro, la tipologia di albero (latifolia o conifere) e l'energia del blocco di roccia che cade. L'energia persa è calcolata utilizzando quattro differenti espressioni (3.11, 3.12, 3.13, 3.15).

La prima, in accordo con Dorren e Berger (2006), fornisce la quantità massima di energia che un albero può assorbire e quindi dissipare e lega tale valore al diametro e tipologia di albero.

$$E_{dissM} = FE_{ratio} \cdot 38.7 \cdot DBH^{2.31} \quad (3.11)$$

dove: E_{dissM} è la massima quantità di energia cinetica dissipabile e viene espressa in Joule; FE_{ratio} è il rapporto di energia-rottura in funzione della tipologia di albero (sulla base degli studi di Dorren e Berger, 2006) e assume il valore di 0.93 per le conifere e 1.59 per le latifoglie; DBH è il diametro del tronco in centimetri misurato all'altezza del petto.

La massima quantità di energia che può essere dissipata durante l'impatto dipende ulteriormente anche dalla posizione orizzontale e verticale in cui si verifica quest'ultimo. L'effetto della posizione orizzontale è tenuto conto dalla seguente espressione (Dorren e Berger, 2006):

$$dE_{hor} = -0.046 + \frac{0.98 + 0.046}{1 + 10^{\left(0.58 - \frac{P_i - CTA}{0.5 \cdot DBH} \cdot (-8)\right)}} \quad (3.12)$$

dove: dE_{hor} è la massima energia che può assorbire l'albero riferita alla posizione orizzontale dell'impatto ed è adimensionale; $P_i - CTA$ è la distanza orizzontale tra il punto d'impatto e l'asse verticale che passa per il centro dell'albero. In Figura 3.11 vengono mostrate tre differenti impatti in funzione della distanza orizzontale tra il centro di quest'ultimo e la CTA.

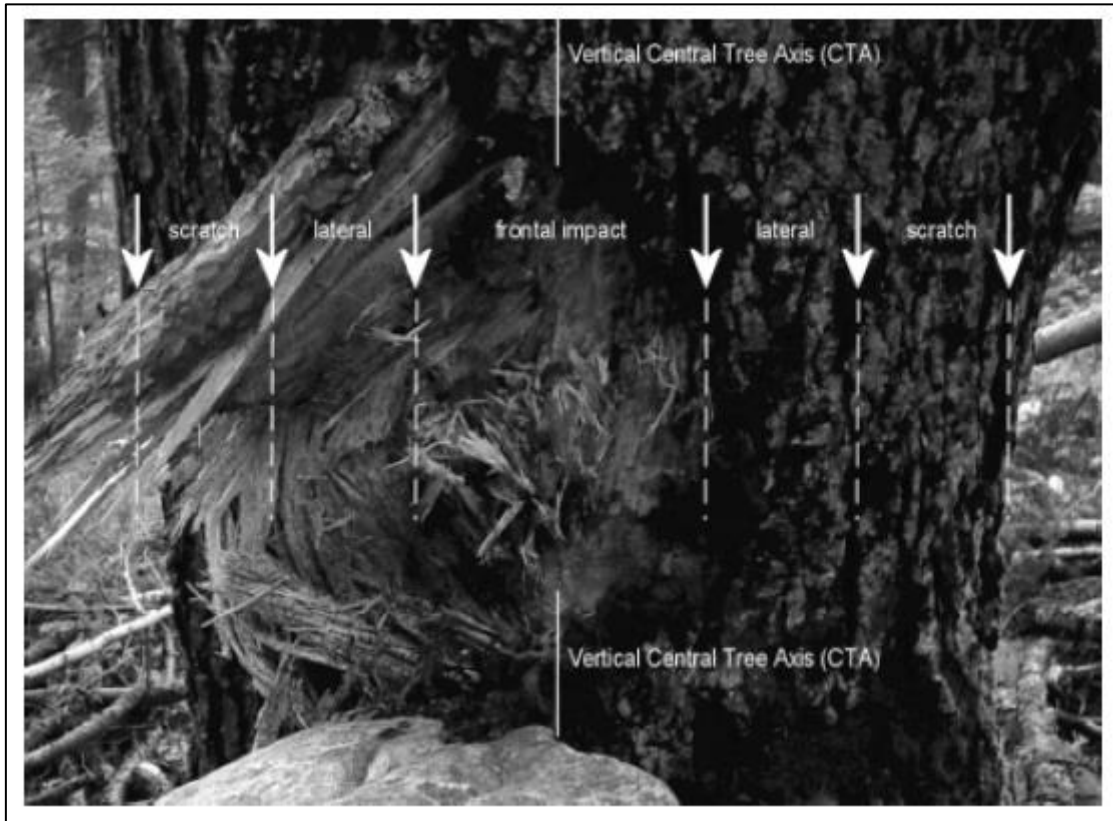


Figura 3.11 – Tipologie di impatti (Dorren et al., 2014)

Mentre per quanto riguarda l'effetto della posizione verticale viene utilizzata la seguente equazione:

$$dE_{vert} = 1.62 \cdot \left(\frac{1}{1 + e^{\frac{18.04 \cdot Z_i}{H_{tree}} + 0.02 \cdot DBH - 2.35}} - \frac{1}{1 + e^{15.69 + 0.02 \cdot DBH}} \right) \quad (3.13)$$

dove: dE_{vert} è la massima energia che può assorbire l'albero riferita alla posizione verticale (altezza impatto) ed è adimensionale; Z_i è il punto d'impatto espresso in metri; H_{tree} è l'altezza teorica dell'albero, valutata in metri, il cui valore viene fornito dalla seguente espressione che è stata ricavata dall'analisi di migliaia di alberi in tutto l'arco alpino:

$$H_{tree} = 1.22 \cdot DBH^{0.8} \quad (3.14)$$

La percentuale di energia massima dissipabile da un albero dE_{a_imp} è calcolata in funzione dell'angolo di impatto del blocco, α_{imp} espresso in gradi, rispetto alla posizione verticale dell'albero (Jonsson, 2007). L'equazione utilizzata è la seguente:

$$dE_{a_imp} = \min \left[1; 1.03 \cdot \sin \left(1.46 \cdot \frac{\min(\alpha_{imp}, 70)}{180^\circ} \cdot \pi + 0.73 \right) \right] \quad (3.15)$$

In Figura 3.12 è plottato l'andamento delle quattro funzioni, sopra descritte, che vengono utilizzate per calcolare l'energia cinetica dissipata a seguito di un impatto, riferite a un'altezza dell'albero all'incirca di 13 metri e una DBH di 20 centimetri.

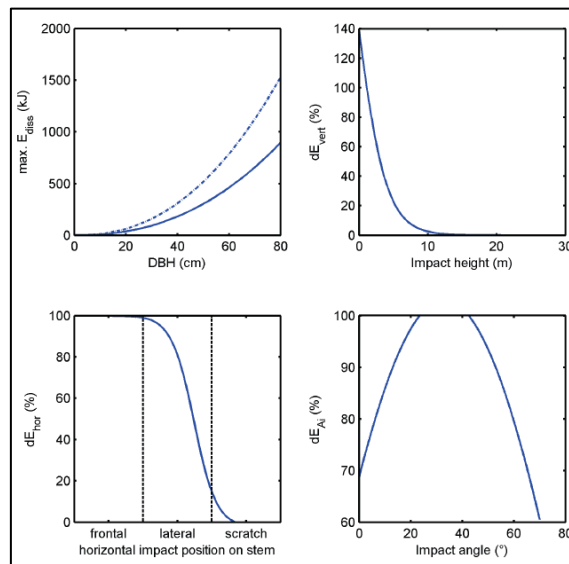


Figura 3.12 – Andamento funzioni per il calcolo dell'energia dissipata durante l'impatto con un albero (Dorren et al., 2014)

Come ultima cosa viene valutata l'energia totale dissipata dall'albero in kilojoule:

$$E_{dtree} = \frac{E_{dissM} \cdot dE_{vert} \cdot dE_{hor} \cdot dE_{\alpha imp}}{1000} \quad (3.16)$$

Calcolo della direzione di caduta

La direzione di caduta del blocco di roccia dipende, in un primo momento, dalla collocazione della cella sorgente. Successivamente, la direzione varia per effetto di due motivi: rimbalzi sulla superficie e impatti contro gli alberi.

Per quanto riguarda i rimbalzi sulla superficie, l'angolo di deviazione è funzione della topografia, direzione di caduta del blocco (prima del rimbalzo) e la sua velocità. Viene definito il parametro slope aspect che indica la massima variazione di direzione, valutata verso valle, e viene calcolata tra ogni cella e le quattro con le quali ha un lato in comune. Per calcolarlo è utilizzato l'algoritmo proposto da Zevenbergen e Thorne (1987) che viene schematizzato in Figura 3.13.

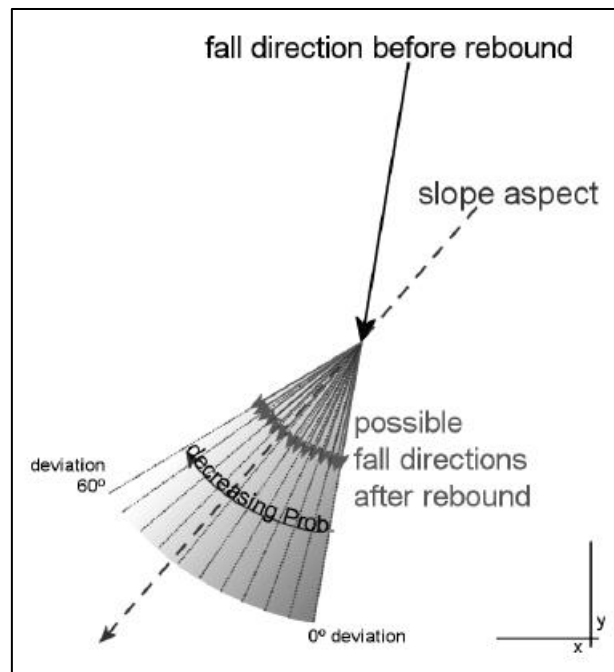


Figura 3.13 – Calcolo della possibile direzione di caduta a seguito di un rimbalzo (Dorren et al., 2014)

L'angolo di deviazione è ottenuto a partire dalla velocità del blocco di roccia e da un numero casuale. Quest'ultimo indica la deviazione angolare del blocco rispetto alla traiettoria originale. In Tabella 3.2 viene riportata la probabilità, espressi in percentuale, della deviazione angolare in funzione della velocità.

Angolo di deviazione [°]	0-5	0-52	5-10	15-20	20-25	25-30	30-35	35-40	40-45	45-50	50-55
$V < 10$ [m/s]	49	15	9	6	5	4	3	3	3	2	2
$10 \leq V < 15$ [m/s]	53	14	8	6	4	4	3	3	2	2	2
$V \geq 15$ [m/s]	46	16	10	7	5	4	4	3	3	2	0

Tabella 3.2 – Probabilità in % dell'intervallo dell'angolo di deviazioni in funzione della velocità

I valori riportati nella tabella sopra sono ottenuti a partire dalla analisi statistica delle traiettorie di caduta dei massi e le relative velocità che sono state misurate da Dorren e altri (2006). Qualora il blocco si muovesse verso monte, gli intervalli sopra indicati restano possibili per entrambe le direzioni laterali rispetto a quella assunta dal blocco prima dell'impatto. Tuttavia, se un blocco entra in un incavo (depressione nel DEM), il rimbalzo non modifica la sua direzione.

Per quanto riguarda la variazione di direzione a seguito dell'impatto contro un albero, Dorren e altri (2005) hanno osservato una deviazione fino a 76° rispetto alla direzione iniziale che dipende dalla posizione del baricentro del blocco rispetto al fusto dell'albero nell'istante dell'impatto. Sulla base di tale principio vengono definite tre tipologie di impatto: laterale, frontale e di striscio (Figura 3.11). In Tabella 3.3 è riportata la probabilità, espressa in percentuale, della deviazione della direzione di caduta in funzione della tipologia di impatto.

Tipo di impatto	Deviazione 0-22.5°	Deviazione 22.5-67.5°	Deviazione 67.5-76°
Frontale	44	50	6
Laterale	11	84	5
Di striscio	72	24	4

Tabella 3.3 – Probabilità in % della deviazione di caduta dovuta all'impatto contro un albero

3.7 Output del modello

Gli output forniti dal software sono tutti file raster nei quali, per ogni cella, vengono memorizzate le variabili cinematiche calcolate ogni volta che un blocco passa sulla cella (Figura 3.14).

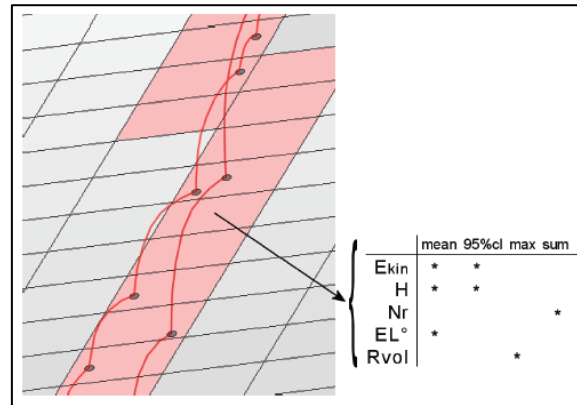


Figura 3.14 – Memorizzazione variabili cinematiche (Dorren et al., 2014)

In particolare, i file raster di output creati dal software variano da un minimo di 14 fino a un massimo di 16 in presenza di foresta. Il formato dei file è ESRI ASCII Grid e quindi possono essere importati all'interno del software QGIS. A seguire vengono elencati tutti i singoli file seguiti da una breve descrizione:

- E_mean.asc, media dei massimi valori di energia cinetica (rotazione e traslazione) di tutti i blocchi passati per quella cella;
- E_50.asc, E_90.asc, E_95.asc, E_98.asc, E_99.asc: il 50°, 90°, 95° e 98° percentile di energia cinetica calcolati in ogni cella. L'output è composto da numeri interi secondo i seguenti valori di energia: ≤3, 6, 9, 12, 15, 18, 21, 24, 27, 30, 40, 50, 60, 70, 80, 90, 100, 110, 120, 130, 140, 150, 200, 250, 300, 500, 750, 1000, 1500, 2000, 3000, 5000, 8000, 10000, 15000, 20000, 50000, 99999 (quest'ultimo rappresenta tutti i valori maggiori di 50000 kilojoule) tutti espressi in kilojoule (kJ).
- E_95CI.asc, è uguale a: $E_{mean} + 2 \cdot \text{Deviazioni standard del massimo valore in una cella assumendo una distribuzione normale}$. La deviazione standard viene calcolata con la seguente espressione:

$$\sigma = \sqrt{\frac{1}{n(n-1)} \left(n \sum_{i=1}^n x_i^2 - \left(\sum_{i=1}^n x_i \right)^2 \right)} \quad (3.17)$$

I valori forniti dal raster in esame possono essere considerati come i massimi valori di energia registrati nella cella considerata;

- Ph_mean.asc, media della massima altezza di passaggio, misurata in metri lungo la direzione normale rispetto alla superficie del pendio, di tutti i blocchi che durante la simulazione hanno attraversato la cella;
- Ph_50.asc, Ph_90.asc, Ph_95.asc, Ph_98.asc, Ph_99.asc, rappresentano rispettivamente il 50°, 90°, 95° e 98° percentile di altezza di passaggio memorizzata in ogni cella. L'output è costituito da numeri interi che corrispondono ai seguenti intervalli di altezza espressi in metri: ≤0.5, 1, 2, 3, 4, 5, 10, 20, >20 m;
- Ph_95Cl, il metodo di calcolo è lo stesso visto per il parametro E_95Cl.asc. Può essere considerata come la massima altezza registrata nella cella in esame.
- Nr_passages.asc, indica il numero dei blocchi che hanno attraversato ogni cella;
- Nr_sourcecells.asc, è numero di celle sorgenti che alimentano la cella in esame;
- Reach_probability.asc, fornisce la mappa che mostra la probabilità che un masso di roccia arrivi in una data cella. La formula utilizzata la seguente e viene espressa in percentuale:

$$\frac{Nr_{passages} 100}{Nr_{simulations_per_source_cell} \cdot Nr_{sourcecells}} \quad (3.18)$$

- Nr_deposited.asc, è il numero di blocchi che si sono arrestati in ogni cella. Con questa mappa è possibile delimitare le aree di arresto dei blocchi in un evento di caduta massi e quindi costruire una mappa di pericolosità;
- Rvol_deposit.asc: rappresenta il massimo volume del blocco, espresso in m³, arrestato in ogni cella. Il suo valore è uguale al volume inserito come input in quanto si ricorda che il software non permette la frammentazione dei massi;
- EL_angles.asc, file raster contenente gli angoli minimi sottesi dalla linea dell'energia ricalcolata per cella (in °). L'angolo della linea dell'energia (come

descritto da Heim (1932); Scheidegger (1973); Toppe (1987); Gerber (1998), Jaboyedoff e Labiouse (2003)) è l'angolo di inclinazione di una linea diretta virtuale tra la posizione di arresto e la posizione di origine del blocco caduto. I valori possono essere utilizzati per confrontare gli angoli EL calcolati dalle simulazioni del software con quelli all'EL usualmente utilizzati che sono all'incirca di 27°-33° in presenza di pendii privi di vegetazione e valori qualora fosse presente;

- Traj_time.asc, è il tempo minimo, espresso in secondi, che un masso impiega per arrivare alla cella in esame partendo dalle celle sorgenti definite;
- V_max.asc, indica la velocità massima del blocco, in valore assoluto ed espressa in m/s, misurata in ogni cella. I valori devono essere presi con prudenza in quanto non si hanno informazioni sulla distribuzione statistica delle velocità del blocco;
- Tree_impact_heights.asc, rappresenta la massima altezza, espressa in metri, alla quale si è registrato un impatto contro un albero per la cella raster in esame;
- Nr_tree_impacts.asc, indica il numero di impatti sull'albero per cella raster considerata.

Gli ultimi due file vengono creati solo in presenza di vegetazione. Infine, viene creato il file "Rockyfor3D_v50_logfile_dd-mm-yyyy_HHMM.txt" che contiene tutte le impostazioni della simulazione (Figura 3.15).

```
Rockyfor3D_v5.2.11_logfile_13-2-2019_10h42.txt - Blocco note
File Modifica Formato Visualizza ?
Rockyfor3D v5.2.11 - Simulations completed on Wed Feb 13 10:42:22 2019

simulation started on Wed Feb 13 10:35:01 2019

simulation settings:
- rock volume variation = +/- 5
- nr. of simulations per source cell = 100000
- nr. of simulated falling rocks (total nr. simulations) = 300000
- additional initial fallheight = 0.000000 m
- Simulation with forest and with nets

Overall simulated block volumes:
- min = 4.800000 m3
- mean = 5.200000 m3
- max = 5.200000 m3

Overall simulated energy values:
- maximum of the mean energy values = 2026.200000 kj
- maximum energy value = 8027.200000 kj

Statistics on Energy Line Angles recalculated from simulated trajectories:
EL_angle[°] frequency[-] frequency[%]
33.00 1.00 0.00
34.00 6.00 0.00
35.00 9.00 0.00
```

Figura 3.15 – File contenente le impostazioni della simulazione

3.8 Osservazioni sul software

L'algoritmo di calcolo di Rockyfor3D presenta una serie di limitazioni o criticità che vanno evitate o quantomeno tenute in considerazione per un'analisi critica e consapevole dei risultati della simulazione. A seguire vengono elencate i principali aspetti:

- Risoluzione, ovvero la dimensione della cella. L'intervallo consigliato è 2x2 m fino a 5x5 m. Al di sotto dei 2x2 m si possono ottenere risultati migliori ma a discapito di un tempo computazionale decisamente superiore. Al di sopra dei 5x5 m si osserva una risoluzione eccessivamente bassa fino al caso limite di 10x10 m dove la discretizzazione è troppo approssimata per la riproduzione di fenomeni di caduta massi su scala locale;
- Micro-topografia, costituita dal modello digitale del terreno (DTM), deve essere accurata in quanto rappresenta la trama spaziale che va a schematizzare il pendio e costituisce il piano immaginario su cui si muovono i massi. Con le

sue caratteristiche influenza il cinematismo dei massi che cadono: deviandoli, rallentandoli e arrestandoli;

- Altezza dei rimbalzi, cambia in funzione della dimensione della cella del modello digitale del terreno; tende ad aumentare in presenza di elevate pendenze e, viceversa, a diminuire nei tratti pianeggianti;
- Collocazione degli impatti, risulta essere abbastanza accurata qualora si utilizzino risoluzioni elevate e decresce all'aumentare della grandezza della cella;
- Altezza degli impatti, il punto medio d'impatto lungo il tronco degli alberi risulta avere una precaria fedeltà con la realtà soprattutto qualora si utilizzasse un modello digitale del terreno con una bassa risoluzione.
- Numero di simulazioni, è uno dei parametri che maggiormente influenza i risultati ottenuti in termini di area di invasione e grandezze cinematiche (velocità, altezza di passaggio, energia cinetica). Il numero di simulazioni scelto dev'essere tale da garantire gli stessi risultati, a meno di un errore limitato, nel suo intorno, quindi con un numero di simulazioni maggiore e inferiore rispetto a quello scelto. Alcuni autori forniscono indicazioni sulla qualità che deve raggiungere un modello per essere definito accettabile. La soglia di accettabilità sulla traiettoria, energia totale e distanza di arresto è posta pari all'80% rispetto a quanto osservato (Barbero 2017).

4. Caso studio

Prima di entrare nel dettaglio dell'analisi condotta nella presente tesi, verrà esposta una breve descrizione della zona oggetto di studio da un punto di vista storico, geografico, geomorfologico e climatico. Successivamente, verrà analizzato l'evento di caduta massi che si è verificato il 9 novembre 2011; studiato nell'ambito della back-analysis. Quest'ultima ha richiesto la lettura di documentazioni e relazioni tecniche e un rilievo in sito (descritto meglio nel seguito) attraverso il quale sono state determinate le caratteristiche della copertura forestale e i volumi al piede.

4.1 Descrizione storico-geografica del sito

Il comune di Exilles è situato in Piemonte, nel Nord Italia, e più precisamente nell'alta Val di Susa (Figura 4.1). La zona abitata di Exilles vanta origini antichissime dovute alla sua posizione strategica nell'alta valle di Susa, lungo la strada che collega la Francia con la pianura Padana. In seguito, venne costruito un forte attorno al quale si sviluppò il centro abitato. Nel 1155, il forte passò nei possedimenti dei conti d'Albon che realizzarono un complesso fortificato. Negli anni seguenti, il territorio cambiò più volte sovranità passando alternativamente da quella piemontese a quella francese. Nel giugno del 1593 Exilles passò definitivamente sotto il dominio del Ducato di Savoia. I Savoia fortificarono nuovamente Exilles rendendola una roccaforte inespugnabile e la zona abitata venne occupata da molti insediamenti. Con la perdita di importanza strategica del forte, a partire dall'Ottocento, l'importanza del comune diminuì consistentemente e di conseguenza anche la sua popolazione.

Attualmente il comune di Exilles è composto da cinque frazioni: Deveys, San Colombano, Champbons, Plantà e Cels. Quest'ultima a sua volta si divide in tre borgate: Morliere, Rif e Ruinas. Tutte e cinque le frazioni sono state fortemente influenzate dalla presenza del forte e dalla sua storia.

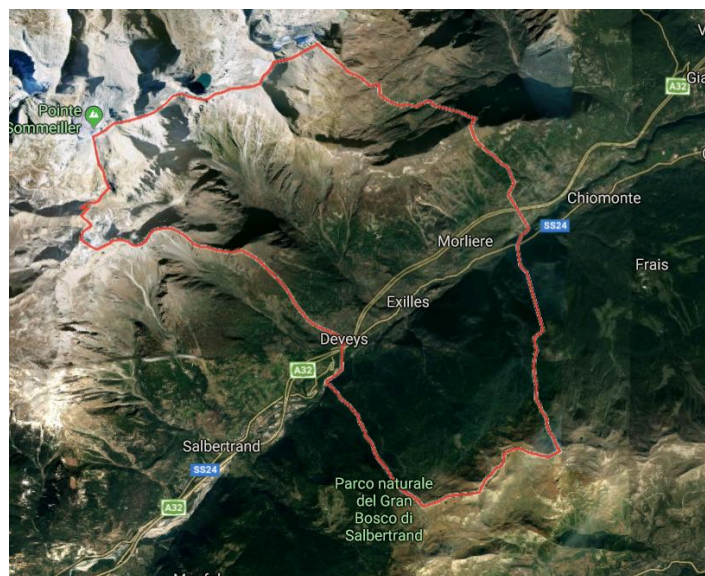


Figura 4.1 – Localizzazione borgata di Morliere (Google Maps)

4.2 Inquadramento climatico

Il clima è tipicamente prealpino caratterizzato da gradienti termici verticali pari a circa 10 °C per chilometro. Le temperature medie annue sono comprese tra i 7 e 10 C°. I valori minimi si raggiungono nel mese di gennaio mentre quelli massimi nel mese di luglio. In tabella viene riportato l'andamento delle temperature dal 1957 al 2009. La fascia di riferimento è quella compresa tra 500 e 1500 metri in quanto la borgata di Morliere ha altitudine pari a 955 metri.

		Anno	Gen	Feb	Mar	Apr	Mag	Giu	Lug	Ago	Set	Ott	Nov	Dic
		°C	°C	°C	°C	°C	°C	°C	°C	°C	°C	°C	°C	°C
inferiori a 500 m	Massima	16,9	5,7	8,2	13	16,7	21,4	25,6	28,5	27,5	23,1	17,1	10,5	6,4
	Minima	8,2	-0,8	0,5	3,8	7,2	11,8	15,4	17,7	17,2	13,6	9	3,9	0,1
tra 500 m e 1500 m	Massima	12,6	3,6	5	8,2	11,4	15,9	20	22,9	22,1	17,9	13	7,4	4,1
	Minima	5,2	-2,5	-1,8	0,7	3,7	8	11,4	13,8	13,6	10,2	6,2	1,4	-1,8
tra 1500 m e 2500 m	Massima	6,5	-0,9	-0,1	2	4,5	8,9	12,7	15,5	14,9	11,4	7,4	2,5	-0,2
	Minima	0,8	-6,2	-6,1	-4,3	-1,8	2,8	6,4	9,1	9	6	2,5	-2,3	-5,2
superiori a 2500 m	Massima	0,3	-5,3	-5,5	-4,4	-2,8	1,4	4,8	7,6	7,4	4,9	2,1	-2,2	-4,4
	Minima	-3,9	-9,8	-10,1	-9,1	-7,3	-2,8	0,8	3,6	3,6	1,2	-1,8	-6,3	-8,8

Tabella 4.1 – Temperature medie, massime e minimi in funzione della fascia altimetrica nel periodo 1958-2009 (Arpa Piemonte)

Per quanto riguarda le precipitazioni, si registrano due massimi in corrispondenza della stagione primaverile e invernale. Le precipitazioni minime si osservano nei mesi invernali ma non presentano una marcata differenza rispetto ai valori estivi (Tabella 4.2, Tabella 4.3).

Quota	Anno	Gen	Feb	Mar	Apr	Mag	Giu	Lug	Ago	Set	Ott	Nov	Dic
[m]	mm	mm	mm	mm	mm	mm	mm	mm	mm	mm	mm	mm	mm
inferiori a 500 m	920,8	51,8	66,5	100	108,1	81,3	52,9	73,4	84,6	106,3	92,6	57,3	46
tra 500 m e 1500 m	1094,2	56,1	75,4	118,8	133,4	99,9	65,2	85,6	103	130,3	107,9	65,7	52,9
tra 1500 m e 2500 m	959,4	51,9	65,5	99,4	114,5	89,7	61,1	76,1	87,6	111	90,6	61,3	50,7
superiori a 2500 m	925,3	50,5	62	93,4	112,8	91	64,4	77,9	82,9	101,6	81,9	57,9	48,9

Tabella 4.2- Cumulata media delle precipitazioni annue relative al periodo 1958-2009 (Arpa Piemonte)

Quota	Anno	Gen	Feb	Mar	Apr	Mag	Giu	Lug	Ago	Set	Ott	Nov	Dic
[m]	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%
inferiori a 500 m	100	5,6	7,2	10,9	11,7	8,8	5,7	8	9,2	11,5	10,1	6,2	5
tra 500 m e 1500 m	100	6,1	8,2	12,9	14,5	10,8	7,1	9,3	11,2	14,2	11,7	7,1	5,7
tra 1500 m e 2500 m	100	5,6	7,1	10,8	12,4	9,7	6,6	8,3	9,5	12,1	9,8	6,7	5,5
superiori a 2500 m	100	5,5	6,7	10,1	12,3	9,9	7	8,5	9	11	8,9	6,3	5,3

Tabella 4.3 – Percentuale rispetto al totale annuo delle precipitazioni cumulate medie mensili riferite all'arco temporale 1958-2009 (Arpa Piemonte)

4.3 Inquadramento geomorfologico e litologico

La porzione di pendio che sovrasta l'abitato di Morliere presenta sulla sua sommità una parete rocciosa, praticamente verticale, che si sviluppa per circa 150 metri. Nella porzione mediana e al piede del versante, è presente un declivio regolare con una pendenza media di circa 35-40 %, che termina a ridosso delle abitazioni più a monte della borgata di Morliere. La roccia è prevalentemente formata da gneiss con strati affioranti ad elevato spessore e scistosità orientata a reggipoggio e risulta frazionata da molteplici sistemi di fratturazione aventi orientamento diverso (Sea Consulting, 2004). L'intersezione tra le superficie delle varie discontinuità genera volumetrie di roccia con forma parallelepipedica con preferenza colonnare (Sea Consulting, 2004). Tale

caratteristica unita alla degradazione operata dagli agenti atmosferici, comporta un'elevata probabilità di distacchi di porzioni di roccia anche con grandi volumetrie. Tale fatto è confermato dalla presenza, lungo il declivio, di un numero elevato di blocchi di varie dimensioni, anche ragguardevoli, e anche dalle volumetrie che hanno interessato i vari cinematismi che si sono attivati in passato (CFAVS, 2011).

4.4 Descrizione dell'evento franoso del 9/11/2011

L'area oggetto di studio corrisponde alla porzione di territorio che sovrasta la frazione di Morliere e si estende dai 950 metri, della zona abitata, fino ai 1130 metri della nicchia di distacco. Quest'ultima è caratterizzata da ampi affioramenti rocciosi di micascisti alla cui base è presente una densa foresta di castagni e betulle i cui apparati radicali si infiltrano tra le fessure delle rocce. L'abitato è sempre stato affetto da fenomeni di crollo. Le prime fonti risalgono al 1636, anno in cui si riporta la completa distruzione dell'abitato, per poi passare ai crolli del 1949, 1972, 1981, 1984, 2003 e quello del 9/11/2011. Negli anni sono stati realizzati una serie di interventi, attivi e passivi, nell'area retrostante la località di Morliere. Nel 1984 sono state installate, dalla ditta Eurock, due ordini di barriera paramassi (Eurock, 1982); inoltre furono realizzati interventi attivi in parete, consistenti nel disgaggio intensivo, su di un'area di 5000 m², di porzioni di roccia ad elevata pericolosità e con volumetrie massime pari a 1.5 m³, legatura di zone rocciose e messa in opera di strumentazione di monitoraggio consistenti in 8 spie fessurimetriche (Regione Piemonte, 1982). A seguito dell'evento del 9/11/2011 sono stati realizzati (e terminati a fine 2011) una serie di interventi per la messa in sicurezza della parete rocciosa sovrastante Morliere e il ripristino della barriera paramassi abbattuta durante l'evento. In particolare, sono stati messi in sicurezza due massi: il primo (a sinistra in Figura 4.2) tramite 6 chiodi aventi lunghezza pari a 2 metri e diametro di 25 mm, mentre per il secondo sono stati utilizzati 4 chiodi, aventi le stesse dimensioni viste per il masso 1, e una rete di 4x2 metri (a destra in Figura 4.2) (CFAVS, 2011). La porzione di barriera distrutta è stata sostituita andando ad installare nuovi pannelli in fune, per un totale di 90 m², nuovi freni e 7 nuovi ancoraggi da 6 metri ciascuno (Figura 4.3) (CFAVS, 2011).



Figura 4.2 – Massi messi in sicurezza post evento del 9/11/2011 (CFAVS, 2011)



Figura 4.3 – Porzione sostituita della barriera paramassi (CFAVS, 2011)

La zona di distacco dell'evento del 9 novembre 2011 è stata individuata dai rilievi eseguiti dal consorzio forestale alta Valle di Susa il giorno stesso dell'evento. Per conoscerne le caratteristiche sono stati consultati il protocollo numero 87512 della Regione Piemonte e il verbale di sopralluogo n°29/2011 del consorzio forestale alta Valle di Susa. In questi

due documenti è riportato che, a causa di intensi e prolungati eventi meteorici che hanno avuto luogo nei giorni precedenti, un pilastro di micascisti si è ribaltato. Il volume stimato è di circa 90-100 m³ (Regione Piemonte, 2011). Una porzione si è frantumata al piede mentre un'altra ha dato luogo a un cinematismo verso valle. Il moto dei blocchi è stato piuttosto raso al pendio e principalmente di rotolamento. È probabile che i frammenti, nel loro moto verso valle, abbiano mobilità massi di dimensioni plurimetriche già presenti sulla superficie del pendio che sono andati a impattare contro la barriera paramassi, posizionata a inizi anni ottanta, abbattendone sei piantoni per un totale di cinquanta metri di sviluppo lineare (CFAVS, 2011). Questa ipotesi è avvalorata dalla superficie dei blocchi che hanno raggiunto le abitazioni in quanto presenta una patina scura uniforme segno che erano collocati e aggregati con il terreno (CFAVS, 2011). Le abitazioni colpite risultano essere tre di cui due, disabitate, hanno riportato il danneggiamento della parete lato monte (Figura 4.4, Figura 4.5), e la terza, abitata, contro la quale ha impattato un masso di circa 35 m³ che ha distrutto un gabinetto esterno e si appoggiato contro il muro (Figura 4.6) (CFAVS, 2011).



Figura 4.4 – Foto dell'abitazione centrale tra le tre colpite; Il masso ha danneggiato la parete posteriore (Consorzio forestale alta Valle di Susa, 2011)



Figura 4.5 – Foto dell’abitazione più ad est che ha subito un collasso locale del paramento murario in laterizio



Figura 4.6 – Abitazione abitata colpita da un masso di 35 m³ (Consorzio forestale alta Valle di Susa, 2011)

La porzione di pendio compresa tra la nicchia di distacco e le abitazioni più monte di Morliere è caratterizzata da una scabrezza elevata dovuta sia alla presenza di materiale roccioso che di detrito vegetativo (Figura 4.7, Figura 4.8). È inoltre presente una fitta foresta costituita prevalentemente da latifoglie (castagni, betulle) e conifere (Figura 4.9).



Figura 4.7 – Foto zona del rilievo, si nota una scabrezza elevata dovuta soprattutto a massi di elevate volumetrie



Figura 4.8 – Foto zona rilievo con masso fermato dalla vegetazione

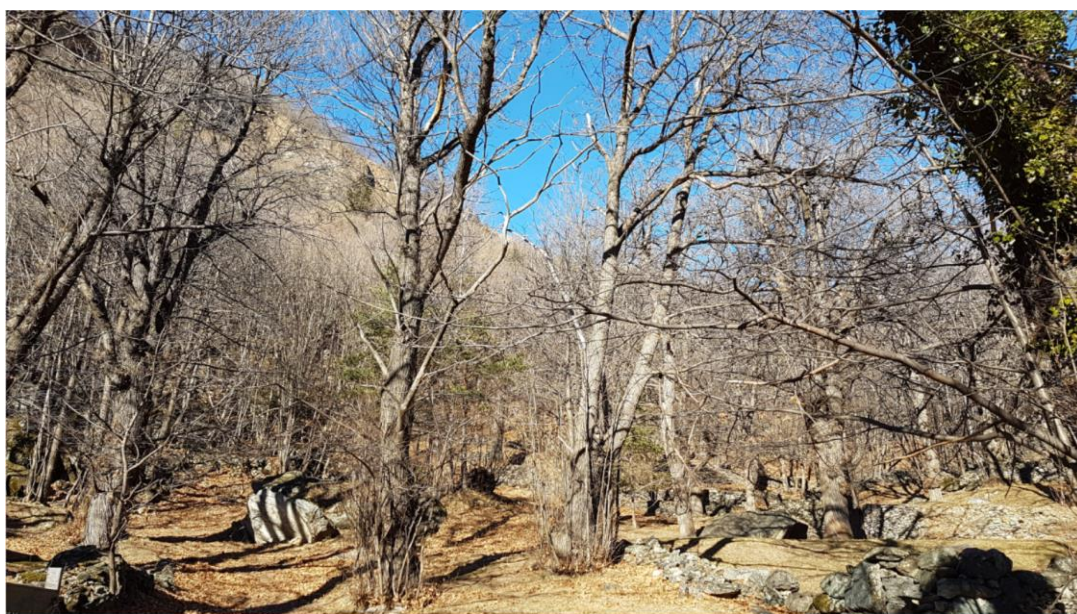


Figura 4.9 – Foto vegetazione presente nella zona a monte di Morliere

5. Analisi del caso studio (Back analysis)

In questo capitolo si effettua la back-analysis dell'evento del 9 novembre 2011 attraverso la quale si cerca di trovare i valori ottimali dei parametri che influiscono sulla traiettoria dei massi per andare a ricostruire quanto avvenuto nella realtà. Il software utilizzato è Rockyfor3D che esegue analisi tridimensionali.

A seguire viene elencata la documentazione utilizzata:

- DTM a 5 metri della regione Piemonte;
- Ortofoto AGEA del 2015;
- Carta forestale della regione Piemonte;
- Relazioni tecniche della regione Piemonte e del consorzio forestale alta Valle Susa;

Per eseguire l'analisi il software richiede una serie di file, a cui si fa riferimento nel capitolo 3 , che sono stati creati attraverso il software QGIS con il quale è possibile caricare, leggere e creare informazioni spaziali. Nelle pagine successive vengono descritte tutte le fasi necessarie per la loro realizzazione.

5.1 Creazione dei file di input

Fase 1: caricamento del DTM

Attraverso il comando “aggiungi raster” è stato caricato il DTM a cui è stato attribuito il sistema di riferimento EPSG:32632, WGS 84 / UTM 32 N (sistema di riferimento usato dalla Regione Piemonte) in modo da poterlo sovrapporre con l'ortofoto (Figura 5.1).

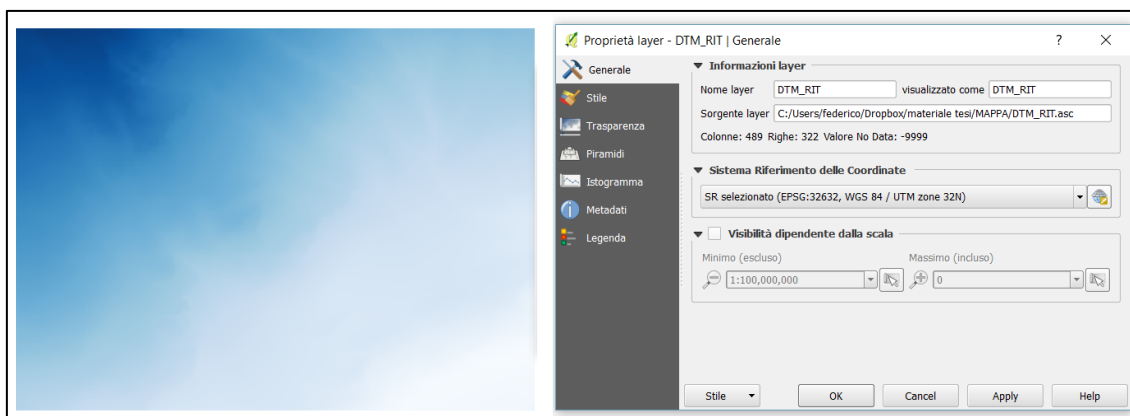


Figura 5.1 – Modello digitale del terreno DTM (QGIS 2.18.28)

Fase 2: visualizzazione ortofoto

Per visualizzare l'ortofoto si utilizza il comando “aggiungi layer WMS/WMTS” con il quale è possibile creare una nuova connessione WMS e visualizzare l'ortofoto della Regione Piemonte direttamente sul software (Figura 5.2).

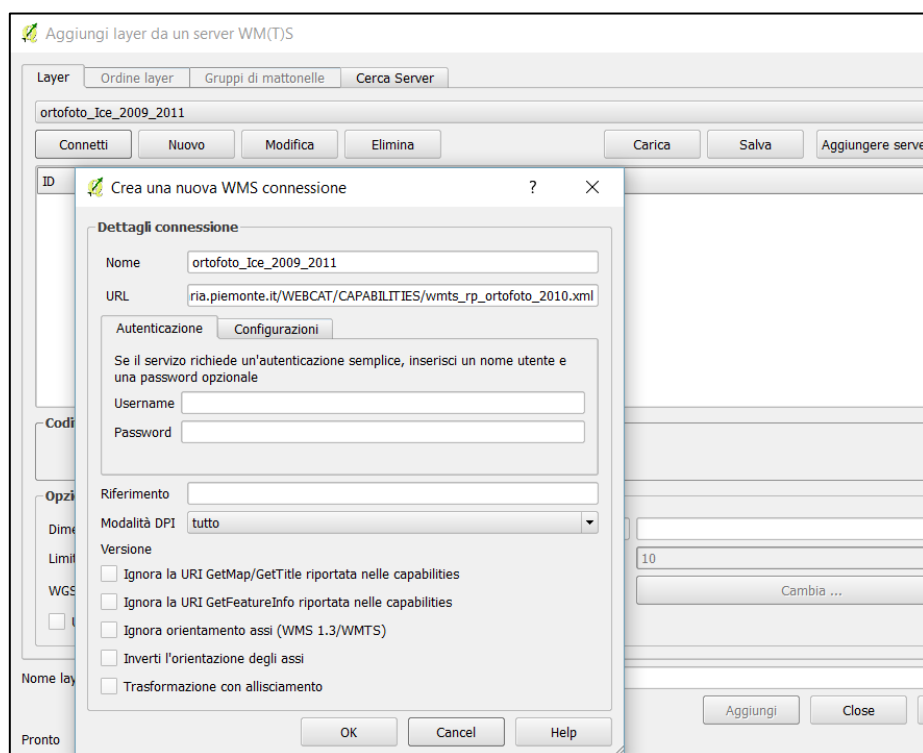


Figura 5.2 – Caricamento ortofoto (QGIS 2.18.28)

Fase 3: georeferenziazione della nicchia di distacco e della barriera paramassi

Per individuare l'area di distacco e la posizione della barriera paramassi è stato necessario georeferenziare la mappa fornita dalla regione Piemonte nel protocollo numero 87512 del 11/11/2011. A tale scopo, si utilizza il comando “georeferenziatore” accessibile cliccando su raster nella barra menù in alto. Viene aperto una nuova schermata nella quale è possibile selezionare una serie di punti nella mappa da georeferenziare e che dovranno essere individuati anche nell'ortofoto dalla quale il software ricava le coordinate. In Figura 5.3 è possibile vedere una parte dei punti scelti (pallini rossi) per la georeferenziazione della mappa. Per un risultato migliore si consiglia di scegliere punti che siano distribuiti su tutta l'area in esame.

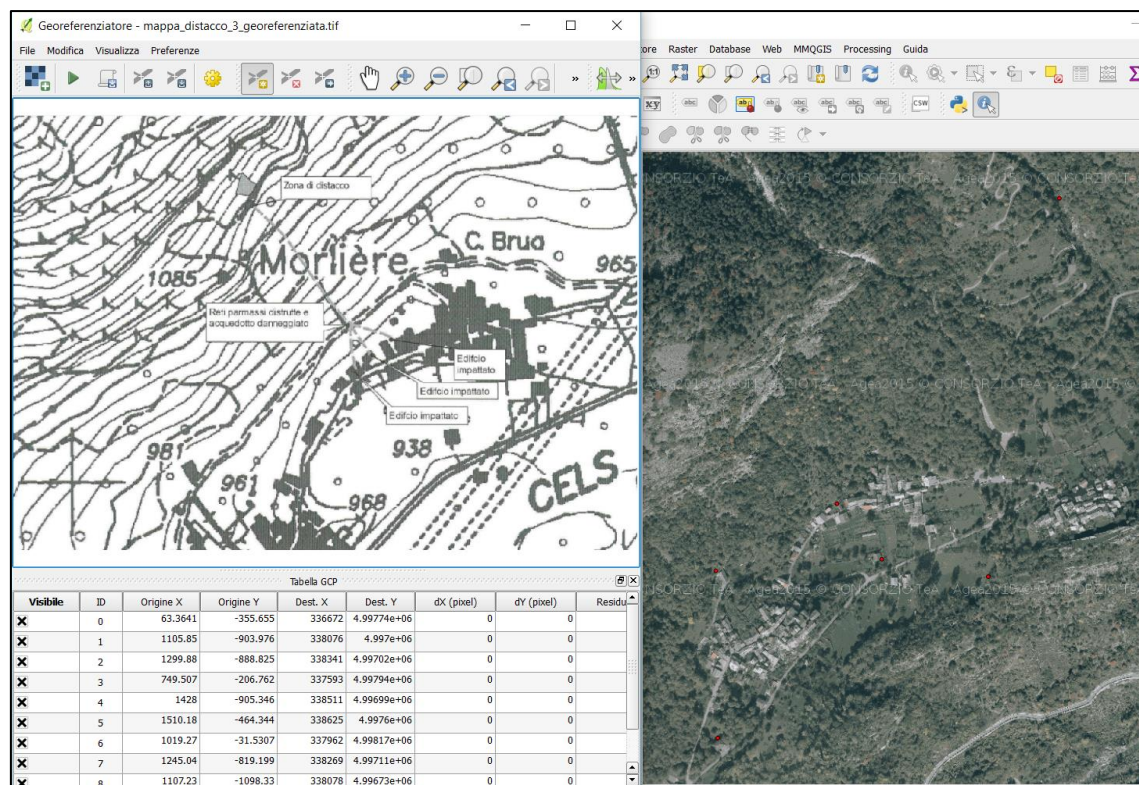


Figura 5.3 – Georeferenziazione nicchia di distacco e barriera paramassi (QGIS 2.18.28)

Fase 3: Individuazione aree omogenee e assegnazione dei parametri

In questa fase sono state create le mappe raster che il software utilizza per l'analisi di propagazione di un evento di caduta massi. Attraverso la funzione “layer – crea vettore – nuovo shape file”, è possibile creare dei poligoni che racchiudono aree omogenee del

parametro considerato (scabrezza, tipo suolo, albero, nicchia di distacco). Per la barriera paramassi, al posto del poligono, è stato utilizzato un elemento “linea”. Al termine del processo si è ottenuta un’area di studio in cui ad ogni cella corrisponde un set di parametri illustrati in precedenza nel capitolo descrittivo del software (capitolo 3). In Figura 5.4 è rappresentata la mappa dei poligoni della scabrezza e tipologia suolo mentre in Figura 5.5 sono riportati i rispettivi attributi.

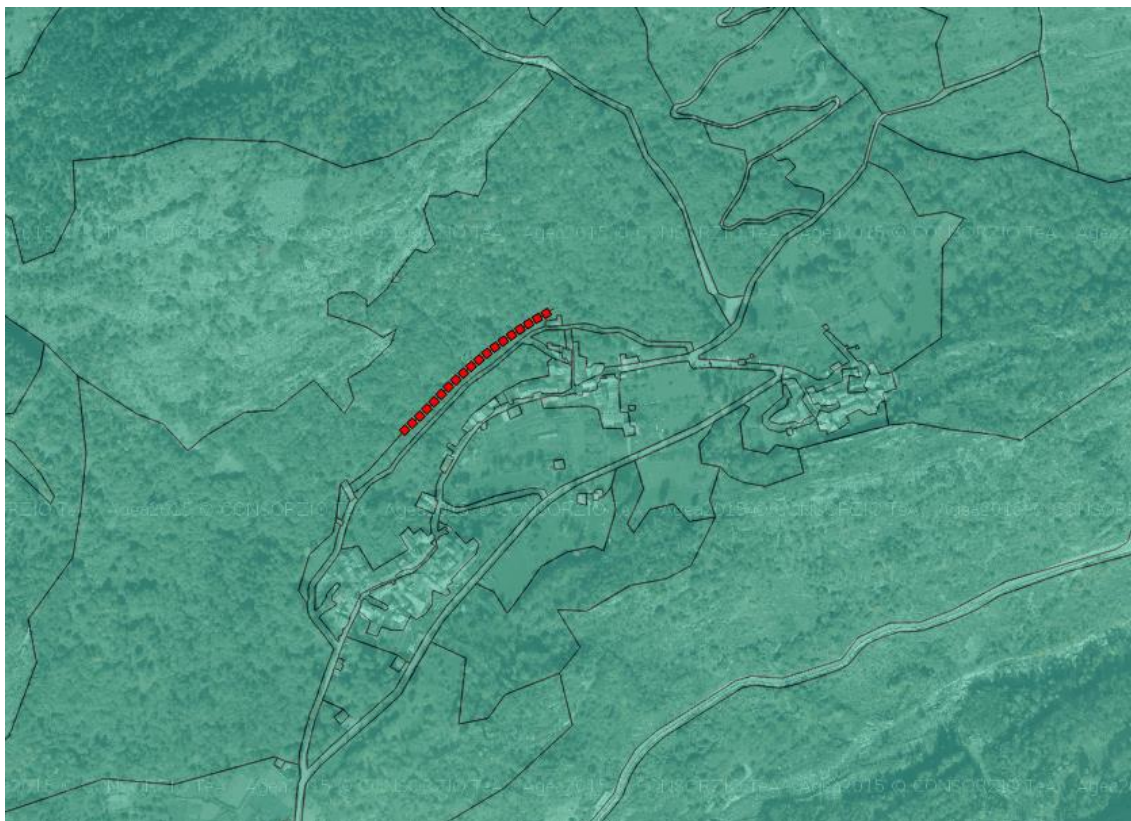


Figura 5.4 – Mappa poligoni scabrezza e tipologia suolo (QGIS 2.18.28)

	id	Rg70	Rg20	Rg10	Soil_type
1	1	0.00	0.00	0.00	7
2	2	0.00	0.00	0.00	7
3	3	0.03	0.03	0.03	3
4	4	0.00	0.00	0.00	7
5	5	0.00	0.00	0.00	7
6	6	0.00	0.00	0.00	7
7	7	0.00	0.05	0.10	5

Figura 5.5 – Tabella attributi scabrezza e tipologia di suolo (QGIS 2.18.28)



Figura 5.6 – Mappa numero di alberi (QGIS 2.18.28)

Fase 4: creazione delle mappe raster

Al termine dell'assegnazione dei parametri sono stati creati i rispettivi raster utilizzando l'algoritmo "rasterize" presente di default tra gli strumenti di processing (Figura 5.7). Questo algoritmo permette di trasformare un vettore in un raster nel quale, per ogni cella, viene assegnato il valore dell'attributo del file vettoriale che si vuole convertire. I tre parametri fondamentali sono:

- Estensione della mappa raster
- Dimensione della cella
- Fit che può essere o sul nodo o sulla cella.

Per l'estensione della mappa raster è stata utilizzata quella del DTM ritagliato mentre la dimensione della cella è stata posta uguale alla risoluzione del DTM (5 metri). Il Fit è stato posto sulla cella.

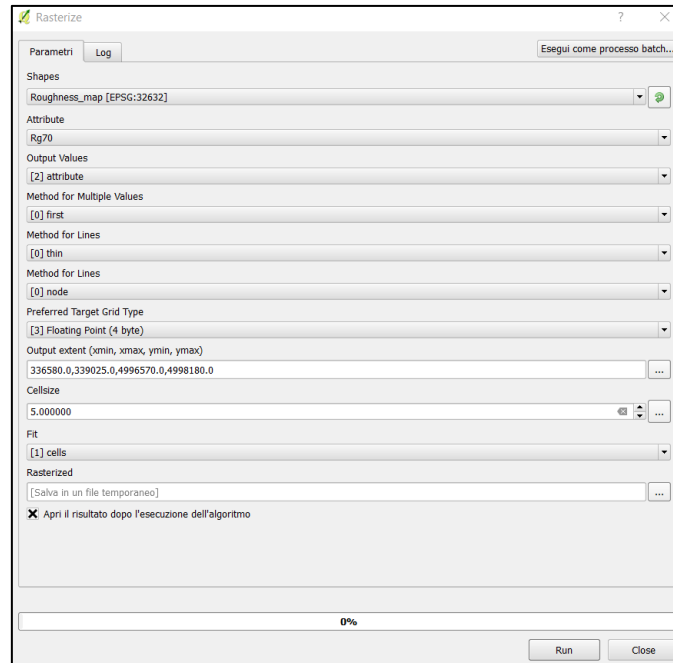


Figura 5.7 – Rasterizzazione della scabrezza Rg70 (QGIS 2.18.28)

Lo step successivo consiste nella conversione del raster in ASCII GRID. A tal scopo si utilizza il comando “raster-conversione-translate”. Nella schermata che si apre vanno selezionati il file in ingresso che dovrà essere il raster appena creato, il file di uscita in formato .asc, il sistema di riferimento e il valore da attribuire ai campi nulli. In Figura 5.8 viene mostrata la creazione della mappa rg70.asc.

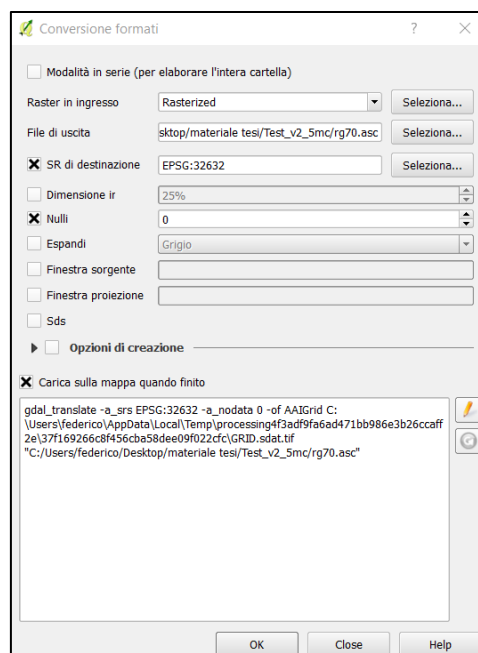


Figura 5.8 – Conversione del raster in formato ESRI ASCII Grid (QGIS 2.18.28)

Arrivati a questo punto sono state create tutte le mappe raster necessarie per l'analisi (Figura 5.9).

Nome	Ultima modifica	Tipo	Dimensione
b1shape.asc	05/02/2019 18.54	File ASC	1,077 KB
conif_percent.asc	17/02/2019 09.00	File ASC	309 KB
d1.asc	30/01/2019 10.46	File ASC	1,077 KB
d2.asc	30/01/2019 10.46	File ASC	1,077 KB
d3.asc	30/01/2019 10.46	File ASC	1,077 KB
dbhmean.asc	17/02/2019 08.57	File ASC	309 KB
dbhstd.asc	17/02/2019 08.57	File ASC	309 KB
dem.asc	28/01/2019 22.52	File ASC	2,768 KB
net_energy.asc	05/02/2019 18.35	File ASC	309 KB
net_height.asc	29/01/2019 18.57	File ASC	309 KB
net_number.asc	12/02/2019 22.38	File ASC	1,077 KB
nrtrees_x.asc	17/02/2019 08.54	File ASC	311 KB
rg10.asc	18/02/2019 09.21	File ASC	3,499 KB
rg20.asc	12/02/2019 22.11	File ASC	2,382 KB
rg70.asc	13/02/2019 09.10	File ASC	1,058 KB
rockdensity.asc	07/02/2019 10.20	File ASC	1,846 KB
soiltype.asc	06/02/2019 12.52	File ASC	313 KB

Figura 5.9 – Panoramica delle mappe raster (QGIS 2.18.28)

5.2 Assegnazione valori di input

Nel presente paragrafo verranno riportati tutti i dati di input e le osservazioni che sono state fatte per determinarli. Si anticipa che sono state effettuare due diverse back analysis che differiscono nella modalità di determinazione del numero di alberi. La densità di alberi risultante sarà diversa e questo comporterà valori diversi delle scabrezze tra le due simulazioni.

5.2.1 Scabrezza del versante

Per definire i valori di scabrezza si sono inizialmente utilizzati i valori proposti nella guida del software (Figura 3.4) che sono stati successivamente modificati per rendere più fedele la back-analysis all'evento reale. I valori definitivi sono stati ottenuti a seguito di numerosi tentativi in quanto la porzione di pendio sovrastante l'abitato di Morliere risulta

particolarmente scabra come mostrato precedentemente nella Figura 4.7 e Figura 4.8. Ciò è dovuto alla presenza di una copertura detritica molto importante anche nelle zone alberate. A seguire, vengono riportate le mappe che descrivono le aree omogenee di scabrezza i cui valori si riferiscono all'analisi 1 (Figura 5.10, Figura 5.11, Figura 5.12).



Figura 5.10 – Mappa scabrezza rg70.asc analisi 1 (QGIS 2.18.28)



Figura 5.11 – Mappa scabrezza rg20.asc analisi 1 (QGIS 2.18.28)

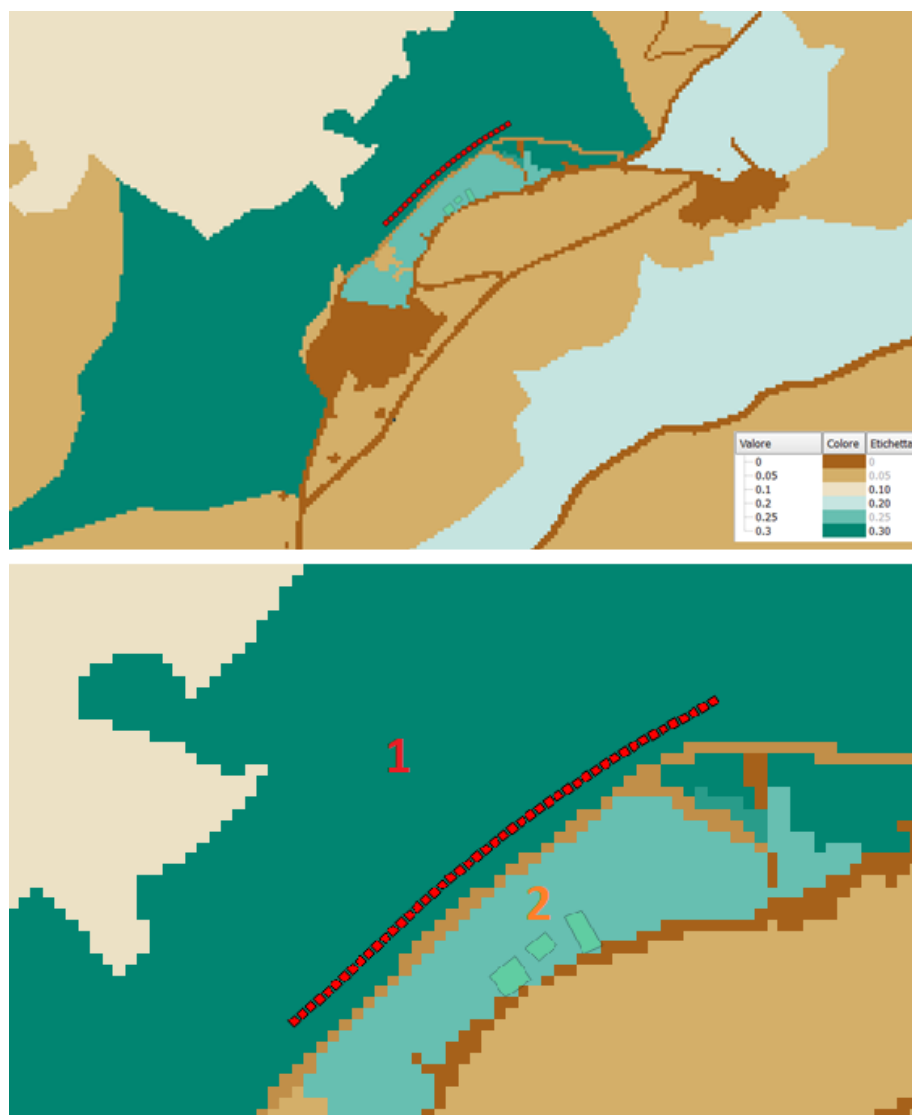


Figura 5.12 – Mappa scabrezza rg10.asc analisi 1: in rosso la barriera paramassi esistente, in verde chiaro le tre abitazioni colpite nell'evento del 9/11/2011 (QGIS 2.18.28)

Dalle mappe si può notare che le scabrezze rg20 ma soprattutto rg10 assumono valori diversi nelle porzioni di pendio a monte (zona1) e a valle (zona2) del sentiero localizzato qualche metro a valle della barriera paramassi installata agli inizi degli anni ottanta dalla ditta Eurock. Questa scelta deriva dal fatto che allontanandoci dalla parete di roccia che grava sul pendio diminuiscono i massi arrestati e la densità della vegetazione con seguente diminuzione anche del detrito vegetato. In Figura 5.13 è possibile apprezzare la differenza in termini di scabrezze tra le due zone.



Figura 5.13 – Confronto scabrezza tra zona 1 (in alto) e zona 2 (in basso)

I valori attribuiti alle scabrezze nelle due zone per le tre analisi traiettografiche sono riportati in Tabella 5.1 e Tabella 5.2.

Zona	rg70 [m]	rg20 [m]	rg10 [m]
1	0.16	0.25	0.3
2	0.14	0.23	0.25

Tabella 5.1 – Valori scabrezze zone 1 e 2, simulazioni 1 e 2

Zona	rg70 [m]	rg20 [m]	rg10 [m]
1	0.16	0.36	0.41
2	0.16	0.23	0.28

Tabella 5.2 – Valori scabrezze zone 1 e 2, simulazione 3

5.2.2 Tipo di suolo

La tipologia di suolo, che definisce l'elasticità del terreno, è stata assegnata come mostrato in Figura 5.14. In Tabella 5.3 vengono specificati, per ogni tipologia di suolo, i relativi coefficienti di restituzione normale R_n .

Tipo suolo	Descrizione suolo	R_n medi	R_n
0	Fiume, o palude, o materiale in cui un masso potrebbe penetrare completamente	0	0
1	Materiale fine (spessore > 100 cm)	0.23	0.21-0.25
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
4	Detrito di versante ($\emptyset > 10$ cm); o suolo compatto con grandi massi	0.38	0.34-0.42
5	Substrato roccioso con materiale fine di degradazione meteorica	0.43	0.39-0.47
6	Substrato roccioso	0.53	0.48-0.58
7	Strade asfaltate	0.35	0.32-0.39

Tabella 5.3 – Valori coefficienti di restituzione in funzione del suolo

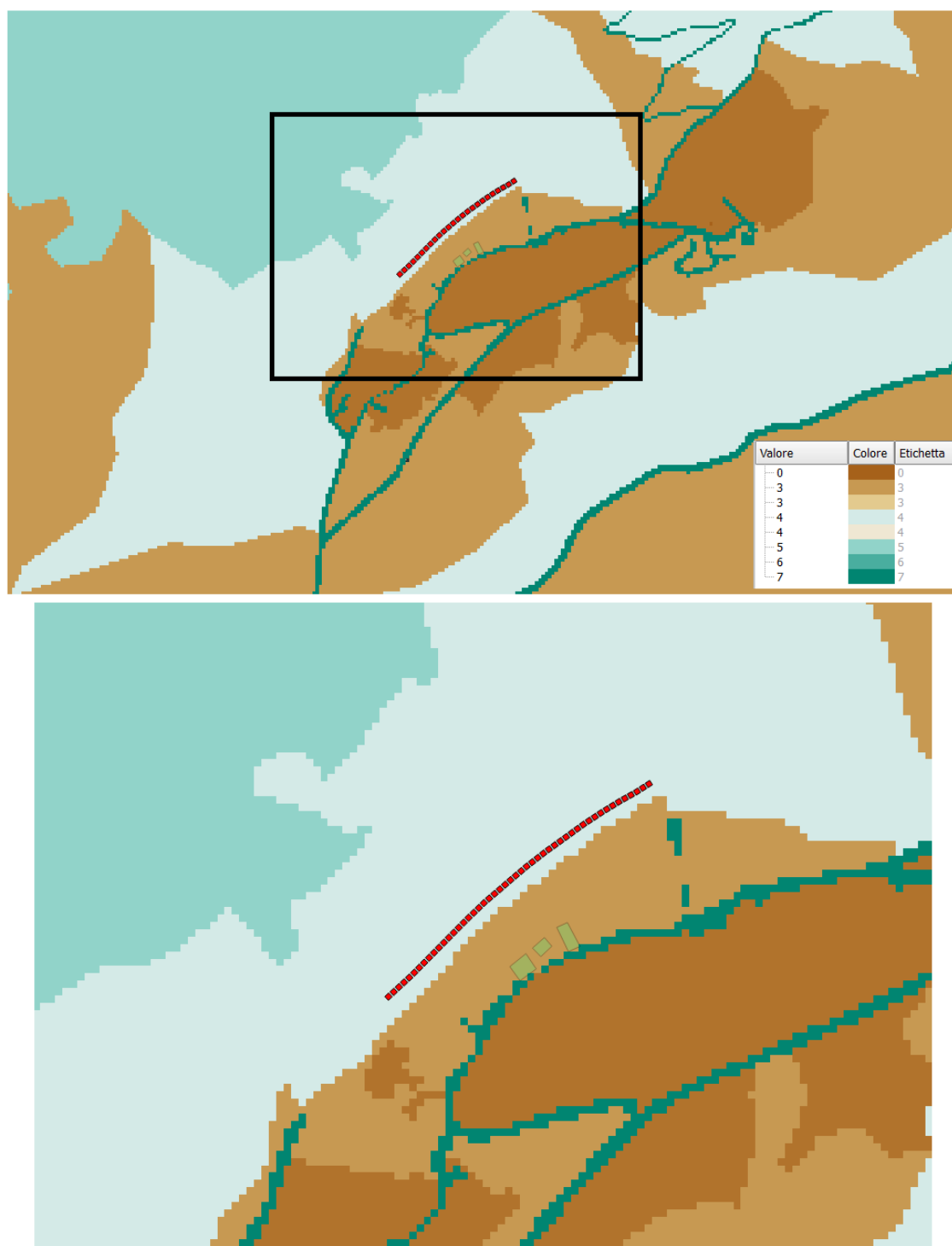


Figura 5.14 – Mappa tipologia di suolo, soil_type.asc (QGIS 2.18.28)

5.2.3 Vegetazione

Il numero di alberi è stato determinato in due modi differenti a cui corrispondono due analisi distinte mentre le caratteristiche della vegetazione (diametro medio del fusto e sua deviazione standard, percentuale di conifere) sono uguali per entrambe le simulazioni e sono state determinate tramite rilievi personali in situ (Tabella 5.4).

Alberi	Diametro [cm]	Alberi	Diametro [cm]
C1	100	L4	142
C2	59	L5	135
C3	47	L6	46
C4	52	L7	48
C5	26	L8	48
C6	132	L9	21
C7	86	L10	44
C8	92	L11	10
C9	160	L12	21
L1	133	L13	45
L2	110	L14	53
L3	230		

Tabella 5.4 – Alberi e relativi diametri misurati in situ

La media dei diametri risulta essere pari a 80 centimetri e la deviazione standard, calcolata tramite la funzione “DEV.ST.C” di Excel, è di 55 centimetri. La percentuale di conifere, calcolata tramite proporzione, risulta essere pari al 40%. In Tabella 5.5 sono riepilogati i parametri mentre in Figura 5.15 è mostrata la vegetazione presente in situ.

dbhmean [cm]	dbhstd [cm]	% conifere
80	55	40

Tabella 5.5 – Caratteristiche vegetazione



Figura 5.15 – Vegetazione presente in situ

Nell'analisi 1 dall'ortofoto è stata individuata un'area omogenea alla quale è stata assegnata la stessa densità di alberi osservata durante il rilievo in situ dove sono stati contati gli alberi in un'area di 144 m^2 . Il software richiede il numero di alberi per ettaro e quindi tramite proporzione si trova, per un'area di 10000 m^2 , un numero di alberi pari a 1178 (alb/ha).

Nella seconda analisi, al posto delle 4 mappe raster per gli alberi, è stato utilizzato il tool FINT che richiede come valori di ingresso il DTM e DSM attraverso i quali, per sottrazione delle quote, determina la posizione degli alberi. I restanti input per la

creazione del file tree.txt sono visibili in Figura 5.16 dove si può vedere che, per la determinazione del diametro del fusto degli alberi, non è stata utilizzata l'equazione proposta, in quanto forniva valori molto inferiori rispetto a quelli misurati, ma si è utilizzato il valore medio con una variazione del 70%.



Figura 5.16 – Interfaccia grafica FINT

Il risultato dell'analisi è visualizzabile su QGIS attraverso il comando “layer-aggiungi layer-testo delimitato”. In Figura 5.17 vengono mostrati gli alberi individuati. Per conoscere le loro caratteristiche, basta selezionare il pallino desiderato e andare a vedere le sue proprietà nella tabella attributi. In quest'ultima troviamo in ordine: coordinata x, coordinata y, altezza in metri, diametro in metri e il dominio spaziale della chioma.

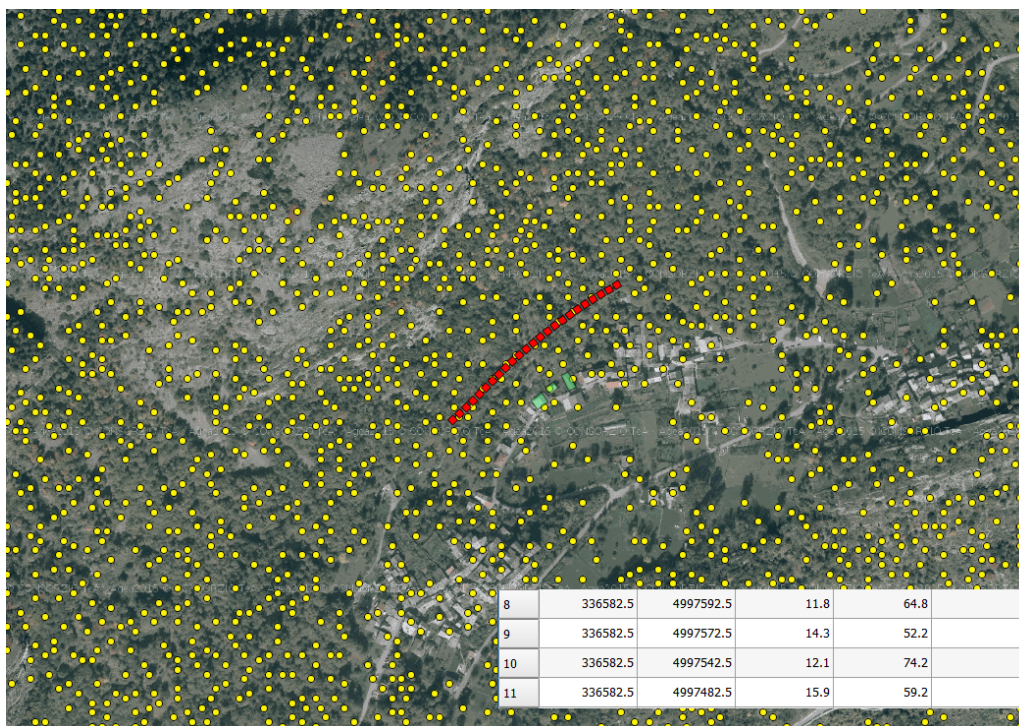


Figura 5.17 – Mappa alberi FINT (QGIS 2.18.28)

La mappa degli alberi dell'analisi 1 è mostrata in Figura 5.18 ed è possibile constatare che la densità è assai maggiore. D'altronde il numero di alberi rilevato dal software FINT è decisamente inferiore alla realtà ed è di circa 30 alberi in un ettaro (Figura 5.19).



Figura 5.18 – Mappa alberi ricavata attraverso il rilievo in sito (QGIS 2.18.28)

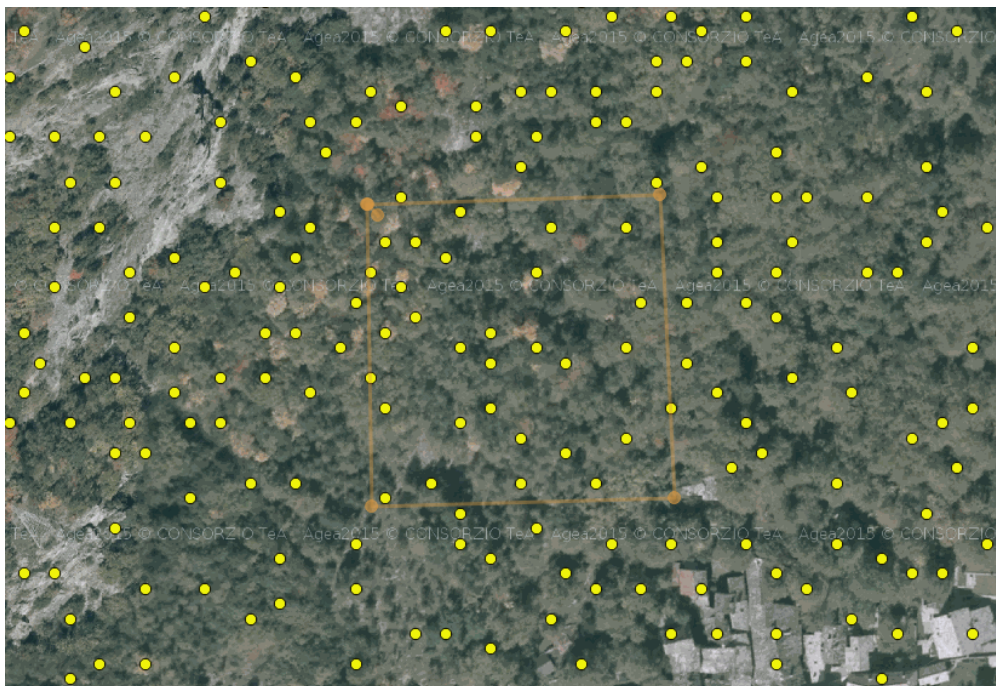


Figura 5.19 – Numero di alberi per ettaro nella simulazione con FINT (QGIS 2.18.28)

5.2.4 Barriera paramassi

I valori relativi alla rete paramassi sono stati ottenuti dal documento relativo al progetto esecutivo eseguito dalla ditta Eurock agli inizi degli anni ottanta. Il progetto prevedeva la realizzazione di una barriera paramassi con le seguenti caratteristiche:

- Puntoni costituiti da profili 160HEA di altezza pari a 5 metri. Ciascuno di essi è fissato alla fondazione con una piastra avente quattro ancoraggi. In sommità presentano quattro funi di controvento;
- Pannelli di rete a nodi mobili di una lunghezza pari a 8 metri e altezza di 4,5 metri con trefoli aventi diametro di 7 mm e maglia di 15x15 centimetri. Ciascun pannello è dotato di 4 freni a frizioni che garantiscono una dissipazione di 80000 kgm.

In Figura 5.20 viene riportato l'andamento dell'energia dissipabile dal singolo pannello in funzione della velocità del massa e della massa. Nel valutare tale energia non è stato considerato il contributo relativo a:

- Deformabilità, molto elevata, dei pannelli di rete a nodi mobili;
- Rottura degli attacchi delle funi di sostegno del pannello.

Nei calcoli eseguiti dall'azienda Eurock in corrispondenza della barriera i blocchi di roccia hanno una velocità media pari a 20 m/s. Dal diagramma della barriera (Figura 5.20) si evince che questa sia in grado di trattenere un volume di roccia del peso di circa 4 tonnellate a cui corrisponde, supponendo una densità di 2500 kg/m³, un volume di 1.6 m³.

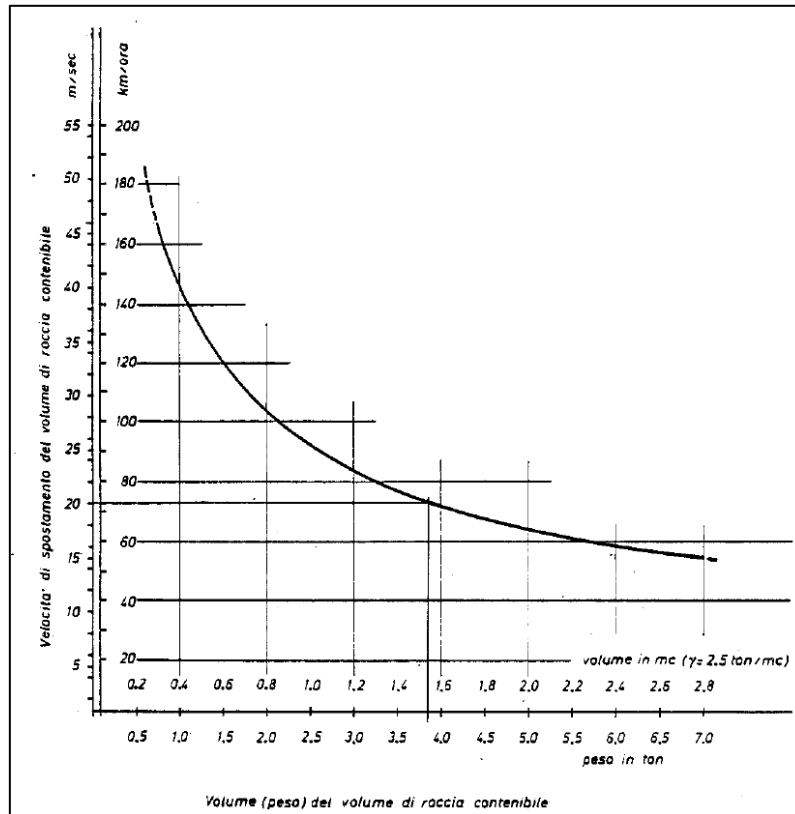


Figura 5.20 – Diagramma energia dissipabile dalla barriera (Eurock, 1982)

Utilizzando la formula dell'energia cinetica si è quindi calcolato la capacità dissipativa della barriera:

$$E = \frac{1}{2} \cdot m \cdot v^2 = \frac{1}{2} \cdot 4000 \cdot 20^2 = 800000 \text{ J} = 800 \text{ kJ} \quad (5.1)$$

Ricapitolando i dati di input utilizzati per la simulazione della barriera sono:

- Altezza = 4.5 m
- Energia = 800 kJ

5.2.5 Definizione della nicchia di distacco e delle caratteristiche del blocco

Per la definizione della nicchia di distacco si è inizialmente fatto riferimento alla zona indicata nella relazione (numero 87512) dell'11/11/2011 fornito della Regione Piemonte (Figura 5.3) ma senza ottenere risultati confrontabili con quanto accaduto nella realtà in quanto l'impronta è risulta essere spostata rispetto alla traiettoria indicata dallo stesso documento, la lunghezza di barriera paramassi coinvolta è assai maggiore e i massi non arrivano alla terza abitazione colpita (edificio più a Ovest). A seguito di numerosi tentativi la nicchia è stata spostata più ad Est fino a trovare la posizione che meglio si avvicina a quella più probabile dell'evento del 9/11/2011 (Figura 5.21). Il volume e la forma del blocco sono stati determinati osservando le foto dei blocchi che hanno colpito le abitazioni (Figura 4.4, Figura 4.5). Il volume è stato posto pari a 5 m^3 (con variazione del 5% e la forma parallelepipedica con dimensioni d1, d2 e d3 rispettivamente di 2.4, 1.6 e 1.3 metri). Alla densità è stato assegnato il valore di 2500 kg/m^3 . In Tabella 5.6 sono riepilogati i valori di input assegnati alle celle dell'area di distacco.

d1 [m]	d2 [m]	d3 [m]	Volume [m ³]	Variazione [%]	Forma	Densità [kg/m ³]
2.4	1.6	1.3	5	± 5	parallelepipedo	2500

Tabella 5.6 – Valori di input comuni ad entrambe le simulazioni

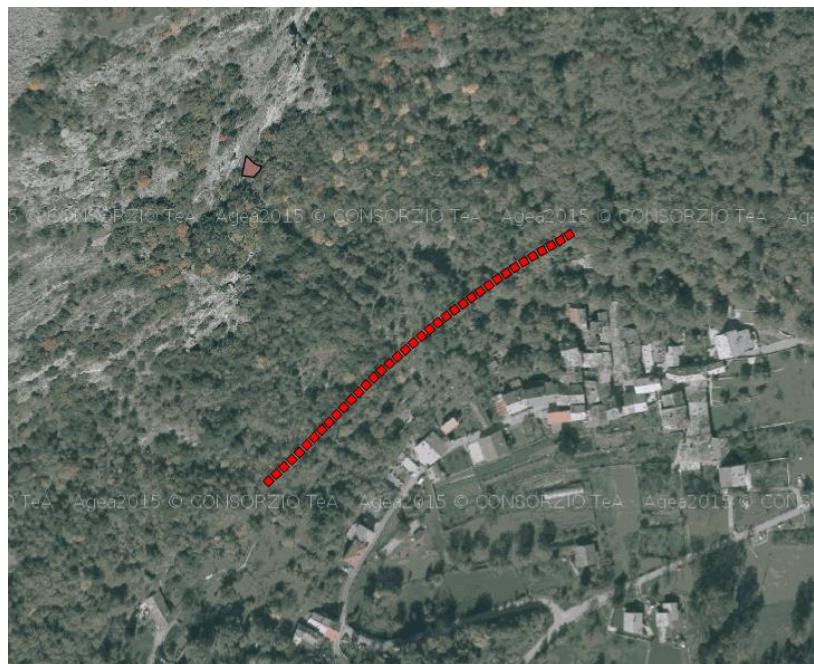


Figura 5.21 – Shapefile della nicchia di distacco (QGIS 2.18.28)

5.3 Risultati analisi con copertura forestale stimata sulla base del rilievo (analisi 1)

Nel capitolo precedente è stato illustrato il procedimento di creazione, attraverso il software QGIS, di tutti i file richiesti dal software Rockyfor3D per la simulazione di un evento di caduta massi. In questo capitolo verranno esaminati i risultati della propagazione numerica confrontandoli con le informazioni dell'evento reale. In particolare, saranno analizzati l'andamento lungo il pendio dell'area di invasione, dell'energia cinetica, delle velocità, delle altezze di rimbalzo e del numero di blocchi arrestati in ogni cella. Sono stati collocati dei collettori in corrispondenza della barriera paramassi esistente e in prossimità delle abitazioni interessate dall'evento del novembre 2011 (Figura 5.22) al fine di ottenere i valori richiesti in questi punti in termini di energie, velocità, altezze di rimbalzo e massi depositati. Tutte le informazioni che vengono analizzate e riportate nei paragrafi seguenti si riferiscono a un numero di simulazioni pari a 100000 lanci. Tale numero è stato scelto perché si è osservato che un suo ulteriore incremento non causa ulteriori visibili variazioni dei risultati.



Figura 5.22 – Posizionamento collettore (QGIS 2.18.28)

5.3.1 Area di invasione

Per quanto riguarda l'area di invasione si dispone esclusivamente di alcune osservazioni compiute dalla regione Piemonte e riportano indicazioni puntuali e lineari sulle traiettorie di scendimento preferenziali (protocollo n. 877515 dell'11/11/2011). I funzionari del Settore Prevenzione Territoriale del Rischio Geologico -Area Torino hanno stimato che i massi abbiano subito un moto superficiale di rotolamento seguendo un unico canale fino alla barriera paramassi. L'impatto con quest'ultima ha provocato l'abbattimento di 50 metri di rete e la divisione della massa in caduta in tre direttrici principali che hanno impattato le tre abitazioni (Figura 5.23).

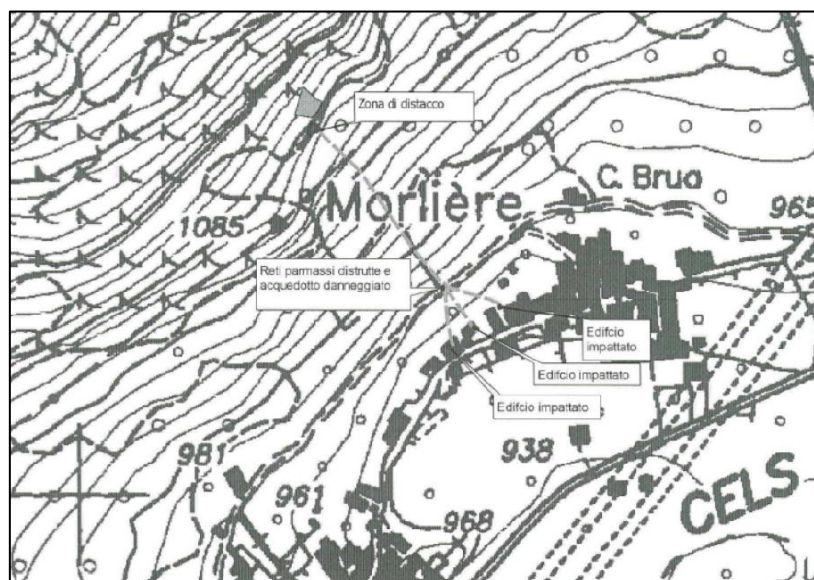


Figura 5.23 – Mappa ricostruzione evento 9/11/2011 (protocollo n. 877515 dell'11/11/2011)

Il software restituisce un'area di invasione che ricalca le indicazioni fornite dalla sopracitata relazione in termini di canale di scendimento e abitazioni colpite (Figura 5.24). Inoltre, in corrispondenza della rete, si ha un interessamento laterale di circa 60 metri compatibile con la zona di rete effettivamente danneggiata. Sempre la medesima relazione fornisce indicazioni sul dislivello verticale e la distanza percorsa dai massi e assegna, per entrambi, un valore di 170 metri. La simulazione fornisce indicazioni simili per quanto riguarda il dislivello (160 metri) mentre per la distanza massima percorsa si

arriva a circa 220 metri. D'altronde, una propagazione massima di 170 metri non è realistica in quanto la zona di accumulo si arresterebbe a circa 20 metri dalle tre abitazioni colpite e inoltre non corrisponde alla quota di arresto indicata (930 metri). Alla luce di questi risultati e in assenza di indicazioni più precise, si ritiene che l'area di invasione sia coerente con quanto osservato nell'evento del 9 novembre 2011.

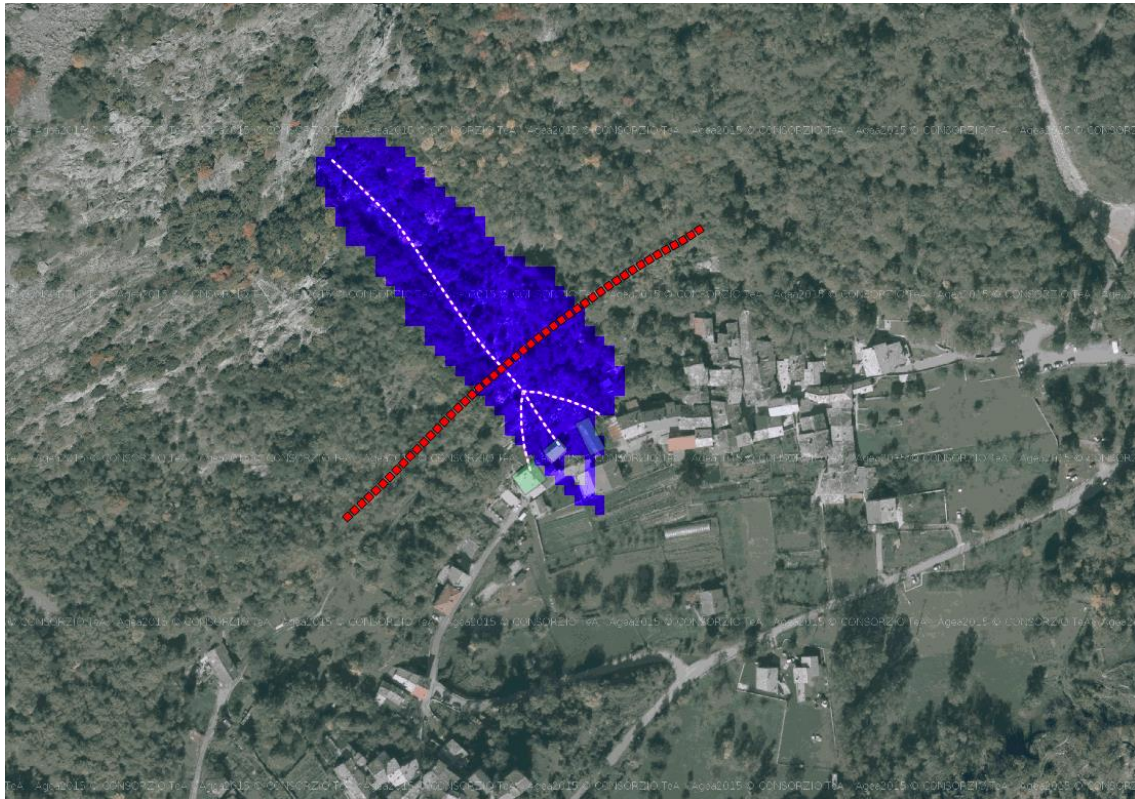


Figura 5.24 – Area di invasione (QGIS 2.18.28)

5.3.2 Andamento dell'energia cinetica

Dall'osservazione dei raster relativi alle energie si evince che i valori medi dei massimi, registrati nelle celle interessate dal fenomeno, variano da 1840 kJ fino a un minimo di 53 kJ che viene raggiunto in corrispondenza dell'abitazione centrale tra le tre colpite. I valori più elevati si registrano nelle porzioni più esterne dell'area di invasione e in particolare in quella a Ovest. In corrispondenza della barriera si nota un decremento

dell'energia che in media assume circa il valore di 350 kJ. Nelle abitazioni più a monte si trovano valori di circa 200-250 kJ. In Figura 5.25 vengono mostrati i risultati medi dei massimi, contenuti nel file raster E_mean.asc.

Successivamente, si analizza il file E_95Cl i cui valori possono essere assunti come i massimi registrati nelle celle (Figura 5.26). Il picco, superiore a 11145 kJ, si raggiunge nella zona centrale a monte. Si nota, ancora una volta, che i valori massimi riguardano la porzione Ovest e più esterna dell'impronta. Sulla barriera l'energia diminuisce fino a circa 1000-1300 kJ, valori superiori alla capacità della barriera (800kJ) e dopodiché aumenta verso valle arrivando, sulle abitazioni più a monte, a valori massimi che vanno da 184 a 1100 kJ.

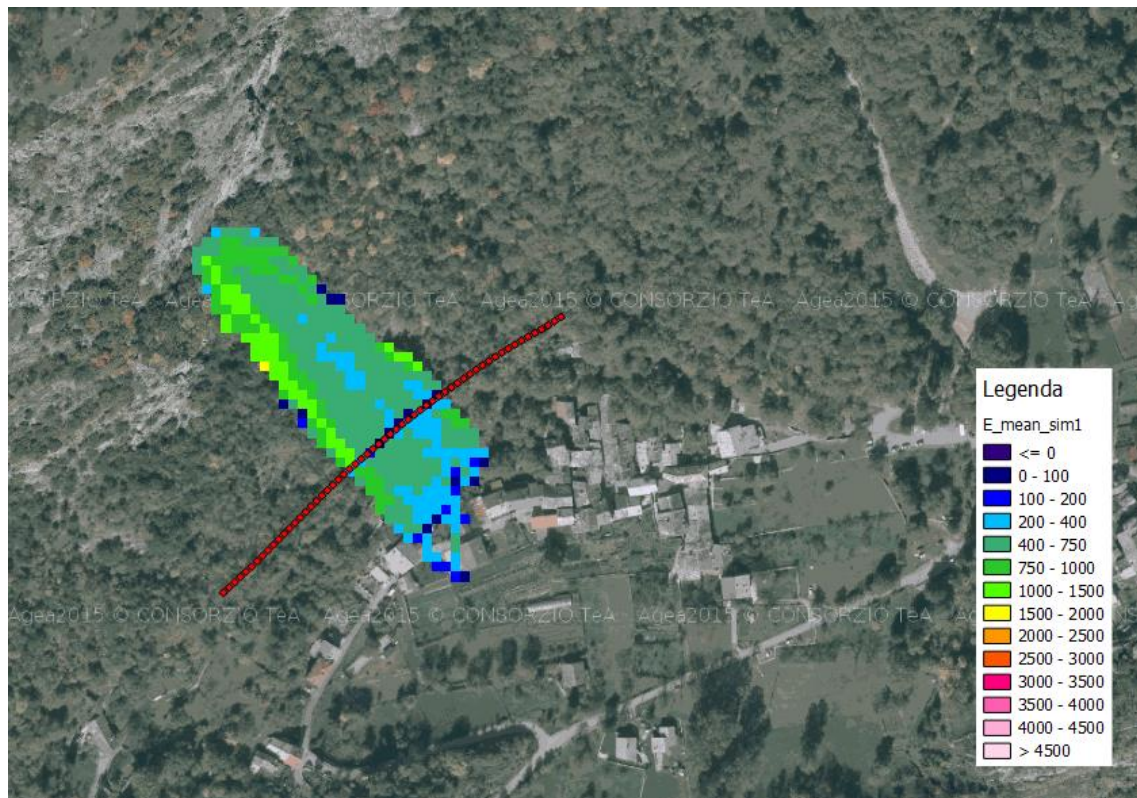


Figura 5.25 – Valori del file raster E_mean.asc [kJ] (QGIS 2.18.28)

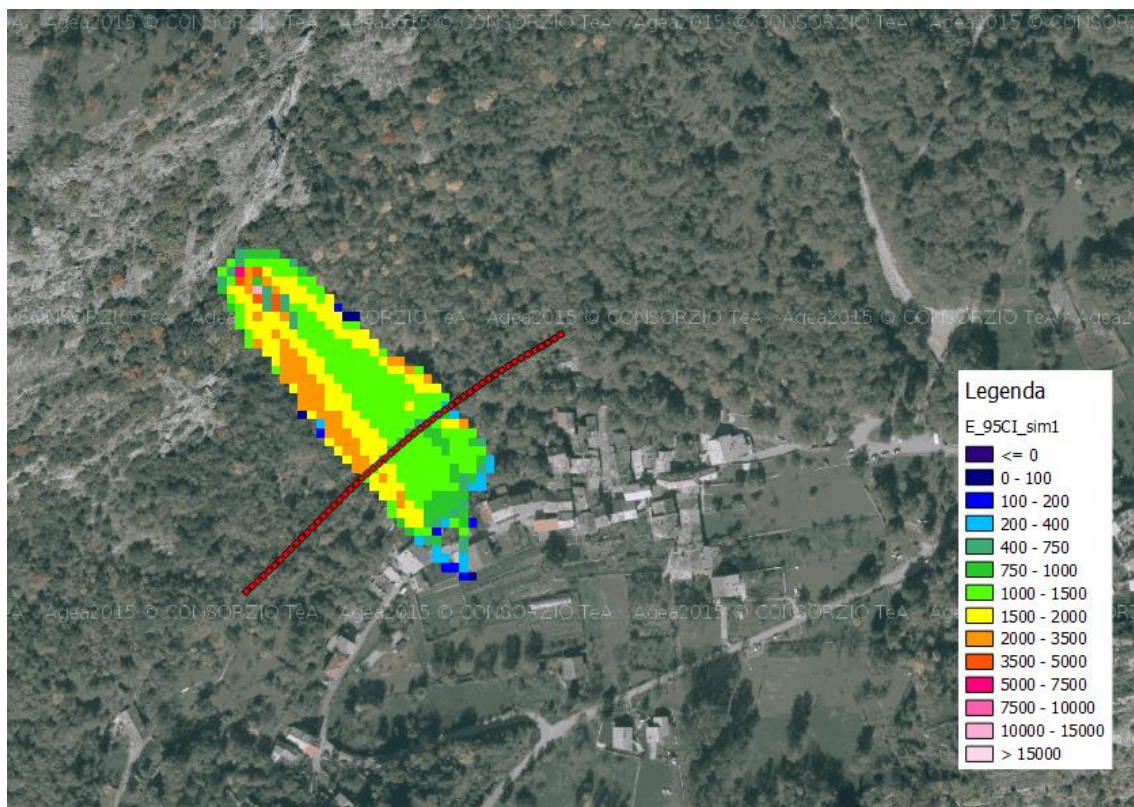


Figura 5.26 – Valori del file raster E_95Cl [kJ] (QGIS 2.18.28)

5.3.3 Andamento delle velocità

Per quanto riguarda la velocità si ricorda che i valori forniti dal software vanno considerati con cautela in quanto non si hanno informazioni sulla distribuzione statistica delle velocità del blocco di roccia. In Figura 5.27 sono rappresentate le velocità massima registrata in ogni cella e contenute nel file raster V_max.asc. Il valore massimo è di circa 21.10 m/s e viene raggiunto in un'unica cella a monte della barriera paramassi. In corrispondenza di quest'ultima si ha una media dei valori massimi di 6.1 m/s e un frattile al 95% pari a 11.8 m/s. A valle della barriera, le velocità massime diminuiscono fino ad assumere valori massimi inferiori a 10 m/s.

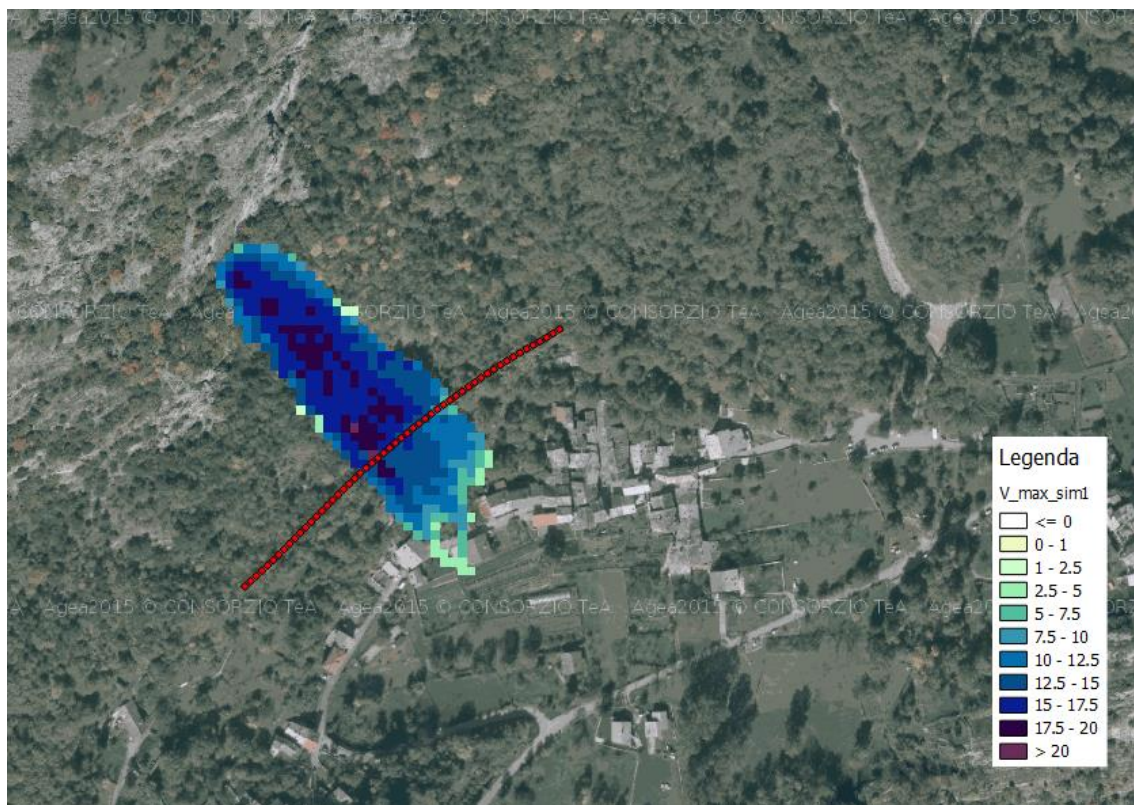


Figura 5.27 – Andamento delle velocità massime [m/s] (QGIS 2.18.28)

In Figura 5.28 è visibile il profilo altimetrico del pendio. Si può notare che la pendenza risulta piuttosto elevata. Non considerando il tratto più a valle, che risulta più pianeggiante, si ha un dislivello di circa 135 metri per uno sviluppo longitudinale di 173 metri. La pendenza media risultante è all'incirca il 35 %. Tale valore giustifica, nonostante una scabrezza elevata e una vegetazione piuttosto fitta, gli elevati valori di energia e velocità raggiunti dovuti anche alle volumetrie coinvolte.

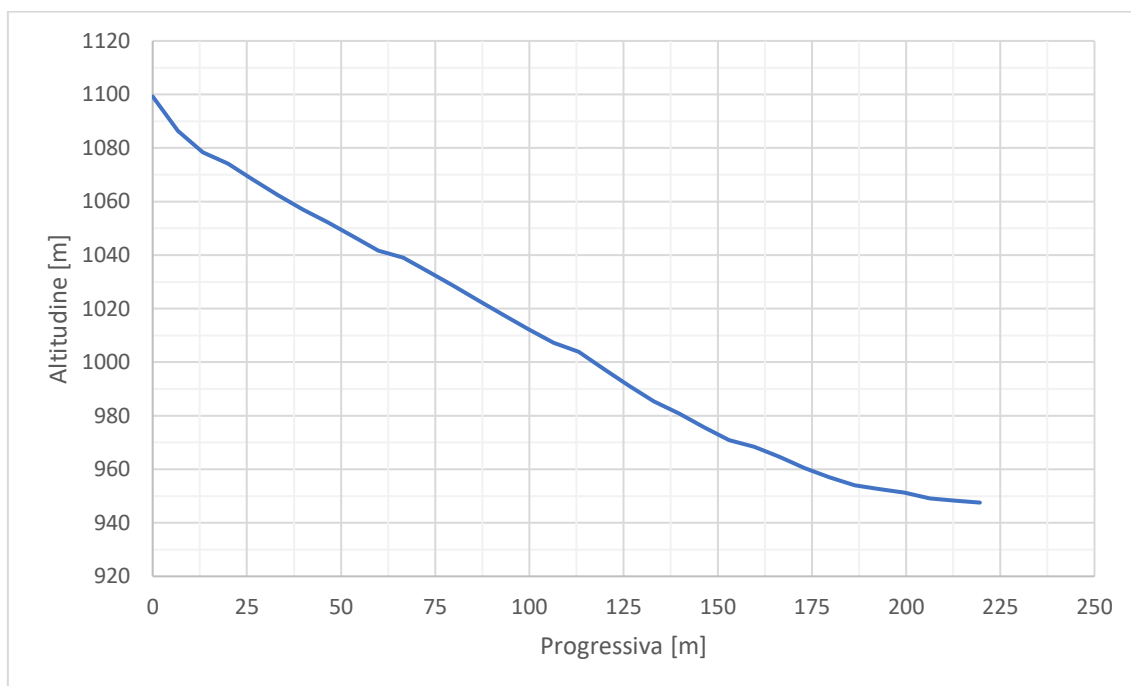
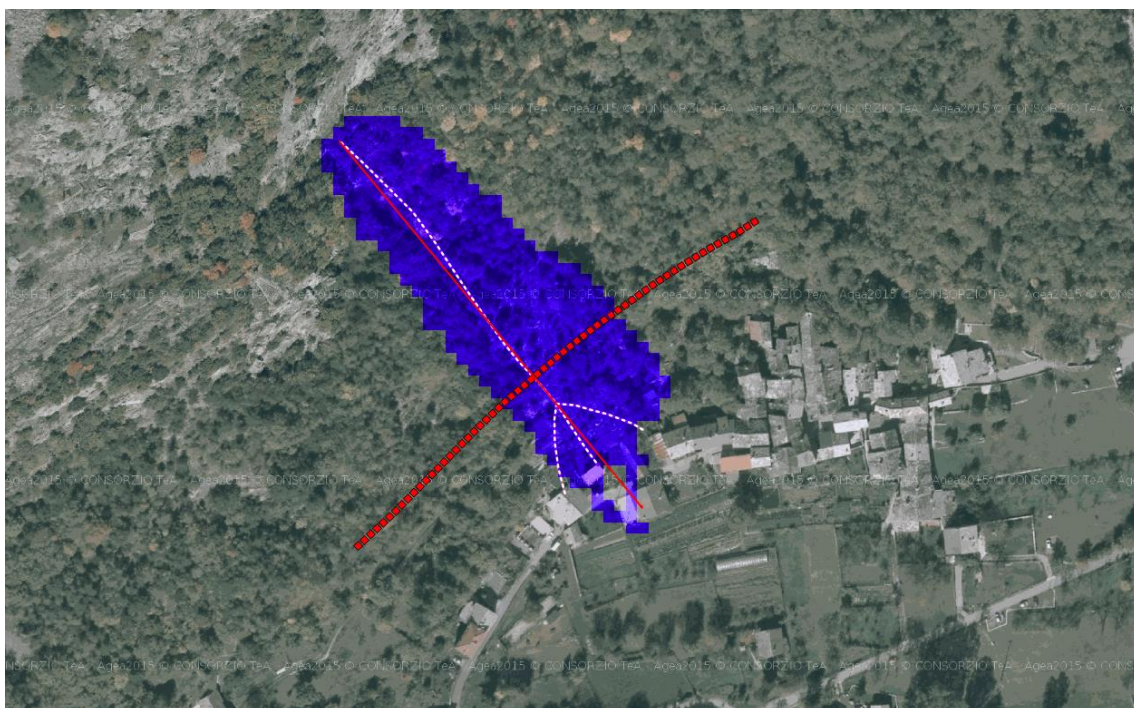


Figura 5.28 – Profilo altimetrico del pendio riferito alla linea rossa della figura in alto, valori in metri (QGIS 2.18.28)

5.3.4 Andamento dell'altezza di rimbalzo

Per studiare l'andamento delle altezze di rimbalzo vengono analizzati sia il valore massimo registrato in ogni cella, ovvero il file Ph_95Cl.asc, sia il valore medio contenuto all'interno del raster Ph_mean.asc. Quest'ultimo assume il valore di 1.02 metri praticamente in tutta l'area interessata (Figura 5.29). Questo risultato è dovuto al fatto che il cinematisma è di puro rotolamento e infatti 1.02 metri rappresenta il raggio della sfera equivalente. Tale risultato corrisponde a quanto indicato nel protocollo n. 877515 della regione Piemonte.

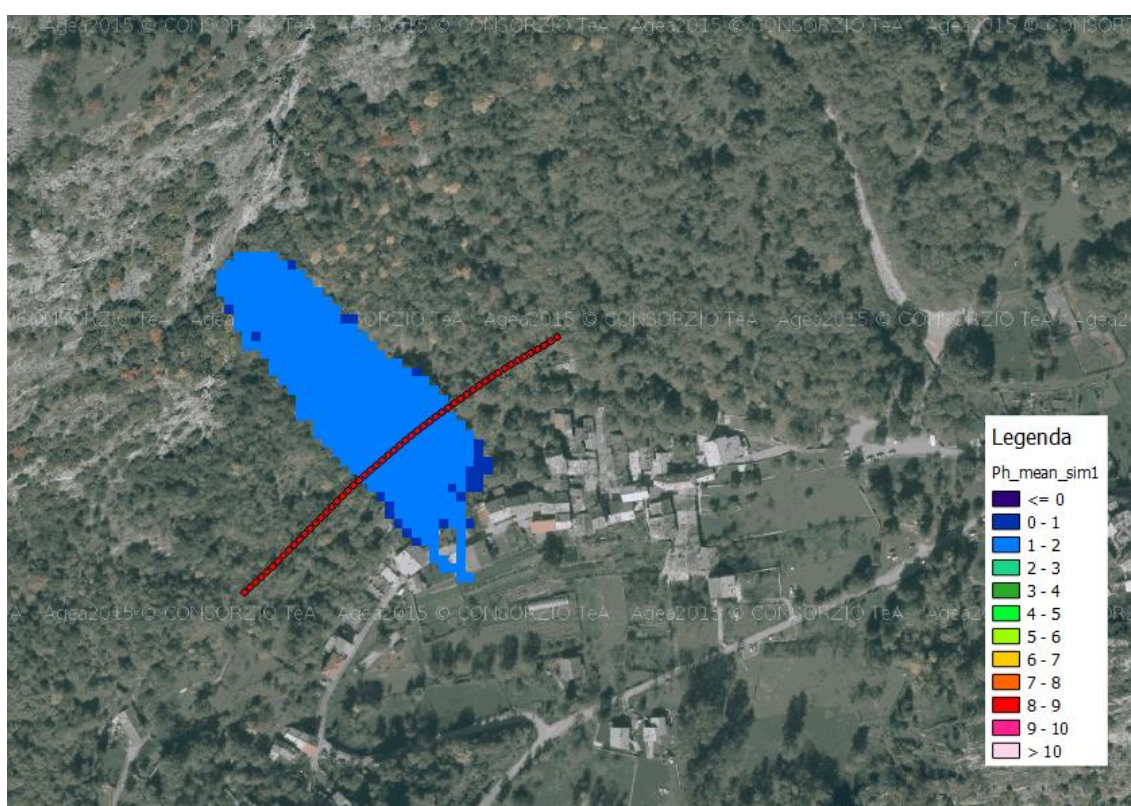


Figura 5.29 – Altezza media del blocco in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)

Per quanto riguarda la massima altezza di passaggio del blocco in ogni cella, questa assume un valore pressoché costante e pari a circa 3.05 metri. Si registra un picco di 6.45 metri a monte all'incirca a 25 metri dalla nicchia di distacco (Figura 5.30). Le celle in verde chiaro registrano un valore di 2.99 metri.



Figura 5.30 – Massima altezza del blocco in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)

5.3.5 Distribuzione dei depositi

Per la valutazione della distribuzione dei depositi si utilizza il raster di output Nr_deposited.asc. Il valore contenuto all'interno di ogni cella del file restituisce il numero di blocchi che si sono arrestati nella cella in esame. Con questa mappa è quindi possibile delimitare le aree di arresto dei blocchi in un evento di caduta massi.

Si osserva che la maggior parte dei blocchi si arresta nel tratto centrale a monte, entro 70 metri dalla nicchia di distacco per effetto della scabrezza e della vegetazione e risulta comparabile con quanto osservato in sito. Sulla sinistra a circa 15 metri a monte dalla barriera è presente una zona senza depositi che corrisponde a una zona con energia cinetica elevata (Figura 5.26) e dove si raggiunge la velocità massima (Figura 5.27). Successivamente, si registra un ulteriore accumulo in corrispondenza della barriera paramassi. A circa 15 m a valle di quest'ultima si ha una fascia, che corrisponde a un

sentiero in terra battuta, dove non si osservano depositi tranne in due celle dove si registrano valori unitari. Nella zona abitata si hanno valori massimi dell'ordine delle 5 unità fino a scendere a valori unitari.

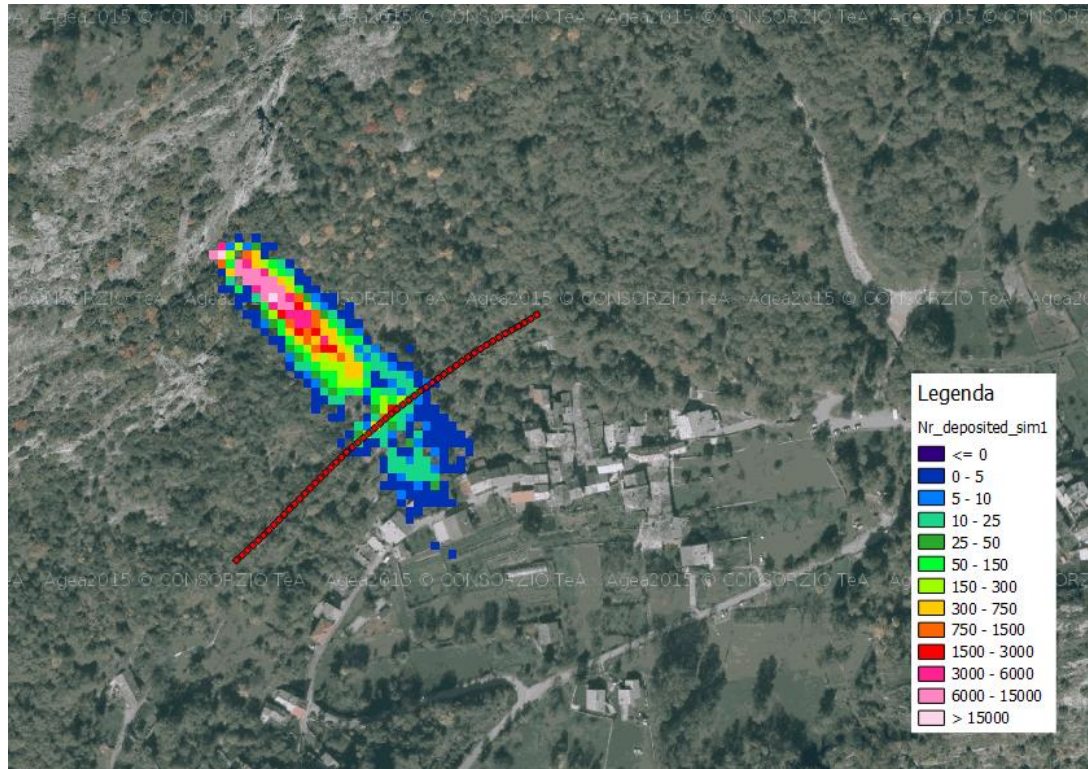


Figura 5.31 – Numero di depositi (QGIS 2.18.28)

A seguire sono riportati i valori delle grandezze di output calcolate nei punti di interesse. Con il nome “collettore 1” si indica la barriera paramassi esistente mentre con “collettore 2” si intende una linea di rilevamento immaginaria collocata qualche metro a monte della prima fila di abitazioni della frazione di Cels (Figura 5.22).

5.3.6 Collettore 1 (barriera paramassi esistente)

In questo paragrafo verranno analizzati, da un punto di vista statistico, i parametri cinematici di velocità ed energia dei massi che hanno raggiunto il collettore 1 ovvero la barriera paramassi installata dalla ditta Eurock agli inizi degli anni ottanta.

Il software Rockyfor3D restituisce, all'interno del file "Rockyfor3D_v50_CalC_dd-mm-yyyy_HHMM.txt", i valori mostrati in Tabella 5.7. Il valore "n" rappresenta il numero di blocchi che hanno attraversato il collettore in esame.

n	E_50 [kJ]	E_90 [kJ]	E_95 [kJ]	E_98 [kJ]	V_50 [m/s]	V_95 [m/s]
5307	226.4	886.4	1195.4	1553.4	5	11.3

Tabella 5.7 – Elaborazione dati sul collettore 1 (barriera paramassi esistente)

Per avere un'informazione più completa, si rappresentano le frequenze assolute e cumulate delle due grandezze. Questo è possibile perché per ogni passaggio il software salva, attraverso un collettore, i valori di tutta una serie di parametri descritti all'interno del capitolo 3. Per quanto riguarda l'energia, si nota una frequenza assoluta massima di circa 2500 (46%) per il valore di 200 kJ, 1100 (22%) per 400 kJ e 700 (13%) per 600 kJ. A partire da 800 kJ la frequenza scende al di sotto di 400 (<10%). Il tutto è rappresentato in Figura 5.32. Dal grafico della frequenza cumulata (Figura 5.33) si può notare che al 95° percentile corrisponde un valore di circa 1200 kJ. Tale energia risulta non compatibile con la capacità della barriera paramassi (800 kJ) esistente prima dell'evento del 9/11/2011, il quale ne ha causato l'abbattimento per un'estensione longitudinale di circa 50 metri.

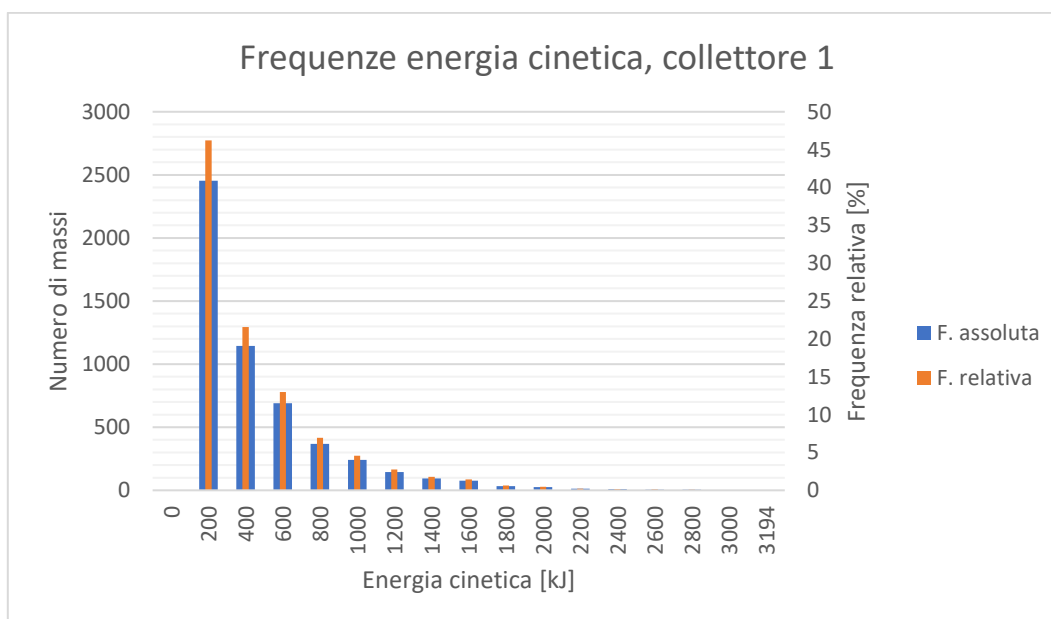


Figura 5.32 – Frequenza assoluta (blu) e relativa (arancione) dell'energia cinetica, collettore 1

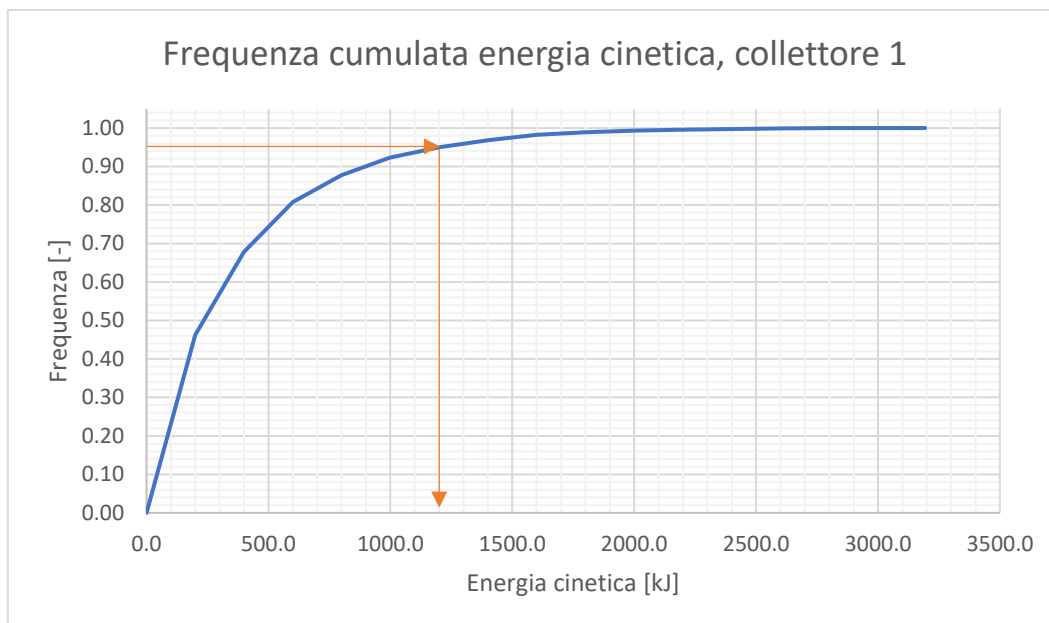


Figura 5.33 – Frequenza cumulata dell'energia cinetica, collettore 1

Considerando le velocità, la frequenza assoluta presenta un valore massimo di circa 730 (14%) in corrispondenza del valore di 4 m/s e quasi 700 (13%) per 5 m/s. Per i valori 3 m/s e 6 m/s la frequenza è nell'intorno di 600 (10%) mentre i restanti valori hanno frequenza relativa inferiore al 10%. La distribuzione risulta asimmetrica rispetto al valore massimo di 4 m/s. Dal grafico della frequenza cumulata (Figura 5.35), si evince che al 95° percentile corrisponde una velocità di circa 11 m/s.

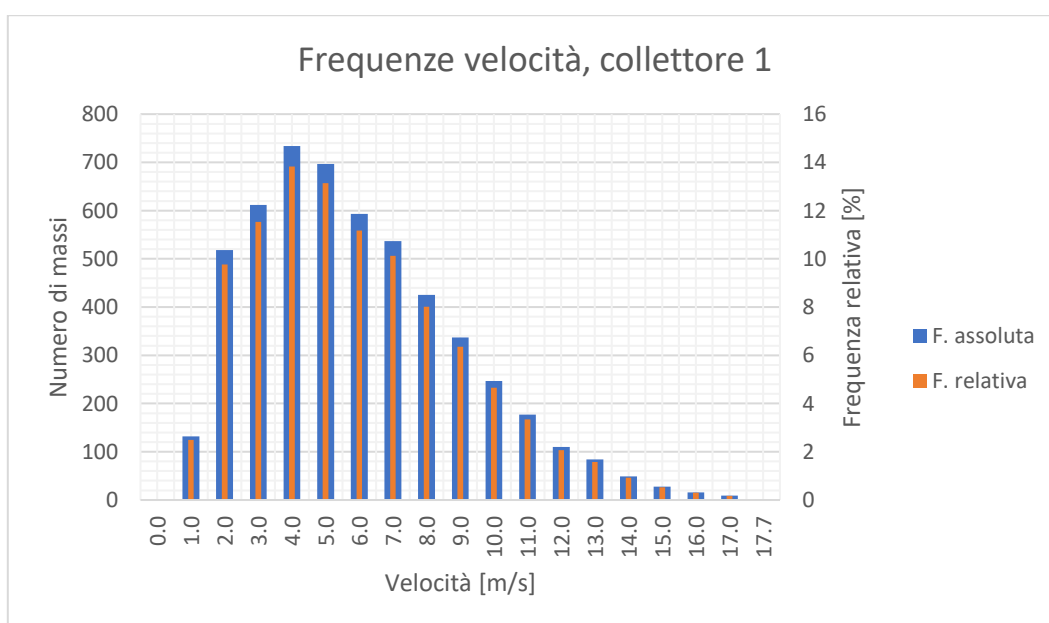


Figura 5.34 – Frequenza assoluta (blu) e relativa (arancione) delle velocità, collettore 1

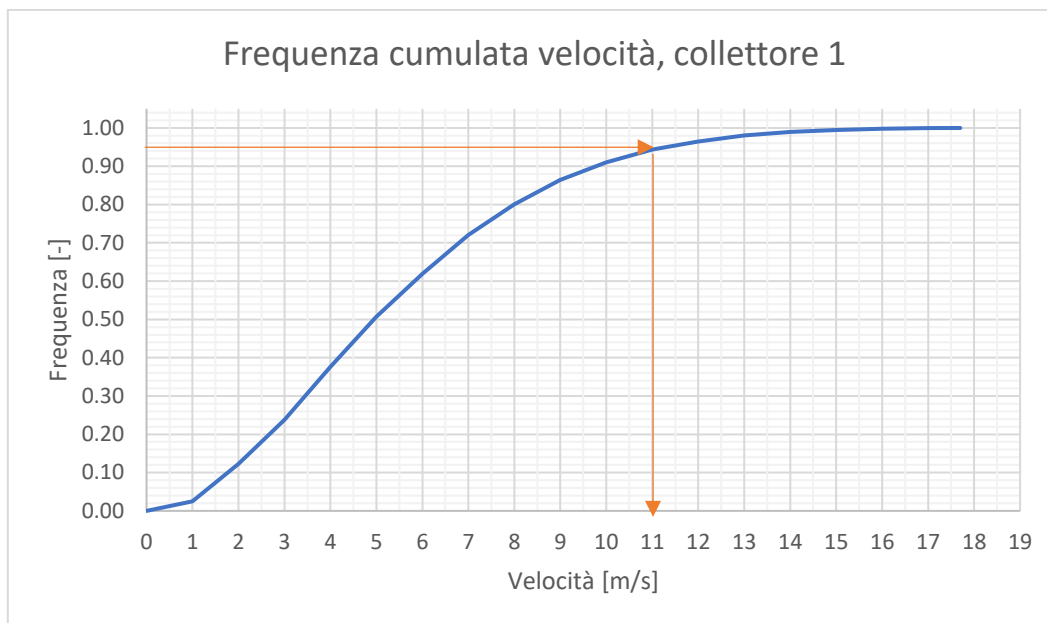


Figura 5.35 – Frequenza cumulata delle velocità, collettore 1

5.3.7 Collettore 2 (abitazioni)

Nell'analisi è stato utilizzato un secondo collettore collocato subito a monte della prima file di abitazioni che è stata interessata dall'evento del 9 novembre 2011 (Figura 5.22). Tale scelta è stata fatta per definire il livello dell'energia cinetica che si può osservare in corrispondenza delle abitazioni. Il procedimento e le elaborazioni sono le stesse descritte per il collettore 1. In Tabella 5.8 vengono riportati i valori forniti dal software.

n	E_50 [kJ]	E_90 [kJ]	E_95 [kJ]	E_98 [kJ]	V_50 [m/s]	V_95 [m/s]
94	214.6	656.6	808.6	1150.6	4.7	9

Tabella 5.8 – Elaborazione dati collettore 2 (abitazioni)

Partendo dall'energia, la sua frequenza assoluta (Figura 5.36) assume il valore massimo di 43 (46%) in corrispondenza di 200 kJ per poi scendere a circa 31 (33%) per 400 kJ e 9 per 800 kJ (10%). I restanti valori hanno frequenza relativa inferiore al 10%. Dalla distribuzione cumulata (Figura 5.37), in corrispondenza del valore 95° percentile, si trova

un'energia cinetica di circa 800 kJ che non risulta compatibile con il danneggiamento osservato in situ. Tale discrepanza può essere dovuta al fatto che la convergenza dell'analisi traiettografica si è ottenuta con un numero di simulazioni elevato (100000), prendendo quindi in considerazione anche le traiettorie meno probabili associate a un contenuto energetico elevato.

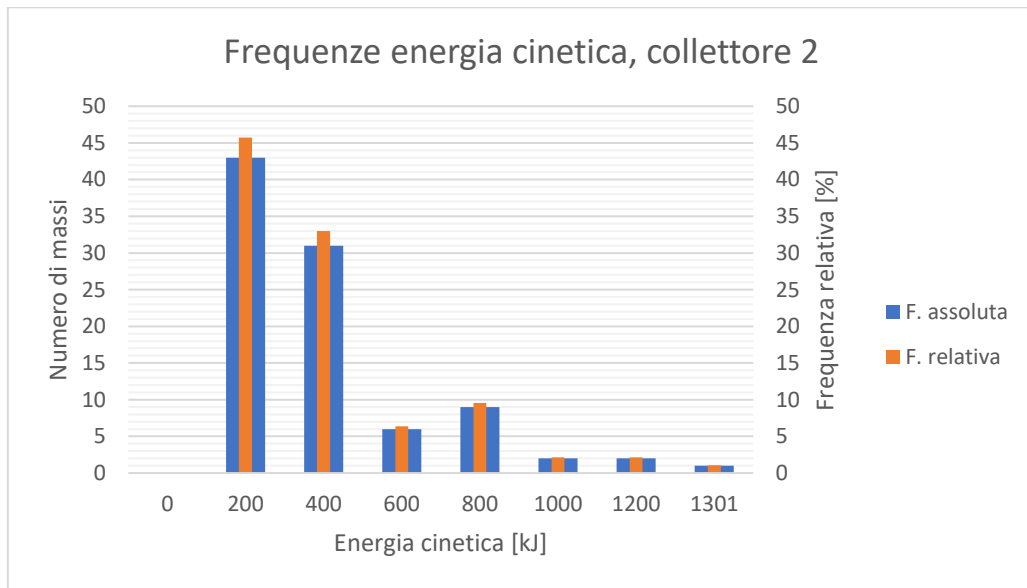


Figura 5.36 – Frequenza assoluta (blu) e relativa (arancione) dell'energia cinetica, collettore 2

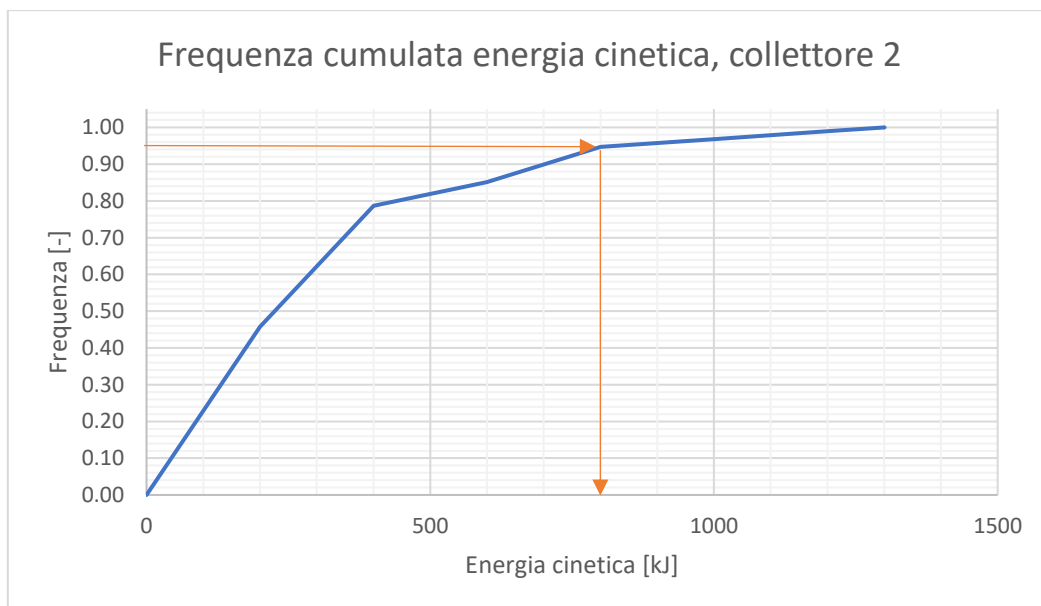


Figura 5.37 – Frequenza cumulata dell'energia cinetica, collettore 2

Per quanto riguarda la velocità, questa ha un valore di picco della frequenza assoluta in corrispondenza di 6 m/s (20%) e successivamente 3 m/s (17%). Seguono 4 m/s e 6 m/s con stessa frequenza relativa pari circa al 14%. In generale, la distribuzione è spostata sulla sinistra rispetto al valore massimo.

La frequenza cumulata, come mostrato in Figura 5.39, raggiunge la velocità di 9 m/s in corrispondenza del 95° percentile.

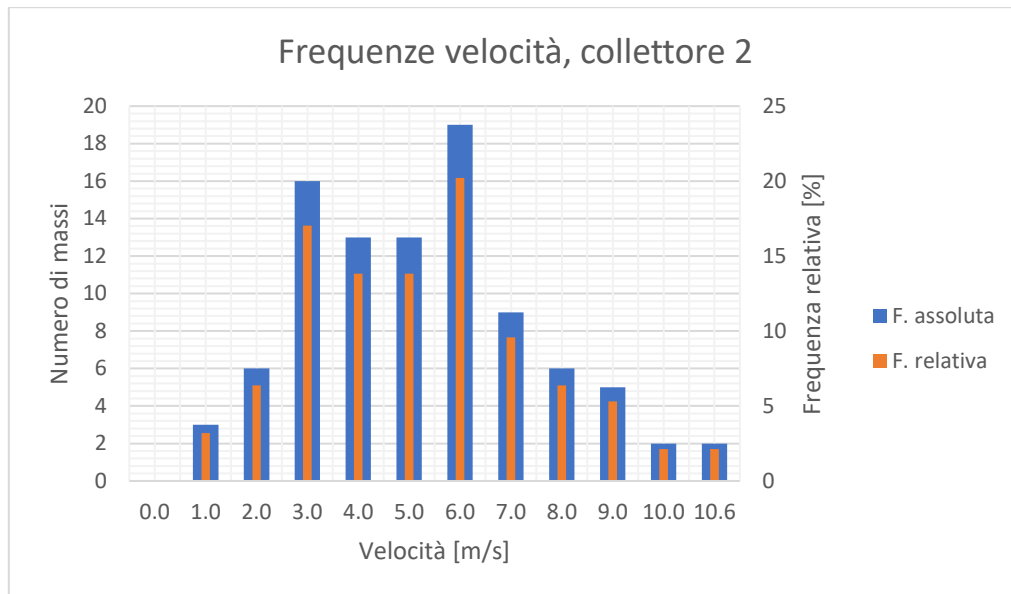


Figura 5.38 – Frequenza assoluta (blu) e relativa (arancione) della velocità, collettore 2

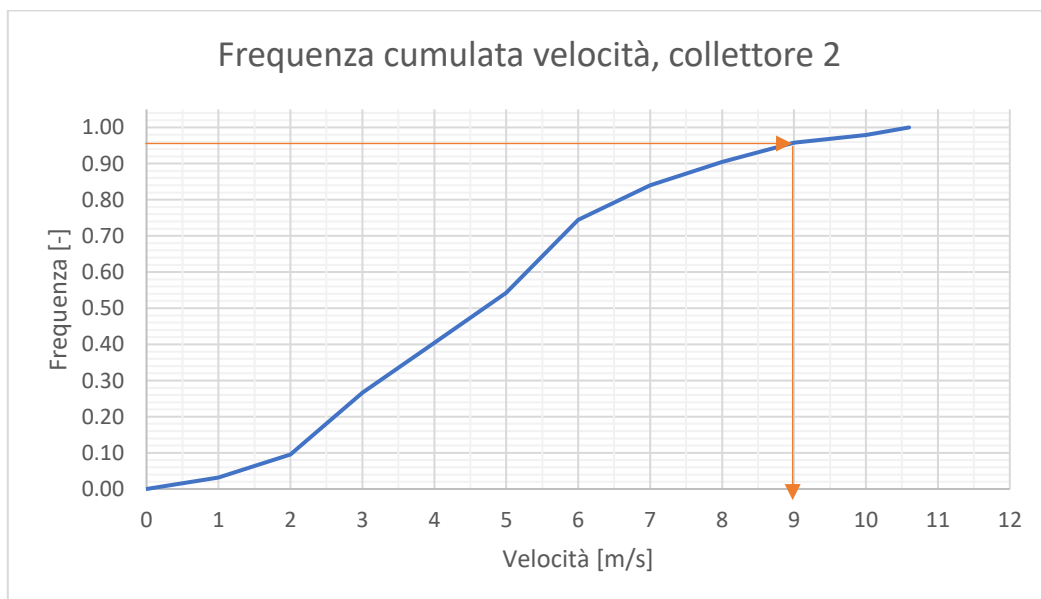


Figura 5.39 – Frequenza cumulata velocità, collettore 2

5.4 Risultati analisi con copertura forestale individuata attraverso il tool FINT (analisi 2)

Nella seconda analisi, al posto delle 4 mappe raster per gli alberi, è stato utilizzato il software FINT per la determinazione della vegetazione (per ulteriori dettagli si rimanda al paragrafo 5.2). Il risultato ottenuto è una densità forestale pari a 30 alberi per ettaro (Figura 5.19) che risulta di molto inferiore a quella osservata in situ che risulta essere 1178 alberi per ettaro (Figura 5.18). Nonostante tale discrepanza si è deciso di condurre ugualmente un'analisi traiettografica con lo scopo di osservare l'influenza della densità vegetale sulle variabili cinematiche e sull'area di invasione. I valori di scabrezza utilizzati sono gli stessi dell'analisi precedente in maniera tale da poter eseguire un confronto tra le due simulazioni. Nelle pagine a seguire con il termine “analisi 1” si intenderà l'analisi con copertura forestale stimata sulla base del rilievo (capitolo 5.3).

5.4.1 Area di invasione

In Figura 5.40 viene confrontata l'area di invasione (rossa) con quella ottenuta nell'analisi precedente (blu). È possibile notare che nell'analisi con FINT la zona di invasione è più estesa a causa della minore densità forestale. In particolare, nella zona di monte, entro i 70 metri dalla nicchia di distacco, si ha una buona sovrapposizione delle aree di invasione. Oltre tale distanza si ha un allargamento della traiettoria di circa 5 celle (3 a destra e 2 a sinistra). Sulla barriera si ha un interessamento laterale di circa 80 metri che risulta superiore rispetto alla porzione abbattuta nella realtà (50 metri). In corrispondenza delle abitazioni l'area di impronta si allarga ulteriormente sulla destra, raggiungendo la massima espansione laterale (90 metri), e coinvolgendo abitazioni che nella realtà non sono state interessate dal fenomeno. Infine, i massi percorrono una distanza maggiore che termina dopo una discesa di circa 245 metri a quota 944 metri.

variano dai 1000 kJ della parte destra ai 2200 kJ di quella sinistra. Sulle abitazioni si hanno valori compresi nel range 750-1000 kJ.

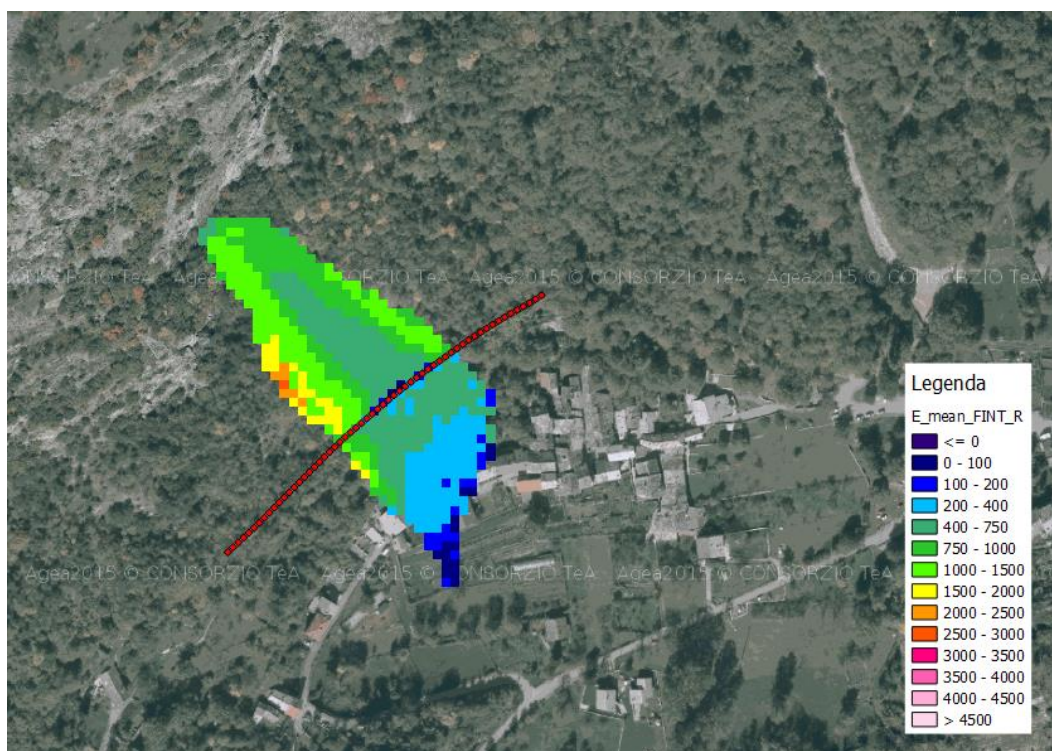


Figura 5.41 – Valori del file raster *E_mean.asc* [kJ] (QGIS 2.18.28)

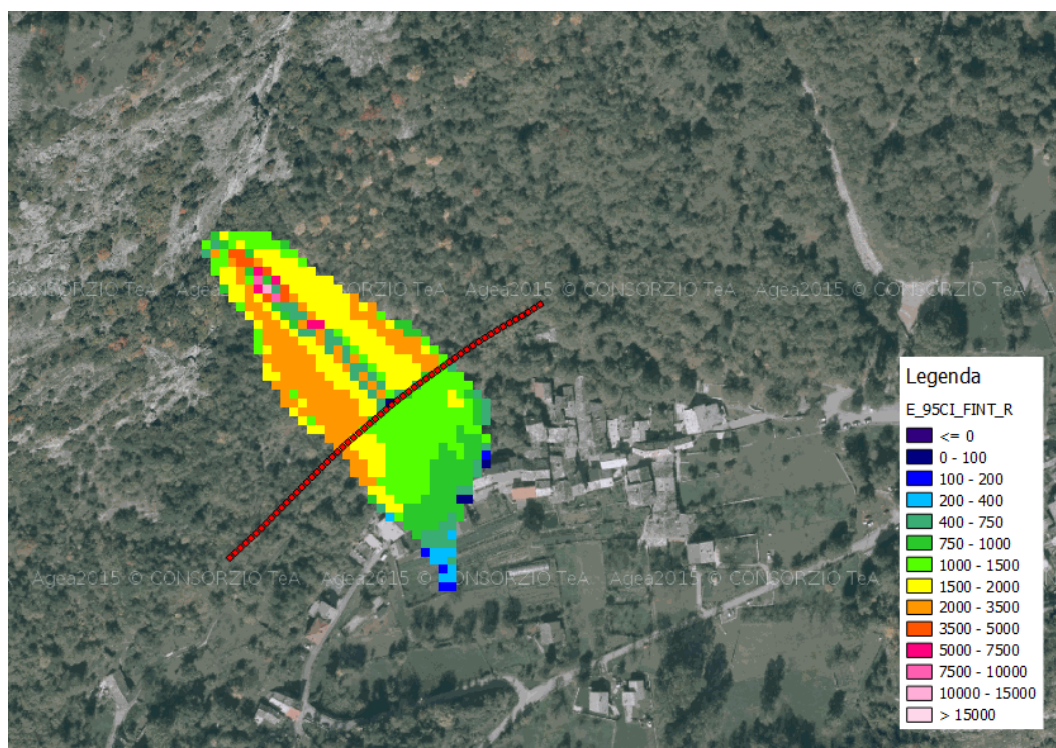


Figura 5.42 – Valori del file raster *E_95Cl* [kJ] (QGIS 2.18.28)

5.4.3 Andamento della velocità

In Figura 5.43 vengono rappresentate le velocità massime che variano da 0 a 21.83 m/s, praticamente lo stesso range di valori osservato per l'analisi 1. A differenza di quest'ultima (solo 2 celle, Figura 5.27) si hanno molte più celle dove vengono raggiunti valori superiori ai 20 m/s. La stessa osservazione è valida per l'intervallo 17.5-20 m/s che riscopre un'estesa porzione centrale. In corrispondenza della barriera si registrano valori pari a 10-15 m/s nella parte destra, 17-20 m/s in quella centrale e circa 15 m/s in quella sinistra. Sull'abitato le velocità massime diminuiscono a circa 9-12 m/s.

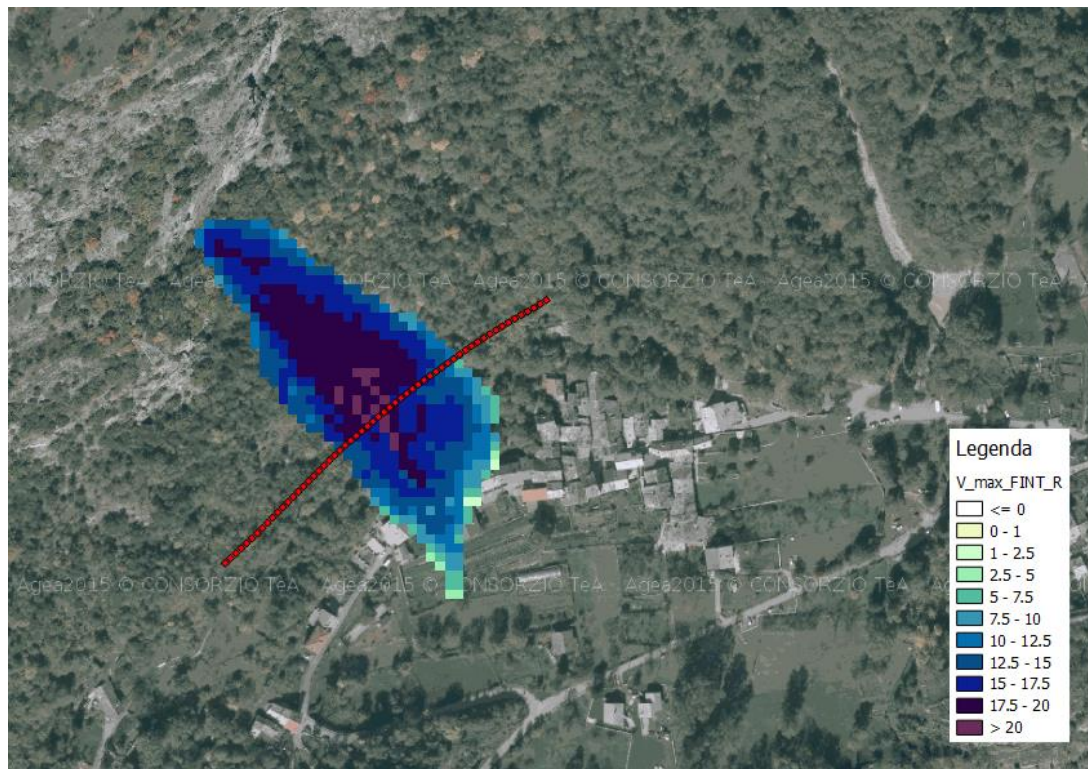


Figura 5.43 – Andamento delle velocità massime [m/s] (QGIS 2.18.28)

5.4.4 Andamento altezza di rimbalzo

Come per il punto effettuato nell'analisi precedente, si valutano sia il valore medio (Figura 5.44) che quello massimo (Figura 5.45). L'altezza media è identica a quella vista nell'analisi 1 e risulta pari a 1.02 metri. Tale valore è dovuto al cinematismo di rotolamento che il blocco assume durante il moto lungo il pendio. In alcune celle laterali il valore dell'altezza si riduce a 0.98 metri a causa della variazione volumetrica del 5% settata come input dell'analisi. L'altezza massima risulta essere pari a 3.05 metri ad eccezione di 2 celle, collocate a circa 50 metri dalla nicchia di distacco, per le quali si registrato valori pari a 4.94 metri e 5.35 metri e ulteriori celle laterali dove si raggiungono valori di 2.97 metri.



Figura 5.44 – Altezza media del blocco in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)



Figura 5.45 – Massima altezza del blocco in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)

5.4.5 Distribuzione depositi

In Figura 5.46 sono rappresentati il numero di depositi registrati in ogni cella. Si osserva una distribuzione diversa, soprattutto nella parte terminale, rispetto a quanto ottenuto nell'analisi precedente (Figura 5.31). Rispetto a quest'ultima non si hanno depositi nella zona subito a valle della nicchia di distacco in quanto i primi massi si arrestano dopo circa 25-30 metri. Il picco di depositi si registra nella zona centrale compresa tra i 40 e 115 metri di distanza dall'area di distacco mentre nell'analisi precedente ciò avveniva entro i primi 70 metri. A monte ma anche a valle della barriera paramassi esistente, si osserva un ulteriore accumulo nella parte centrale. Inoltre, la zona di deposito antecedente le abitazioni risulta avere una maggiore un'estensione laterale e presenta una porzione centrale ristretta con un elevato numero di massi arrestati. Infine è

presente un'estremità finale, assente nell'analisi precedente, dove si registrano un numero discreto di depositi.

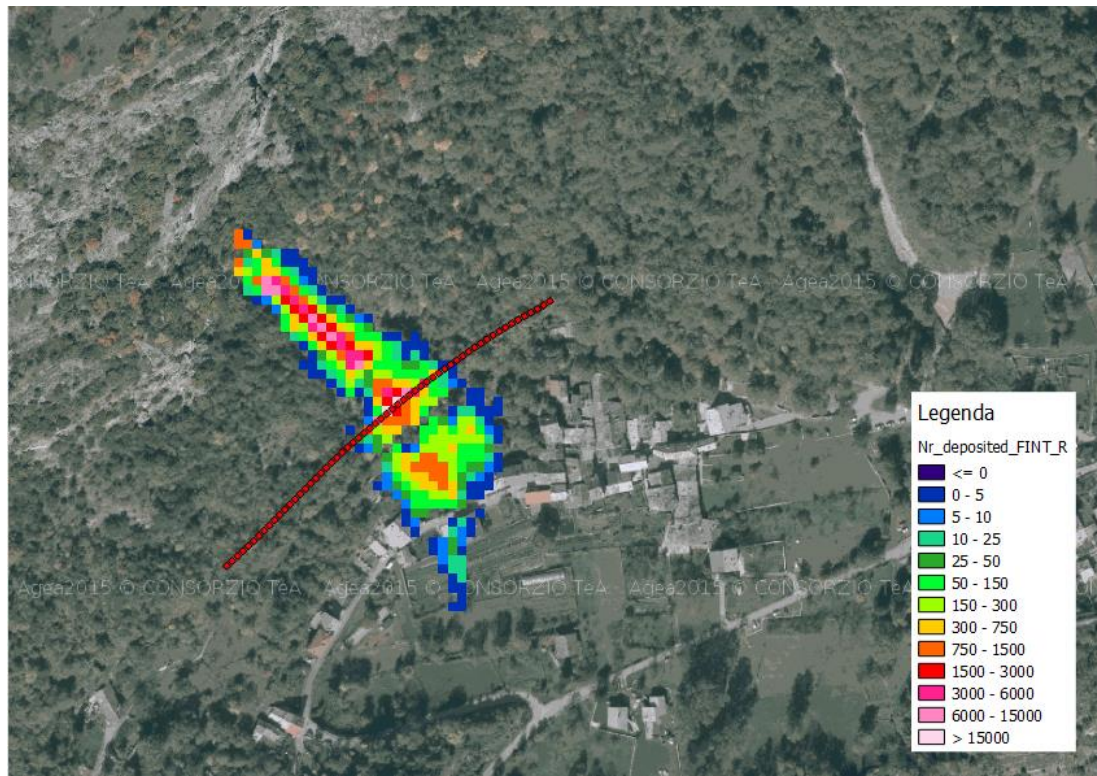


Figura 5.46 – Numero di depositi (QGIS 2.18.28)

5.4.6 Collettore 1 (barriera paramassi esistente)

Il collettore numero 1 è posizionato in corrispondenza della barriera paramassi esistente. In Tabella 5.9 sono riportate le elaborazioni che il software esegue in automatico. Rispetto all'analisi 1 si ha un incremento considerevole del numero di passaggi (circa 27 volte), dovuto alla bassa densità forestale che non diminuisce le energie dei massi che quindi proseguono il loro moto verso valle. L'energia media è di 344 kJ contro i 226 kJ, il 95° percentile è 1371 kJ contro i 1195 kJ e il 98° percentile è di 1712 kJ contro i 1550 kJ dell'analisi 1. Per quanto riguarda le velocità si hanno valori simili: la media è pari a 6.1 m/s contro i 5 m/s precedenti mentre il 95° percentile è 12.2 m/s contro gli 11.3 m/s.

n	E_50 [kJ]	E_90 [kJ]	E_95 [kJ]	E_98 [kJ]	V_50 [m/s]	V_95 [m/s]
144057	344.2	1085.2	1371.2	1712.2	6.1	12.2

Tabella 5.9 – Elaborazioni dati collettore 1 (barriera paramassi esistente)

In Figura 5.47 sono confrontate le frequenze relative dell'energia cinetica. I valori predominanti rimangono gli stessi, con all'incirca le stesse percentuali ad eccezione del valore prevalente, 200 kJ, la cui frequenza si abbassa dal 46% al 33%.

In Figura 5.48 sono confrontate le frequenze cumulate dell'energia cinetica. È possibile notare come che le curve si discostano per tutto il loro sviluppo. In corrispondenza del 95° percentile si trova un'energia cinetica pari a 1371 kJ contro i 1200 kJ mentre il 98° percentile risulta essere pari a 1700 kJ contro i 1550 kJ dell'analisi 1. Tali livelli energetici non risultano compatibili con la capacità di assorbimento della barriera (800kJ) installata agli inizi degli anni ottanta. Riassumendo si ha quindi un innalzamento dell'energia cinetica che si traduce nella traslazione verso destra della cumulata.

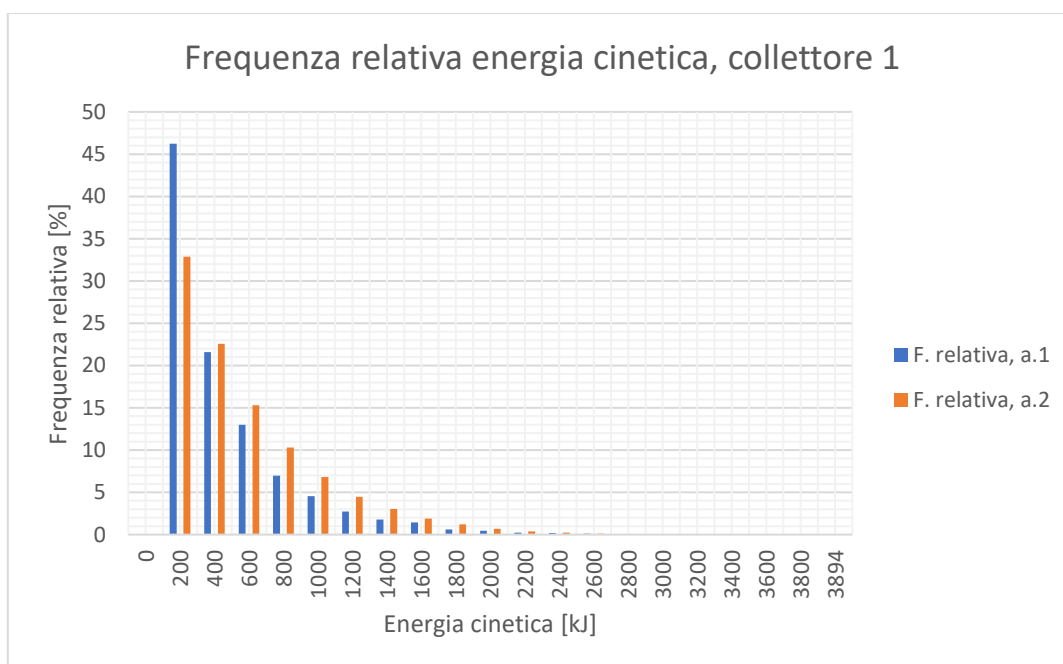


Figura 5.47 – Confronto frequenze relative energia cinetica, collettore 1: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione)

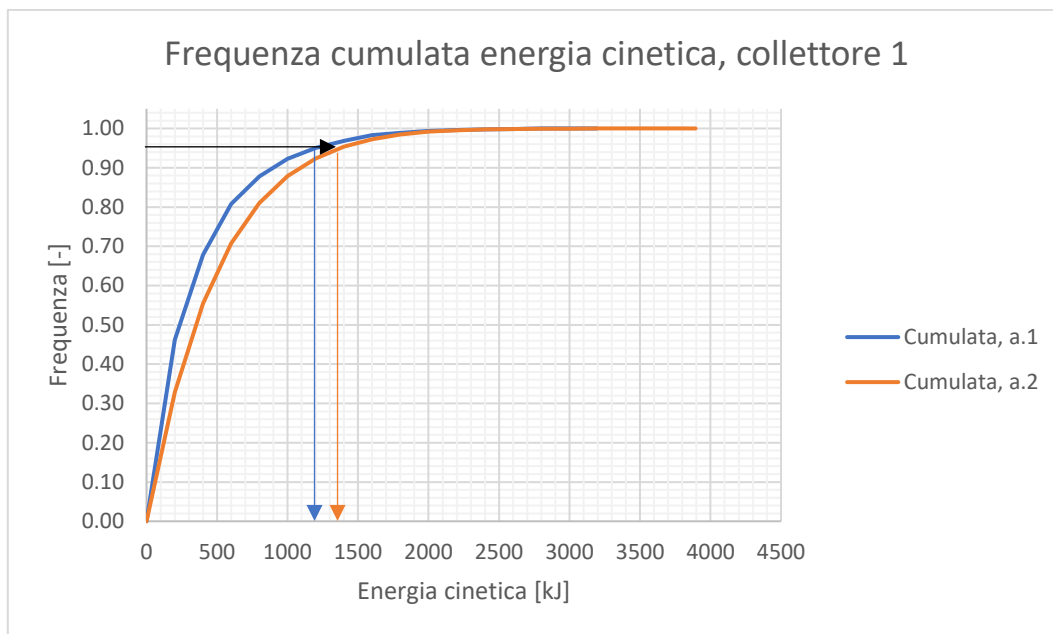


Figura 5.48 – Confronto cumulata dell'energia cinetica, collettore 1: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione)

Confrontando le frequenze relative delle velocità (Figura 5.49) si osserva una distribuzione traslata verso valori superiori con picco in corrispondenza dei valori 5 m/s e 6 m/s contro i 4 m/s dell'analisi precedente. A seguire si trovano in ordine i valori di 7 m/s, 4 m/s e 8 m/s.

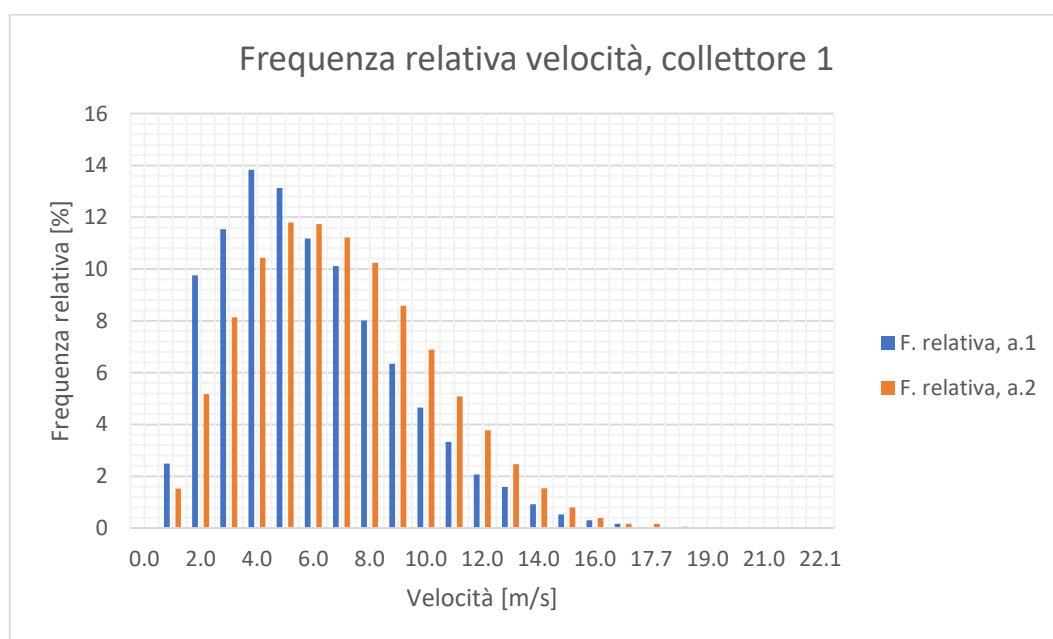


Figura 5.49 – Confronto frequenze relative velocità, collettore 1: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione)

Passando al confronto delle cumulate delle velocità (Figura 5.50), si nota una traslazione più marcata rispetto a quella vista precedentemente per le energie cinetiche. In corrispondenza del 95° percentile si trova un valore di 12.2 m/s che risulta superiore a quello trovato nell'analisi 1, pari a 11.3 m/s.

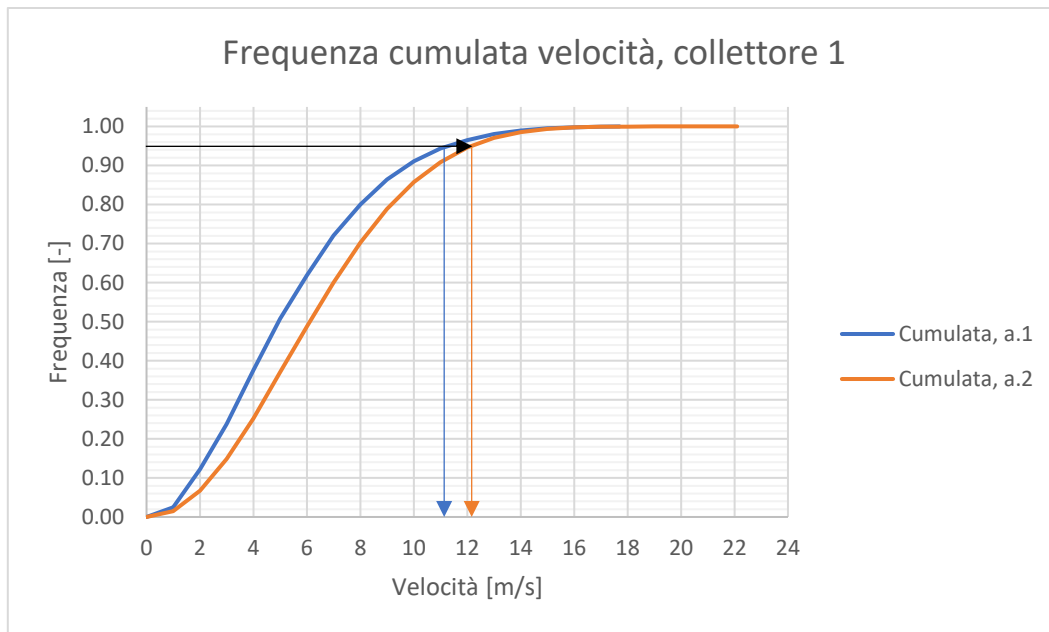


Figura 5.50 – Confronto cumulata della velocità, collettore 1: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione)

5.4.7 Collettore 2 (abitazioni)

Il collettore numero 2 è posizione qualche metro più a monte della prima fila di abitazioni che i massi incontrano scendendo verso valle (Figura 5.22). In Tabella 5.10 sono riportate le elaborazioni eseguite dal software. Come per il collettore numero 1, il numero di passaggi è assai superiore, 6000 contro i 94 dell'analisi 1. L'energia media ha un valore uguale a quello dell'analisi 1, pari a 225 kJ. In corrispondenza del 95° percentile si trova un'energia cinetica di 976 kJ contro gli 810 kJ mentre per il 98° percentile l'energia vale 1252 kJ contro i 1150 kJ precedenti. La velocità media è 4.7 m/s e risulta uguale a quella dell'analisi 1. Il 95° percentile è leggermente superiore, 9.7 m/s contro i 9 m/s.

n	E_50 [kJ]	E_90 [kJ]	E_95 [kJ]	E_98 [kJ]	V_50 [m/s]	V_95 [m/s]
6073	225.5	742.5	976.5	1252.5	4.7	9.7

Tabella 5.10 – Elaborazione dati collettore 2 (abitazioni)

Dalla Figura 5.51 si osservano le stesse frequenze relative predominanti dell'energia cinetica. Il picco è in corrispondenza dei 200 kJ con una frequenza del 45%. Seguono i valori 400 kJ, 600 kJ e 800 kJ. Gli ultimi due hanno posizioni invertite tra le due analisi. Per l'analisi con FINT si hanno valori energetici fino a 3194 kJ ma con frequenze molto basse, inferiori all'1%.

Passando al confronto tra le frequenze cumulate, dalla Figura 5.52 si osserva che le due curve risultano molto simili ad eccezione del valore massimo raggiunto da ciascuna di esse. In coincidenza del 95° percentile si trova un valore di energia cinetica pari a 970 kJ contro gli 800 kJ dell'analisi 1. Entrambi risultato non compatibili con il danneggiamento osservato in situ. Tale discrepanza può essere dovuta al fatto che la convergenza dell'analisi traiettografica ha richiesto un numero di simulazioni elevato (100000), prendendo quindi in considerazione anche le traiettorie meno probabili associate a un contenuto energetico elevato.

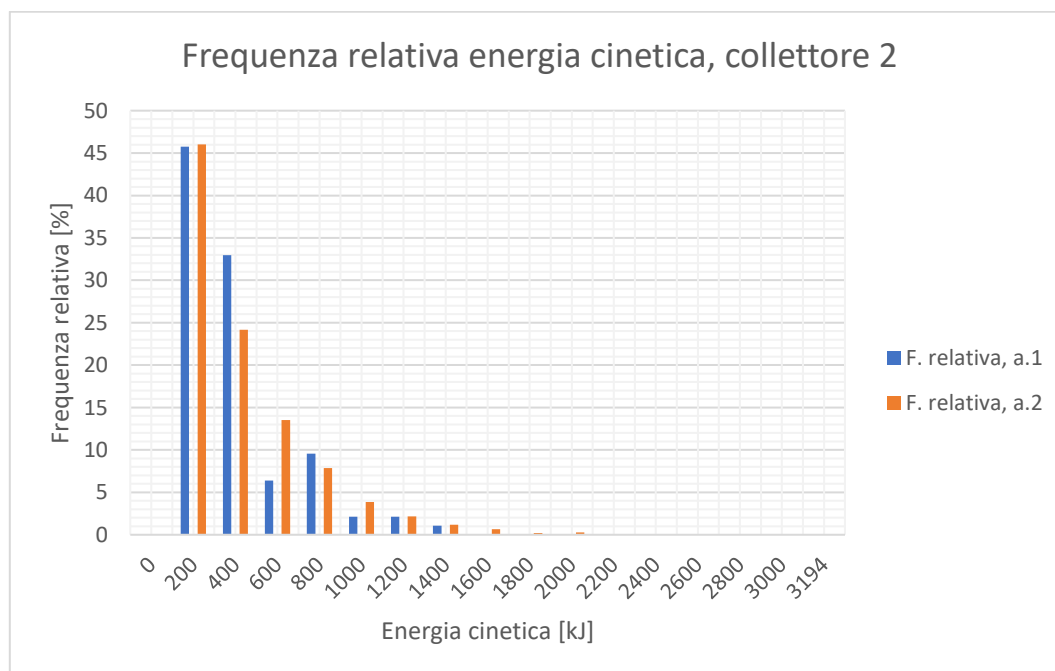


Figura 5.51 – Confronto frequenze relative energia cinetica, collettore 2: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione)

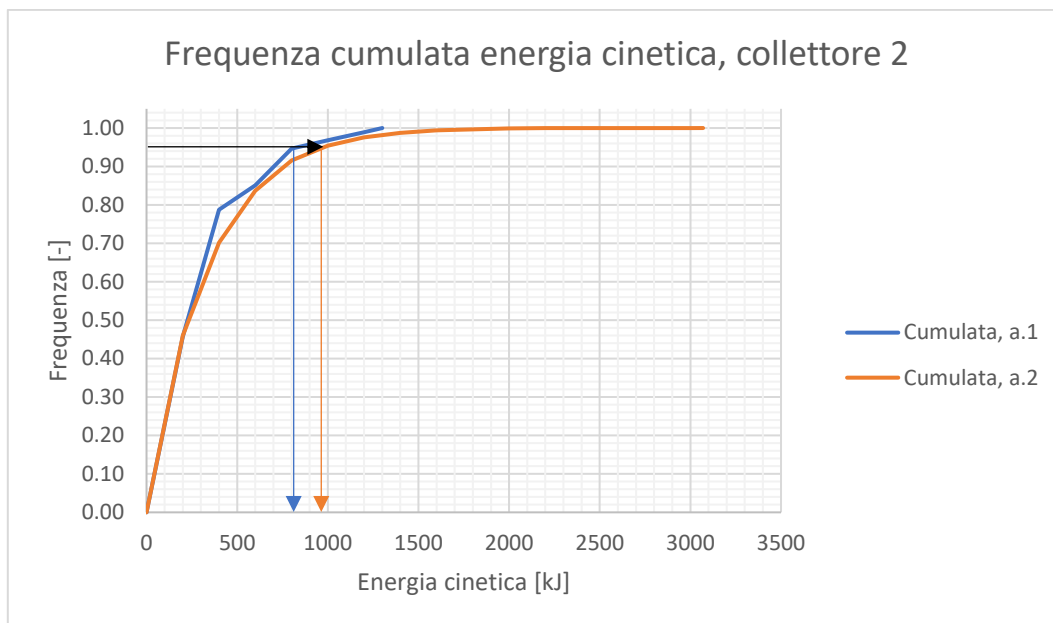


Figura 5.52 – Confronto cumulata dell'energia cinetica, collettore 2: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione)

Le frequenze relative delle velocità mostrano una distribuzione simile ad eccezione del valore di picco che decresce da 6 m/s a 4 m/s e del valore di 3 m/s che riduce la sua frequenza dal 17% al 12.5%. Nell'analisi con FINT si registrano valori più elevati, fino a 17.8 m/s, ma con frequenze prossime allo 0 (non visibili sul grafico).

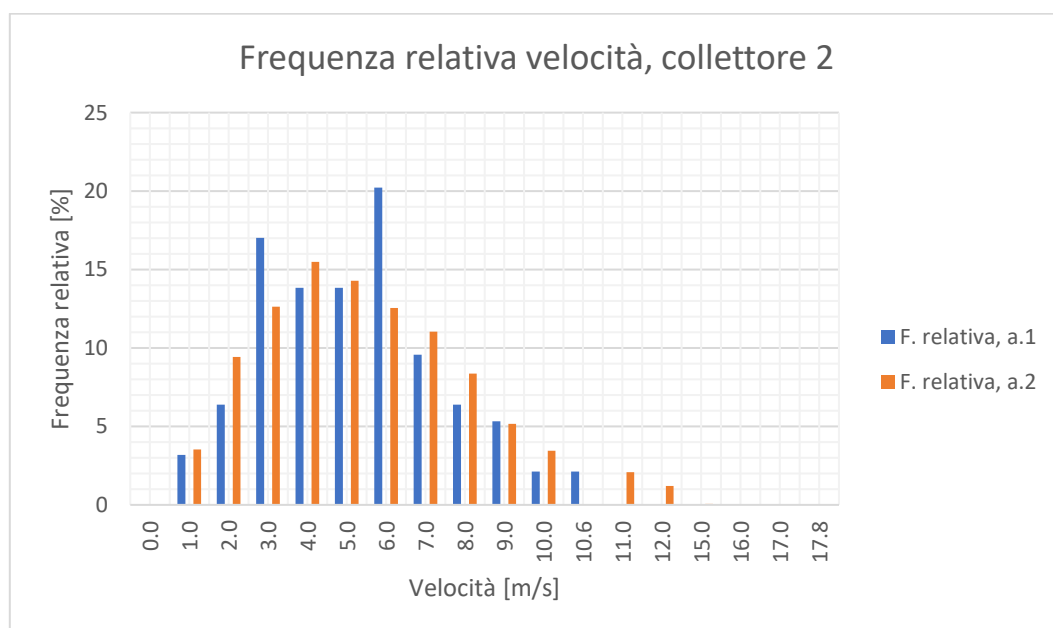


Figura 5.53 – Confronto frequenze relative velocità, collettore 2: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione)

In Figura 5.54 è riportato il grafico delle cumulate delle velocità. L'andamento è coincidente fino al valore di 5.5 m/s e dopodiché si discosta leggermente. La maggiore differenza si ha nella parte finale della curva dove l'analisi con FINT raggiunge valori più elevati, fino a 17.8 m/s contro i 10.6 m/s dell'analisi 1. In corrispondenza del 95° percentile si trova un valore di 9.7 m/s contro i 9 m/s precedenti.

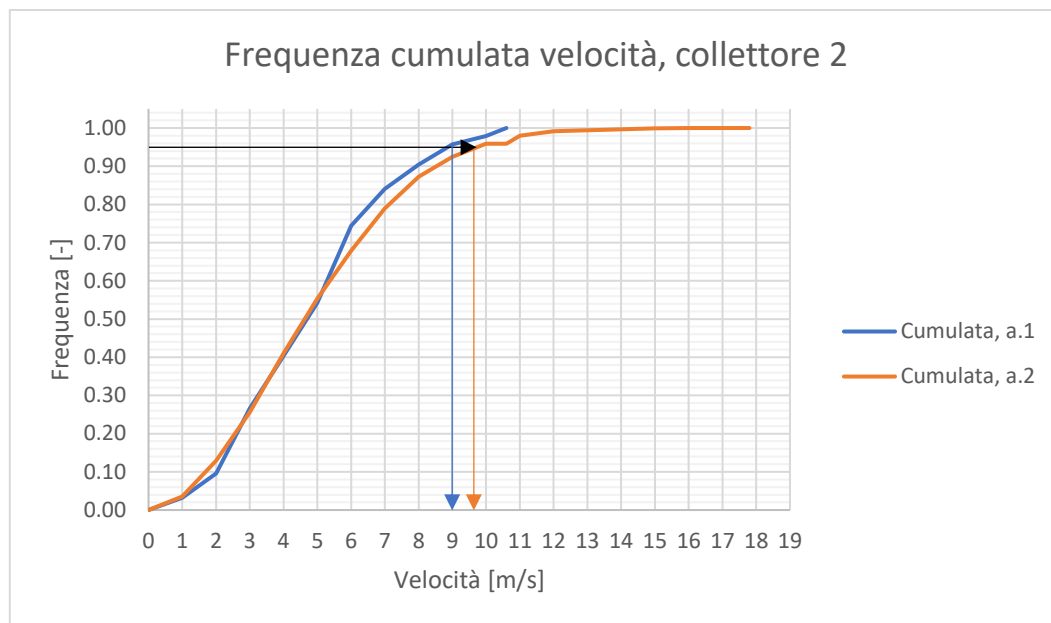


Figura 5.54 – Confronto cumulata della velocità, collettore 2: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione)

Dal confronto delle due analisi emerge una discrepanza nei risultati in termini dei valori delle variabili cinematiche, depositi e area di invasione. Quest'ultima risulta avere un interessamento laterale maggiore rispetto a quanto accaduto nell'analisi senza FINT e in particolare nella zona a valle della barriera paramassi esistente. Nello specifico, la barriera viene interessata per un'estensione pari a 80 metri che risulta maggiore dei 50 metri effettivamente abbattuti e, più a valle, vengono coinvolte delle abitazioni non interessate dall'evento reale (Figura 5.40). La minore densità di vegetazione determina anche un ritardo nei depositi in quanto i massi, a causa della minore dissipazione energetica operata dagli alberi, riescono a percorrere una distanza maggiore. Tale aspetto si ritrova nel numero estremamente maggiore di blocchi che attraversano i collettori e nella distribuzione dei depositi che, partendo da una distanza di 30 metri dalla zona di distacco, registra elevati valori anche nella zona di valle (Figura 5.46).

Sul collettore 1, posizionato in corrispondenza della barriera paramassi esistente, l'analisi con FINT restituisce energie cinetiche superiori. Per il frattile al 50° percentile si ottiene un valore di 344 kJ contro i 226 kJ e 1371 kJ contro i 1195 kJ per il frattile al 95° percentile (non compatibili con la capacità della barriera, Tabella 5.9). Per le velocità si hanno valori, corrispondenti ai frattili 50° e 95°, superiori di circa 1 m/s (Tabella 5.9). Le frequenze relative della velocità risultano traslate verso destra (Figura 5.49) rispetto all'analisi 1, mentre quelle riguardanti l'energia cinetica sono sovrapponibili (Figura 5.47). Le distribuzioni cumulate di energia (Figura 5.48) e velocità (Figura 5.50) presentano uno scostamento per tutto il range di valori.

Anche per il collettore 2, collocato quale metro a monte delle prime abitazioni interessate dall'evento del 9/11/2011, si hanno valori diversi delle grandezze cinematiche. Nel grafico delle distribuzioni cumulate (Figura 5.52) si trova, in coincidenza del 95° percentile, un'energia cinetica pari a 976 kJ contro gli 810 kJ e 1252 kJ contro i 1150 kJ per il 98° percentile. Tali energie non risultano compatibili con il livello di danneggiamento osservato in sito, a causa probabilmente del numero elevato di simulazioni. Le cumulate delle velocità risultano abbastanza simili ad eccezione dei valori massimi raggiunti (Figura 5.54). In termini di frequenze relative dell'energia cinetica (Figura 5.51) e della velocità (Figura 5.53) si hanno distribuzioni paragonabili, in particolare per le energie.

Si osserva che nel caso di volumetrie inferiori, quindi energie cinetiche più basse, le discrepanze tra le due analisi sarebbero ancora maggiori in quanto l'influenza della foresta sarebbe più marcata (per maggiori dettagli vedasi il paragrafo 1.3.6)

5.5 Ottimizzazione analisi con copertura forestale individuata attraverso il tool FINT (analisi 3)

Nel paragrafo precedente si è visto che l'analisi traiettografica eseguita con la densità di vegetazione ottenuta attraverso il tool FINT restituisce un andamento delle variabili cinematiche, depositi e area di invasione, non conforme con quanto realmente accaduto. In questo paragrafo vengono riportati i risultati di un'ulteriore analisi in cui sono stati cambiati i valori delle scabrezze (rg70, rg20 e rg10) per vedere se, partendo da una densità vegetale molto sottostimata, è comunque possibile ottenere un'analisi a ritroso con un buon grado di verosimiglianza. A seguito di molteplici tentavi sono stati ricavati i valori ottimali di scabrezza che permettono di rappresentare correttamente quanto successo nell'evento del 9 novembre 2011. In particolare, i cambiamenti apportati riguardano la zona 1 e la zona 2 (Figura 5.55) e sono:

Zona 1:

- rg70 invariata e pari a 0.16 m
- rg20 da 0.25 a 0.36 m
- rg10 da 0.30 a 0.41 m

Zona 2:

- rg70 da 0.14 a 0.16 m
- rg20 invariata e pari a 0.23 m
- rg10 da 0.25 a 0.28 m

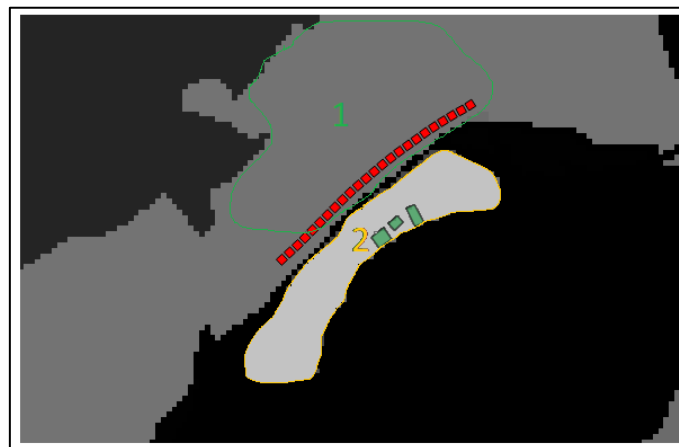


Figura 5.55 – Zone con scabrezze modificate (QGIS 2.18.28)

Nelle pagine a seguire con il termine “analisi 1” si intenderà l’analisi con copertura forestale stimata sulla base del rilievo (capitolo 5.3).

5.5.1 Area di invasione

In Figura 5.56 viene confrontata l’area di invasione (rossa) con quella ottenuta nell’analisi 1 (blu). È possibile notare che la porzione interessata è per la maggior parte la medesima. In particolare, sulla parte destra dell’area di invasione si ha una buona sovrapposizione ad eccezione di qualche cella a monte della barriera paramassi esistente. Sulla parte sinistra, per l’analisi 3 si registra, a partire da metà percorso, un’impronta più larga di circa 1 cella, ovvero 5 metri, mentre la parte terminale presenta una coda più larga.

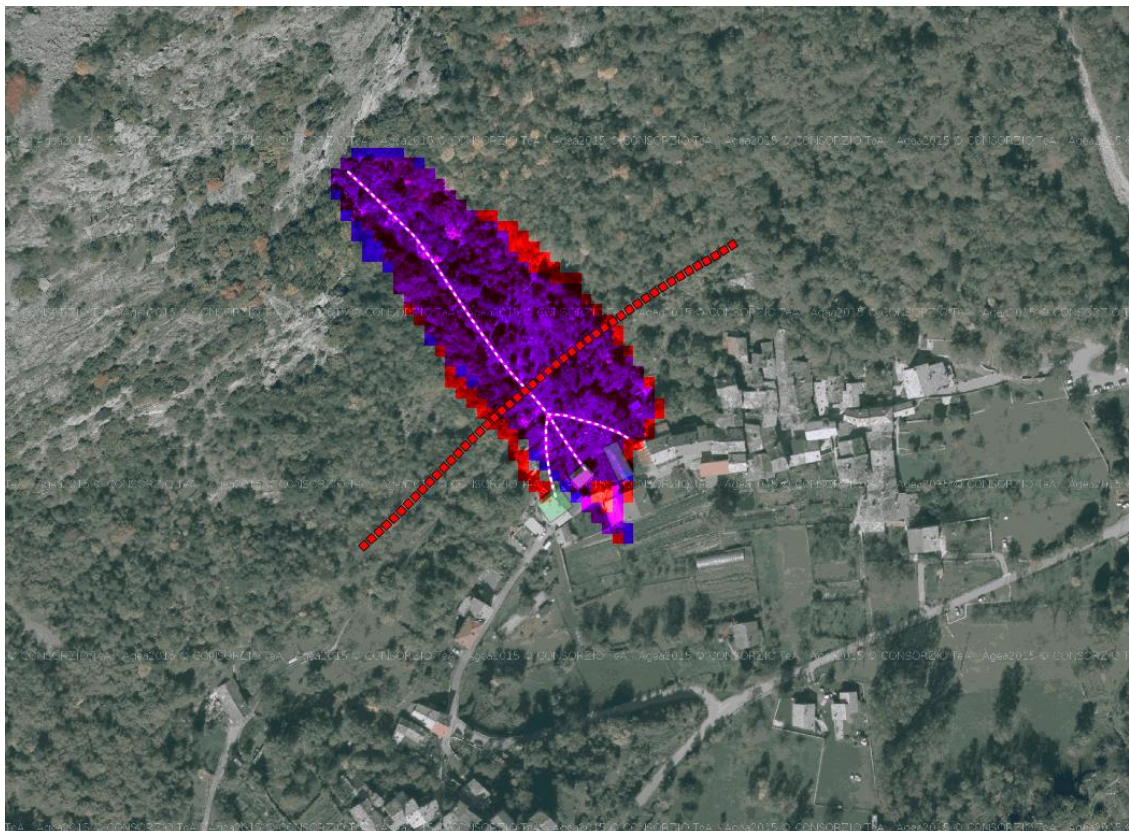


Figura 5.56 – Confronto aree di invasione: blu analisi senza FINT, rosso analisi con FINT (QGIS 2.18.28)

5.5.2 Andamento dell'energia cinetica

In Figura 5.57 viene visualizzato il raster *E_mean.asc* che rappresenta la media dei massimi valori di energia cinetica. Il range spazia da 0 a 2340 kJ che viene raggiunto a sinistra e circa 10 metri prima della barriera paramassi. Precedentemente si è visto che l'area di invasione risulta molto simile, per forma ed estensione, a quella osservata nell'analisi 1 e di conseguenza valgono le stesse considerazioni anche in termini di energia cinetica. Sulla barriera si ha un valore medio di circa 300 kJ che scende a 250 kJ in corrispondenza dell'abitato.

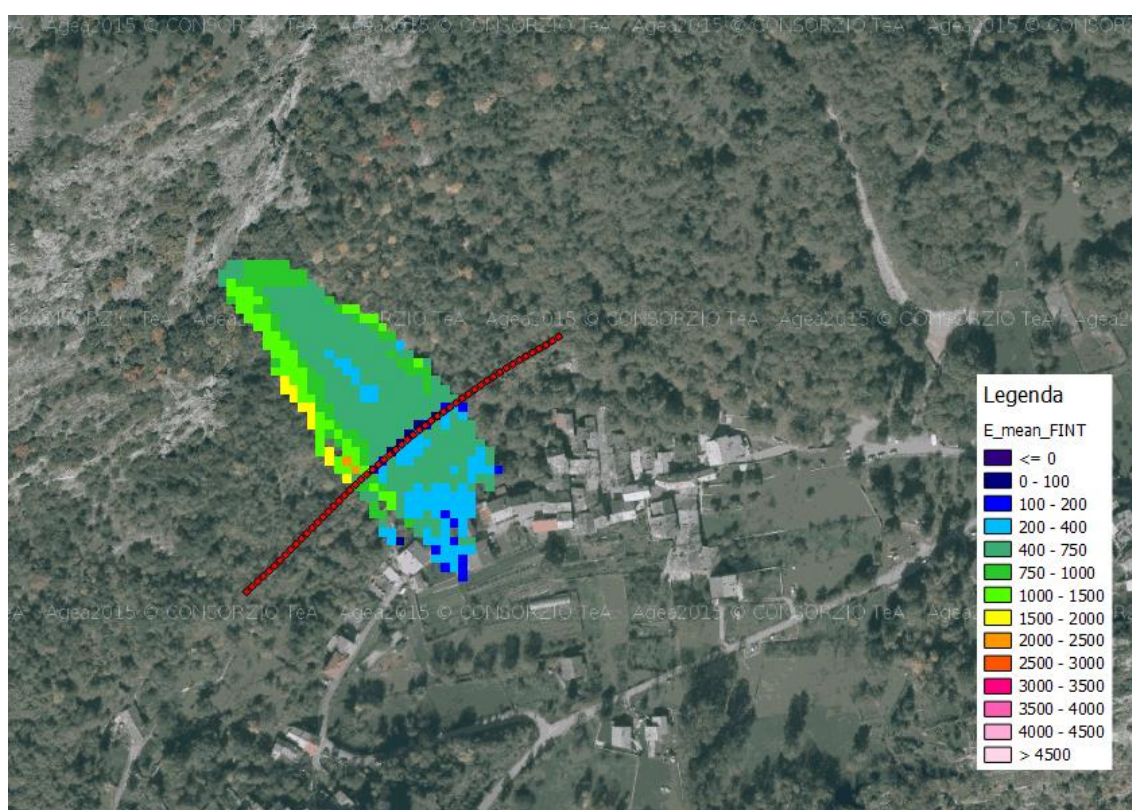


Figura 5.57 – Valori del file raster *E_mean.asc* [kJ] (QGIS 2.18.28)

A seguire, si analizza il file *E_95Cl.asc* che rappresenta i valori massimi di energia registrati nelle celle (Figura 5.58). Il picco di 13190 kJ ed è superiore a quello ottenuto nell'analisi 1 che è circa 11150 kJ ma viene raggiunto nella stessa nella zona centrale a monte. La forma della scia è leggermente più larga nella parte sinistra dove presenta una traiettoria “separata” che si arresta in prossimità della terza abitazione colpita, quella più

a ovest. In corrispondenza della barriera si hanno valori di circa 1300-1500 kJ sulla parte destra che raggiungono i 3000 kJ in quella sinistra. Più a valle, dove sono presenti le abitazioni, si hanno energie dell'ordine di 900-1000 kJ.

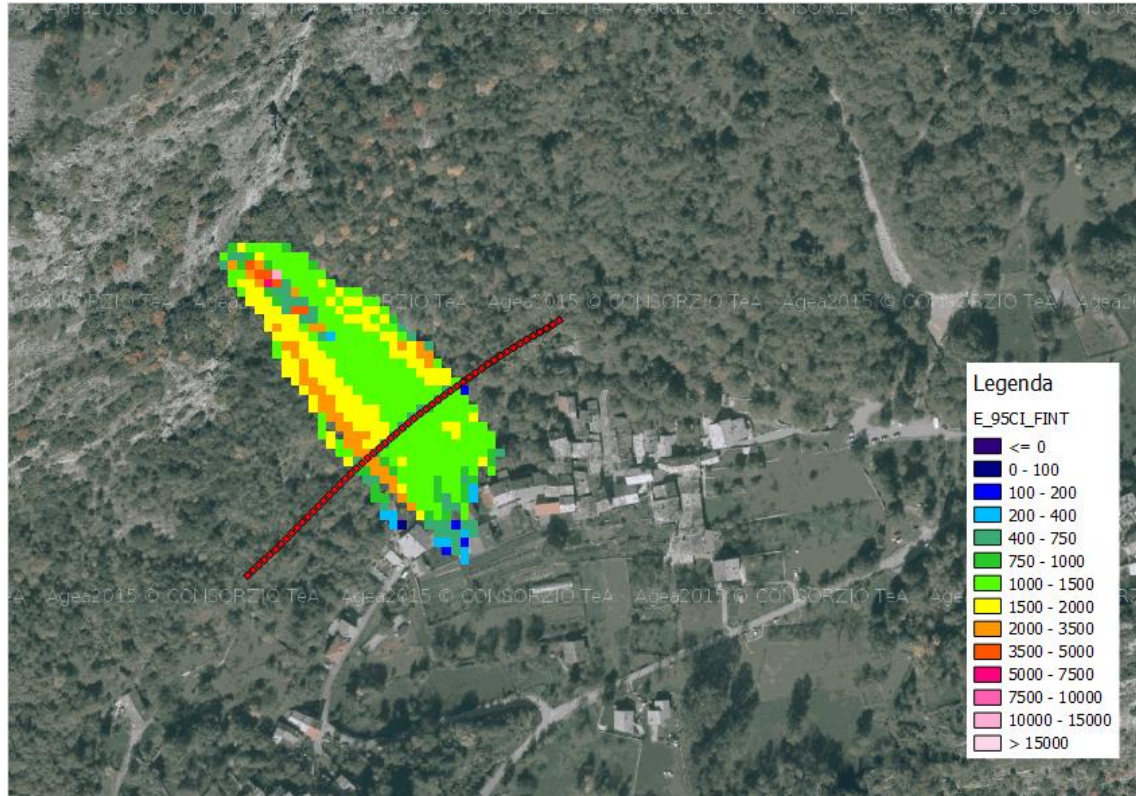


Figura 5.58 – Valori del file raster E_95Cl [kJ] (QGIS 2.18.28)

5.5.3 Andamento della velocità

In Figura 5.59 vengono rappresentati i valori massimi di velocità che variano da 0 a 20.33 m/s, praticamente lo stesso range visto nell'analisi 1. Per la valutazione della forma della scia, valgono le stesse considerazioni fatte, nel paragrafo precedente, per la velocità. Sulla barriera paramassi si hanno valori di circa 12.5-15 m/s che diminuiscono sotto i 10 m/s in corrispondenza dell'abitato.

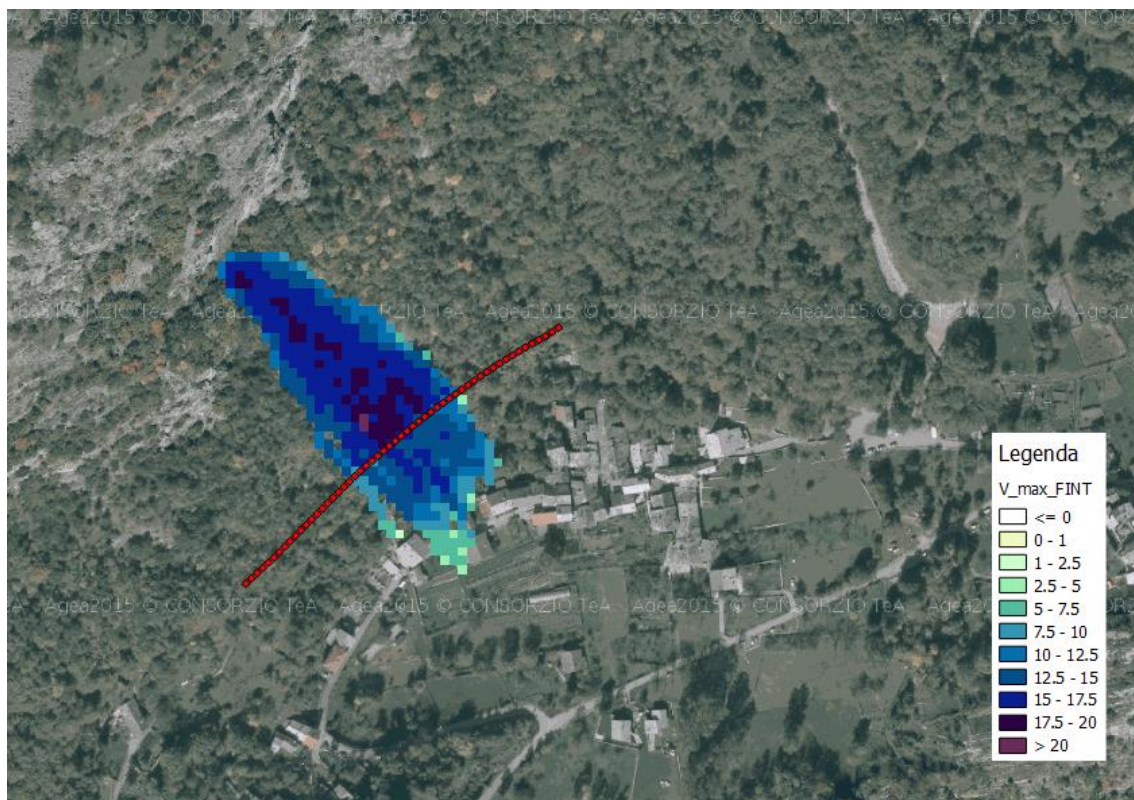


Figura 5.59 – Andamento delle velocità massime [m/s] (2.18.28)

5.5.4 Andamento dell'altezza di rimbalzo

Come per il punto effettuato nell'analisi precedente, si valutano sia il valore medio che quello massimo. Per quanto riguarda il primo (Figura 5.60), l'altezza media è esattamente uguale a quella vista nell'analisi 1 ovvero 1.02 metri in quanto il blocco di roccia simulato assume un cinematismo di rotolamento lungo il pendio. Nella diramazione di sinistra assume valore di 0.98 metri che equivale sempre al diametro della sfera equivalente ma con un volume leggermente inferiore (è stata impostata una variazione volumetrica del 5%). Tale valore viene registrato in quanto tale diramazione si è verificata una sola volta nel corso dei 100000 lanci. Ciò è confermato dall'equivalente dei valori medi e massimi dell'energia.



Figura 5.60 – Altezza media del blocco in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)

L'altezza massima assume un valore pressoché omogeneo e pari a 3.05 metri in tutta l'area interessata ad eccezione di 5.21 metri in una sola cella a monte e di 2.95 nella diramazione di sinistra e 5 celle nella parte terminale. Il risultato è mostrato in Figura 5.61 ed è pressoché identico a quanto ottenuto nell'analisi 1.



Figura 5.61 – Massima altezza del blocco in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)

5.5.5 Distribuzione dei depositi

Il numero di depositi presenta una distribuzione confrontabile con quella vista precedentemente nell'analisi 1, ad eccezione della parte più a monte dove non si registrano depositi in quanto FINT, in tale zona, ha trovato pochi alberi (Figura 5.62). Inoltre, a differenza dell'analisi 1, non si registra la zona senza depositi nella parte a sinistra antecedente la barriera paramassi. Quest'ultima viene interessata per un'estensione di circa 60 metri. L'area senza depositi relativa al sentiero di montagna risulta meglio definita rispetto alla simulazione 1. I valori più elevati vengono raggiunti nella parte centrale a monte, entro i 90 metri dalla nicchia, mentre in corrispondenza del centro abitato si hanno valori inferiori alle 5 unità.

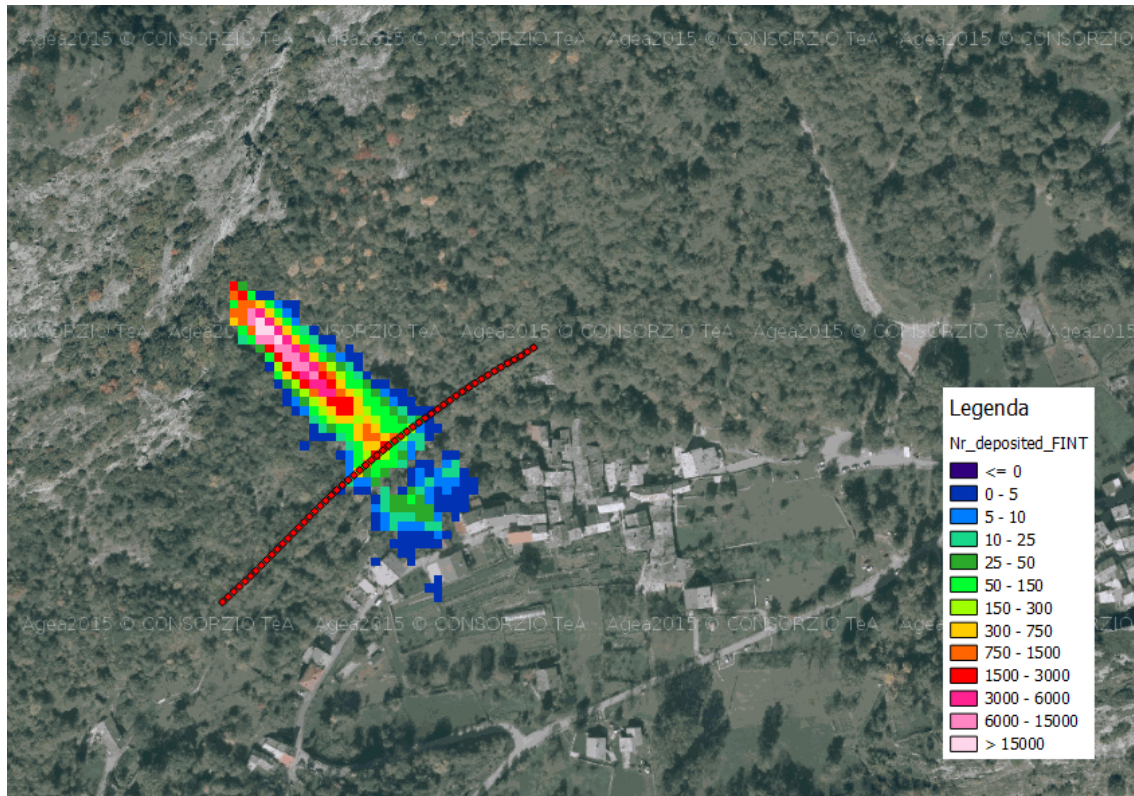


Figura 5.62 – Numero di depositi (QGIS 2.18.28)

5.5.6 Collettore 1 (barriera paramassi esistente)

Il collettore numero 1 è la barriera paramassi installata agli inizi degli anni ottanta. In Tabella 5.11 vengono riportate le elaborazioni eseguite automaticamente dal software. Si nota un numero di passaggi superiore di circa 5000 unità a causa della diversa vegetazione e scabrezza ma i valori delle grandezze cinematiche rimangono comparabili con quelli ottenuti nell'analisi 1. L'energia media è di 285 kJ contro i 226 kJ, il 95° percentile è 1252 kJ contro i 1195 kJ e il 98° percentile è di 1565 kJ contro i 1550 kJ dell'analisi 1. La velocità media risulta pari a 5.6 m/s contro i 5 m/s precedenti mentre il 95° percentile è pari a 11.6 m/s contro gli 11.3 m/s.

n	E_50 [kJ]	E_90 [kJ]	E_95 [kJ]	E_98 [kJ]	V_50 [m/s]	V_95 [m/s]
10276	285.9	970.9	1250.9	1564.9	5.6	11.6

Tabella 5.11 – Elaborazione dati collettore 1 (barriera paramassi esistente)

Dalla Figura 5.63 si osserva il medesimo andamento per quanto riguarda la frequenza relativa dell'energia cinetica. Il valore 200 kJ rimane predominante anche se la percentuale si abbassa di un 7%. A seguire 400 kJ e 600 kJ.

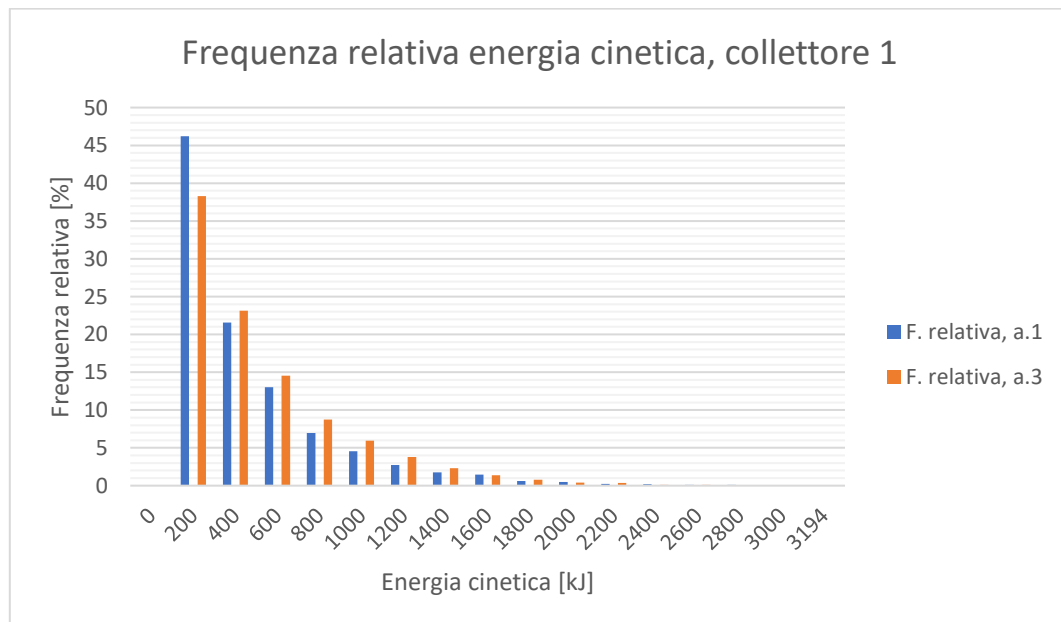


Figura 5.63 – Confronto frequente relative energia cinetica, collettore 1: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione)

Passando alla frequenza cumulata (Figura 5.64), si nota che le due curve coincidono tranne nella parte iniziale dove si discostano leggermente. In corrispondenza del 95° percentile si ha un valore di energia cinetica pari a circa 1250 kJ contro i 1200 kJ dell'analisi 1. Tali livelli energetici non risultano compatibili con la capacità di assorbimento della barriera (800kJ) installata agli inizi degli anni ottanta.

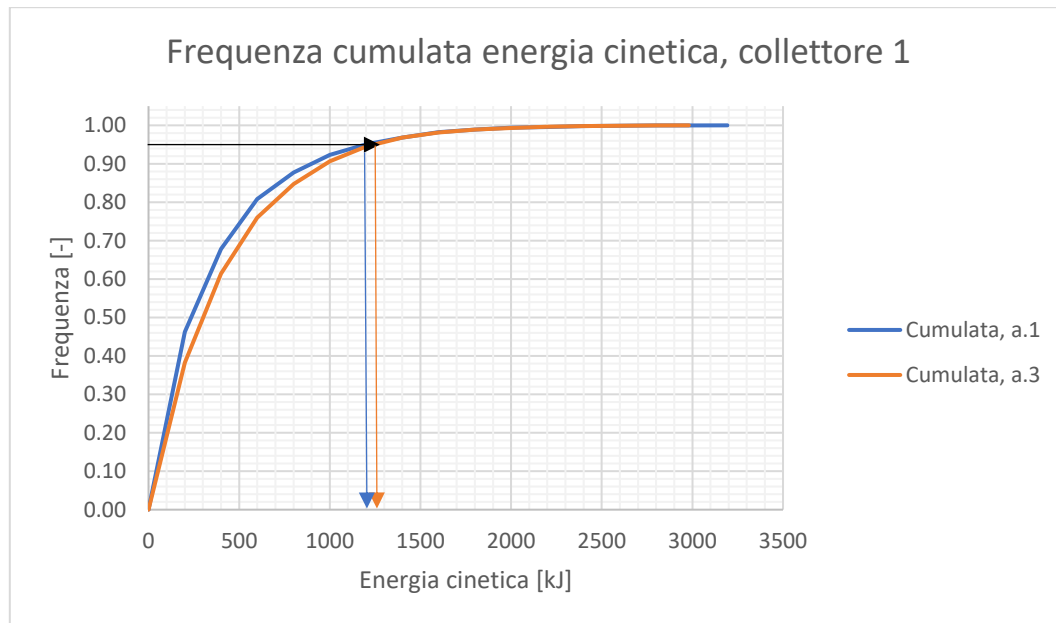


Figura 5.64 – Confronto cumulata dell'energia cinetica, collettore 1: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione)

Confrontando le frequenze relative della velocità (Figura 5.65) si osserva un andamento simile ma traslato verso destra. Le velocità dominanti risultano essere in ordine, 5 m/s, 6 m/s, 4 m/s e 7 m/s la cui somma costituisce quasi il 50% del totale.

Passando alla frequenza cumulata, confrontando le due curve rappresentate in Figura 5.66, si nota che è presente un leggero scostamento tra le curve nell'intervallo 2-11 m/s. In corrispondenza del 95° percentile, il valore assunto dalla curva arancione (analisi 2) è di circa 11.5 m/s e risulta praticamente uguale a quello trovato nell'analisi 1.

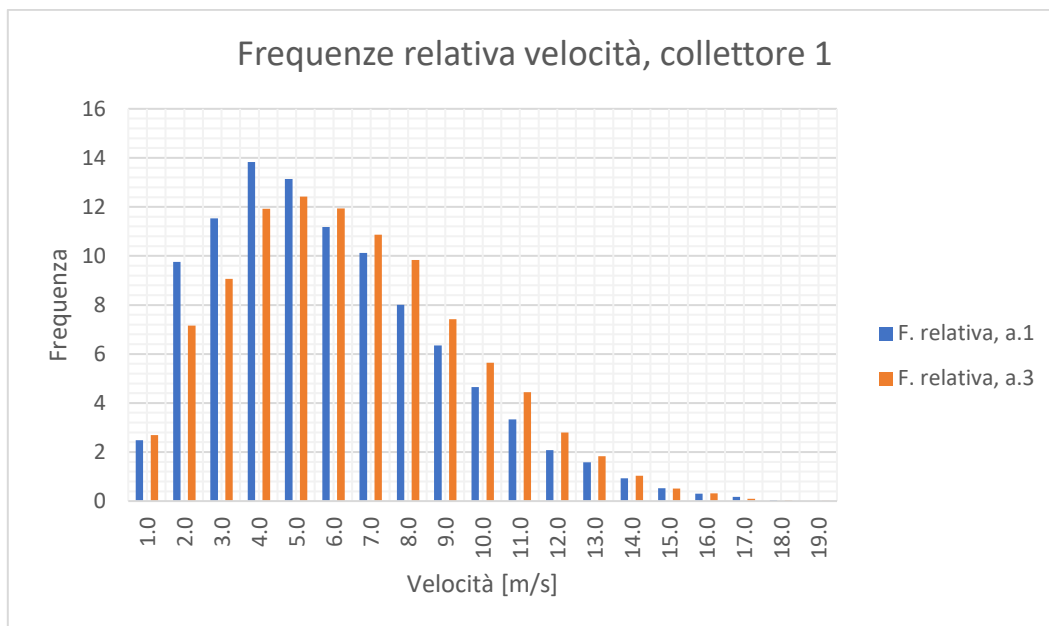


Figura 5.65 – Confronto frequente relative velocità, collettore 1: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione)

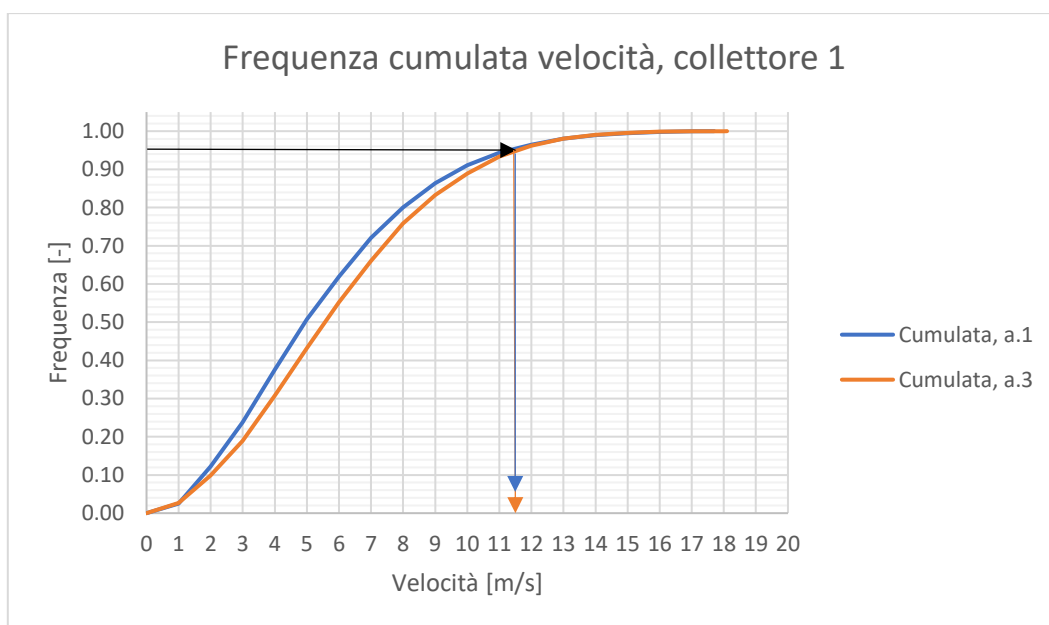


Figura 5.66 – Confronto cumulata della velocità, collettore 1: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione)

5.5.7 Collettore 2 (abitazioni)

Prima di analizzare i risultati, si ricorda che il collettore 2 è situato qualche metro più a monte della prima fila di abitazioni incontrata dai massi nel loro moto verso valle (Figura 5.22). Partendo dalla tabella fornita dal software (Tabella 5.12), si vede che il numero di massi arrivati sono circa 40 in più. Nonostante ciò, le variabili cinematiche sono comparabili con quelle ottenute nell'analisi 1. L'energia media ha un valore di 240 kJ contro 215 kJ, il 95° percentile è pari a 915 kJ contro gli 810 kJ, il 98° percentile è circa 1160 kJ contro i 1150, la velocità media è 4.8 m/s contro 4.7 m/s e il suo 95° percentile assume valori pari a 9.4 m/s contro 9 m/s dell'analisi 1.

n	E_50 [kJ]	E_90 [kJ]	E_95 [kJ]	E_98 [kJ]	V_50 [m/s]	V_95 [m/s]
135	239.6	771.6	915.6	1163.6	4.8	9.4

Tabella 5.12 – Elaborazione dati collettore 2 (abitazioni)

Dalla Figura 5.67 si osserva il medesimo andamento per quanto riguarda la frequenza relativa dell'energia cinetica. Il valore 200 kJ rimane predominante con praticamente la stessa percentuale attorno al 45%. A seguire 400 kJ e 600 kJ.

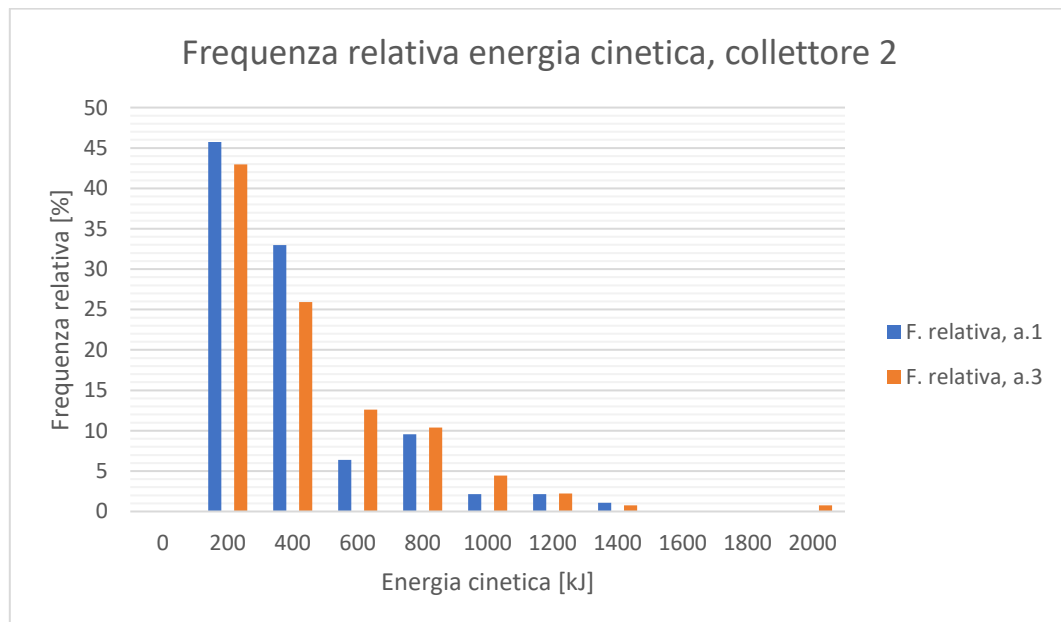


Figura 5.67 – Confronto frequente relative energia cinetica, collettore 2: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione)

Passando al confronto tra le frequenze cumulate, dalla Figura 5.68 si nota che le due curve si discostano leggermente nell'intervallo 200-1000 kJ e la curva in arancione (analisi 2) si spinge fino a 2000 kJ contro 1300 di quella blu (analisi 1). In corrispondenza del 95° percentile si ha un valore di energia cinetica pari a circa 920 kJ contro gli 800 kJ dell'analisi 1. Entrambi i valori risultano non compatibili con il danneggiamento osservato in sito. Come già visto per le 2 analisi precedenti, tale discrepanza può essere attribuita al fatto che la convergenza dell'analisi traiettografica si è ottenuta con un numero di simulazioni elevato (100000), prendendo quindi in considerazione anche le traiettorie meno probabili associate a un contenuto energetico elevato.

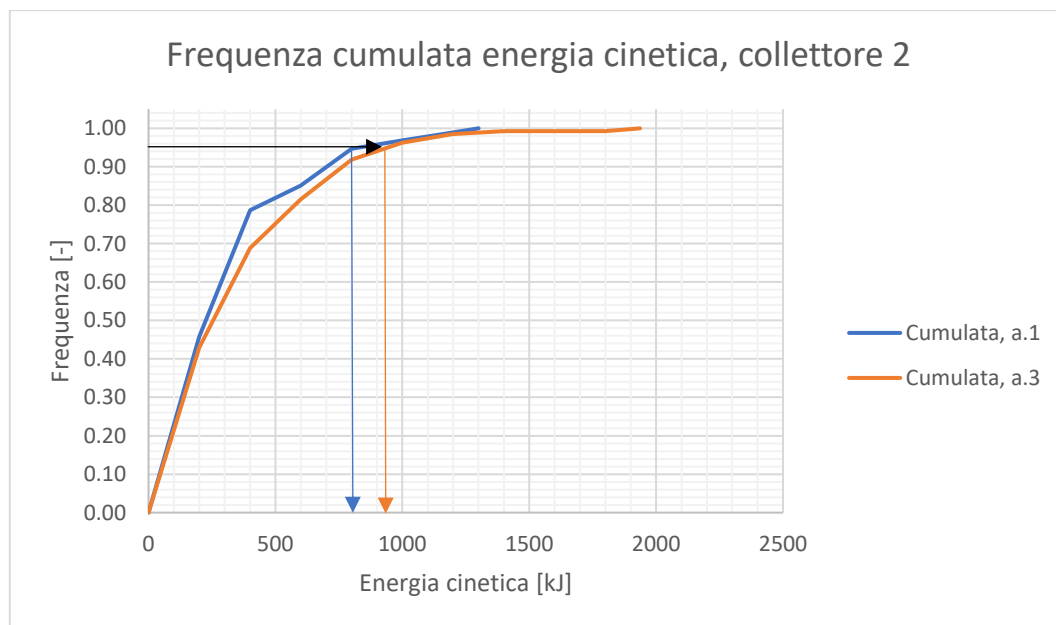


Figura 5.68 – Confronto cumulata dell'energia cinetica, collettore 2: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione)

Le velocità mostrano una distribuzione leggermente diversa da quella del caso precedente. Il valore di picco si sposta, da 6 m/s dell'analisi 1 scende a 5 m/s con circa il 21%. A seguire i valori 3 m/s, 6 m/s e 7 m/s con una frequenza relativa all'incirca del 12 % (Figura 5.69). In Figura 5.70 è mostrato il grafico di confronto delle frequenze cumulate. È possibile notare che, al 95 percentile, corrisponde una velocità di circa 9.5 m/s contro i 9 m/s dell'analisi 1.

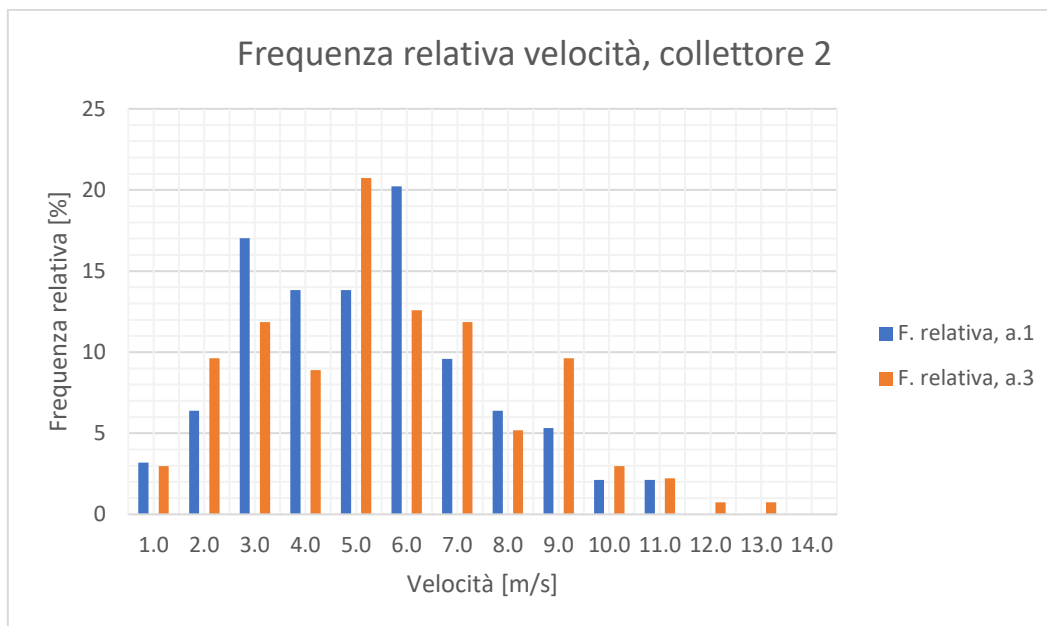


Figura 5.69 – Confronto frequente relative velocità, collettore 2: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione)

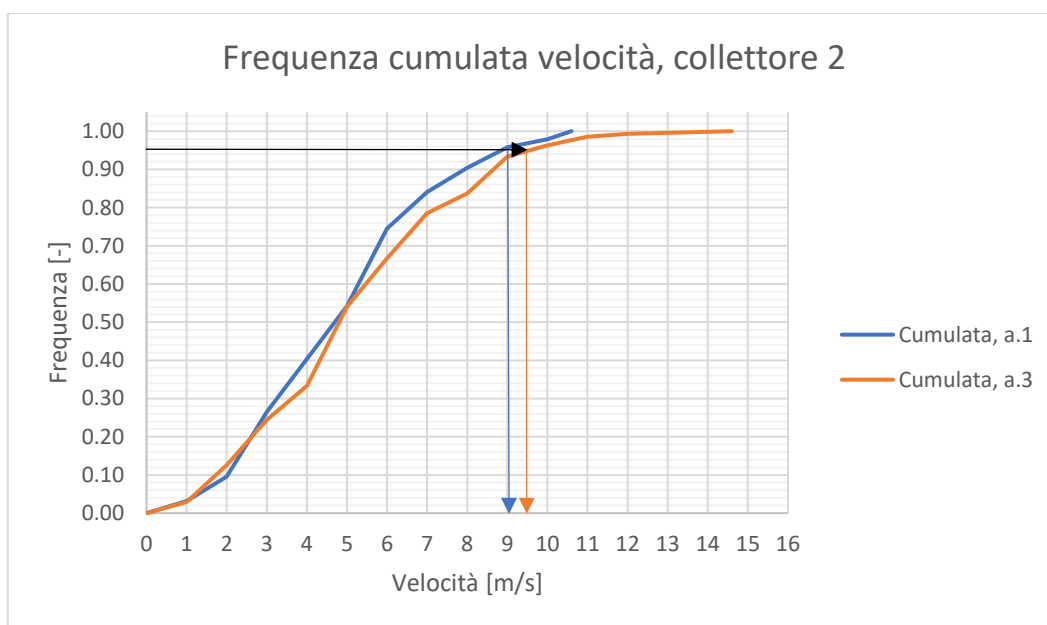


Figura 5.70 – Confronto cumulata della velocità, collettore 2: analisi 1 (blu) – analisi 2 (arancione)

Si può constatare che i risultati ottenuti nelle due analisi, FINT con scabrezze modificate (analisi 3) e zone omogene individuate dall'ortofoto (analisi 1), mostrano risultati compatibili sia in termini di area di invasione e sia nei valori delle grandezze cinematiche prese in considerazione: energia cinetica, velocità e altezza di rimbalzo. Utilizzando il

software FINT, la densità degli alberi è nettamente inferiore rispetto a quanto osservato in situ (Figura 5.17) e ciò ha comportato un aumento dei valori di scabrezza, soprattutto nella zona a monte della barriera paramassi esistente dove rg_{20} passa da un valore di 0.25 a 0.36 m e rg_{10} da 0.30 a 0.41 m. Ciò dimostra che anche partendo da un dato errato riguardante la copertura foresta, è comunque possibile ottenere (senza forzature) una simulazione affidabile che rispecchi quanto successo nella realtà. Per entrambe le analisi l'area di invasione risulta compatibile con le indicazioni traiettografiche riportate nel protocollo n. 877515 dell'11/11/2011, con la porzione di rete abbattuta dai massi e con il dislivello che hanno percorso (Figura 5.56). Tra le due simulazioni è presente una differenza nel numero di blocchi che arrivano ai due collettori che altera leggermente le distribuzioni e i valori di energia cinetica e velocità.

Sul collettore 1, che simula la barriera paramassi esistente, le due analisi mostrano risultati comparabili con differenze attorno a 50 kJ per l'energia cinetica e 0.6 m/s per la velocità. Tra le due simulazioni, quella che restituisce i valori inferiori di energia è la prima, ovvero dove la copertura forestale è stimata a partire dai rilievi eseguito in situ. In particolare, si ottengono valori di energia cinetica pari a 226 kJ per il frattile al 50° percentile e 1195 kJ per il frattile al 95° percentile (non compatibile con la capacità della barriera), mentre per le velocità valori di 5 m/s per 50° percentile e 11.3 m/s per il frattile al 95° percentile. Per l'energia cinetica anche le distribuzioni, in termini di frequenza relativa e cumulata, hanno un andamento sovrapponibile come mostrato nei grafici in Figura 5.63 e Figura 5.64. Per le velocità, i grafici delle rispettive frequenze relative risultano leggermente diversi soprattutto nell'intervallo 2-4 m/s e, di conseguenza, anche le cumulate.

Anche per il collettore 2, posizionato qualche metro a monte della prima fila di abitazioni che sono state interessate all'evento del 9/11/2011, i valori delle grandezze cinematiche risultano confrontabili. Per la simulazione 1 i valori di energia cinetica sono pari a 240 kJ per il 50° percentile e 915 kJ per il 95° percentile (non compatibile con il danneggiamento osservato in situ) e la distribuzione delle frequenze relative (Figura 5.67) e cumulate (Figura 5.68) risultano molto simili. Per le velocità, si ottengono valori di 4.8 m/s per il 50° percentile e 9.4 m/s per il 95° percentile. Le frequenze relative risultano leggermente diverse ma i valori massimi risultano i medesimi (Figura 5.69) così come per le cumulate (Figura 5.70).

5.6 Analisi di danneggiamento

La vulnerabilità è definita come il grado di perdita o di danneggiamento su un certo elemento o gruppo di elementi esposti a rischio risultante dal verificarsi di un fenomeno naturale di una data intensità (Varnes et al., 1984). Essa può assumere valori che vanno da 0 (nessuna perdita) a 1 (perdita totale) in funzione dell'intensità del fenomeno e delle caratteristiche dell'elemento a rischio. La vulnerabilità, insieme alla pericolosità e all'esposizione, rientra nella definizione del rischio.

Nell'ambito dei fenomeni naturali, la stima della vulnerabilità è stata ben definita per i terremoti (Dolce et al., 2006) e per le alluvioni (USACE, 1996). Al contrario, per le frane la sua valutazione è difficile in quanto non esistono cataloghi accurati e prolungati nel tempo e il fenomeno risulta molto complesso da studiare specie per quanto riguarda la sua interazione con gli oggetti esposti (edifici, infrastrutture viarie, ecc.). Per la caduta massi la vulnerabilità fisica di un elemento a rischio è direttamente collegata con l'energia cinetica che il masso possiede nel momento dell'impatto. Essa andrebbe espressa con leggi statistiche in funzione della tipologia di struttura impattata ma in pratica, quasi sempre, non si hanno abbastanza dati per costruire relazioni statistiche robuste a causa dei problemi citati precedentemente e inerenti alla scarsità dei cataloghi e complessità del fenomeno.

In questo elaborato è stata effettuata una valutazione speditiva della vulnerabilità, intesa come grado di danneggiamento raggiunto dalle strutture soggette a rischio, seguendo il metodo empirico sviluppato per l'evento di Fiumelatte del 4 novembre 2004 (Agliardi et al., 2009). L'approccio consiste nel mettere in relazione l'energia calcolata attraverso l'analisi di propagazione con i danni osservati sui manufatti durante i rilievi (descritti in apposite schede di rilievo). Il grado di perdita per le strutture è valutato in funzione del tipo di struttura (muratura, telaio in cemento armato), tipo di elemento danneggiato (muro portante, tramezzo), danni funzionali e riparabilità. Correlando le due differenti informazioni si ottiene una funzione di vulnerabilità empirica sito dipendente.

Nel caso di Fiumelatte è stata trovata la seguente espressione (Agliardi et al., 2009):

$$V(E) = 1 - \frac{1.358}{1 + e^{\frac{E-129000}{120300}}} \quad (5.2)$$

dove:

- V = grado di perdita e può assumere valori compresi tra 0 e 1;
- E = l'energia di impatto espressa in Joule.

Prima di applicare questa formula sono stati confrontati i danni e le relative energie cinetiche stimate che hanno subito i manufatti a Fiumelatte (Figura 5.72) con quelli delle tre abitazioni colpite a Morliere nell'evento del 9 novembre 2011 (Figura 5.71).



Figura 5.71 – Danni riportati dalle tre abitazioni colpite a Morliere

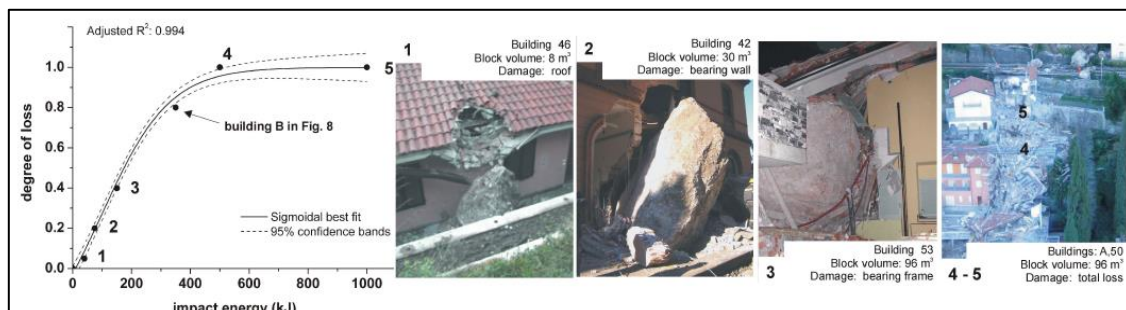


Figura 5.72 – Danni riportati alle abitazioni colpite nell'evento di Fiumelatte

Il danno del blocco numero 2 (Fiumelatte) può essere comparabile con quello dell'abitazione di destra in Figura 5.71 (Est). Questa ha subito un collasso locale del paramento murario in laterizio. Dal grafico si legge un grado di perdita di 0.2 a cui equivale un'energia cinetica di circa 100 kJ (Figura 5.72). L'analisi traiettografica ha prodotto, nella posizione di arresto del masso osservata in situ, una media dei massimi valori di energia cinetica pari a 140 kJ che risulta quindi compatibile con quanto osservato a Fiumelatte.

Il danno del blocco numero 1 è confrontabile con quello dell'abitazione centrale in Figura 5.71 che riporta un danneggiamento della parete posteriore. Tale blocco ha prodotto un grado di perdita di circa 0.05 che corrisponde, approssimativamente, a un'energia cinetica di 25-30 kJ mentre le analisi traiettografiche restituiscono, nella cella corrispondente alla zona di impatto, una media dei massimi valori di energia cinetica pari a 53 kJ.

Il danno del blocco numero 3 è paragonabile a quello subito dalla terza abitazione, quella più ad Ovest (a sinistra in Figura 5.71), per la quale le analisi mostrano una media dei massimi di energia cinetica pari a 270 kJ che corrisponde allo sfondamento di un gabinetto esterno. Entrando nel grafico con tale valore si trova un grado di perdita di circa 0.68 che risulta alto se confrontato con quello realmente subito.

In realtà considerando tutte le celle ricadenti rispettivamente all'interno del perimetro dell'abitazione a Est e di quella centrale, si ottengono, per ognuna di esse, valori di energia cinetica superiori e di conseguenza gradi di perdita più elevati. Infatti, dall'analisi traiettografica è emerso che, in corrispondenza del collettore 2 posizionato qualche metro a monte delle tre abitazioni colpite, la media dei massimi valori di energia cinetica risulta pari a 215 kJ.

Inoltre, se al posto del valore medio dei massimi si considera il 95° percentile, si ottengono valori troppo elevati, dell'ordine degli 800 kJ, che risultano essere non compatibili con il danno che è stato effettivamente prodotto dai massi che hanno colpito le tre abitazioni nell'evento del 9 novembre 2011. Infatti, entrando nel grafico della vulnerabilità con un'energia cinetica di 800 kJ si ottiene un grado di perdita prossimo a 1 che corrisponderebbe alla distruzione totale delle tre abitazioni. Tale risultato può essere dovuto al fatto che la convergenza dell'analisi traiettografica si è ottenuta con un numero di simulazioni cospicuo (100000), prendendo quindi in considerazione anche le traiettorie

meno probabili associate a un contenuto energetico elevato. Di conseguenza, l'analisi condotta risulta particolarmente conservativa come mostrato nel grafico dell'energia cumulata (Figura 5.73), dal quale si osserva che le energie medie dei blocchi simulati sono superiori in percentuale pari al: 68% per l'abitazione a Est, 88% per quella centrale e 43% per quella situata a Ovest.

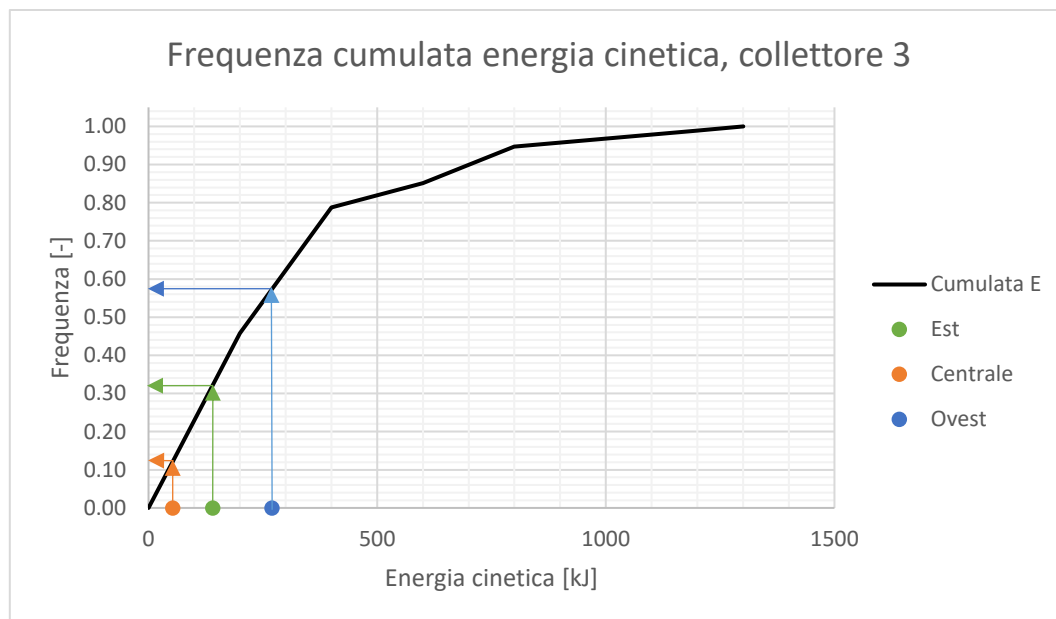


Figura 5.73 – Estrapolazione dei valori cumulati relativi alle energie osservate in corrispondenza delle tre abitazioni colpite

Si giunge alla stessa osservazione considerando il grado di danneggiamento riportato in Tabella 5.13, dove alla fessurazione dei muri corrisponde una % di danno che varia nel range 10-30 %. Entrando con tali valori nell'equazione 5.2, si trova un'energia cinetica pari 50 kJ (10% di danno) e 125 kJ (30% di danno). A tali energie corrispondono frequenze cumulate pari a 0.12 (50 kJ) e 0.30 (125 kJ): l'analisi risulta quindi conservativa.

Grado di danno	% di danno	Tipologia di danno
1	Qualche %	Danni leggeri non strutturali. Stabilità non pregiudicata
2	10-30	Fessurazioni dei muri
3	50-60	Deformazioni importanti. Fessure aperte e conseguente evacuazione necessaria
4	70-90	Cedimento parziale dei pavimenti, brecciate nei muri, disarticolazione delle pareti. Evacuazione immediata
5	100	Distruzione totale e recupero impossibile

Tabella 5.13 – Classi di danno per la valutazione della vulnerabilità (Regione Lombardia, 2001)

Nonostante le differenze di energia e il fatto che essa sia stata tarata per il caso di Fiumelatte si è deciso di procedere ugualmente al calcolo della vulnerabilità applicando l'equazione 5.1. Tale scelta è dettata anche dal fatto che, a causa dei pochi dati a disposizione, non è possibile costruire una curva tramite interpolazione come quella mostrata nel grafico in Figura 5.72. In Tabella 5.14 viene calcolato, utilizzando l'equazione 5.1, il grado di perdita per le tre abitazioni colpite a Morliere.

Abitazione	E [kJ]	V
Est	140	0.35
Centrale	53	0.11
Ovest	270	0.68

Tabella 5.14 – Valori di vulnerabilità per le 3 abitazioni colpite a Morliere nell'evento del 9/11/2011

Nel grafico in Figura 5.74 vengono confrontati i valori di vulnerabilità ottenuti tramite l'equazione 5.2 (pallini) con quelli ottenuti utilizzando la vulnerabilità corrispondente all'evento di Fiumelatte ma le energie cinetiche ricavate tramite l'analisi traiettografica per il caso di Morliere (triangoli). Si nota che a parità di grado di perdita osservato in situ corrispondono energie cinetiche di impatto più elevate. Avendo più dati si potrebbe costruire la curva interpolante e relativa espressione per il caso di Morliere. Si ricorda infine che l'analisi di vulnerabilità è stata condotta in maniera superficiale ma richiederebbe un lavoro specifico e più approfondito.

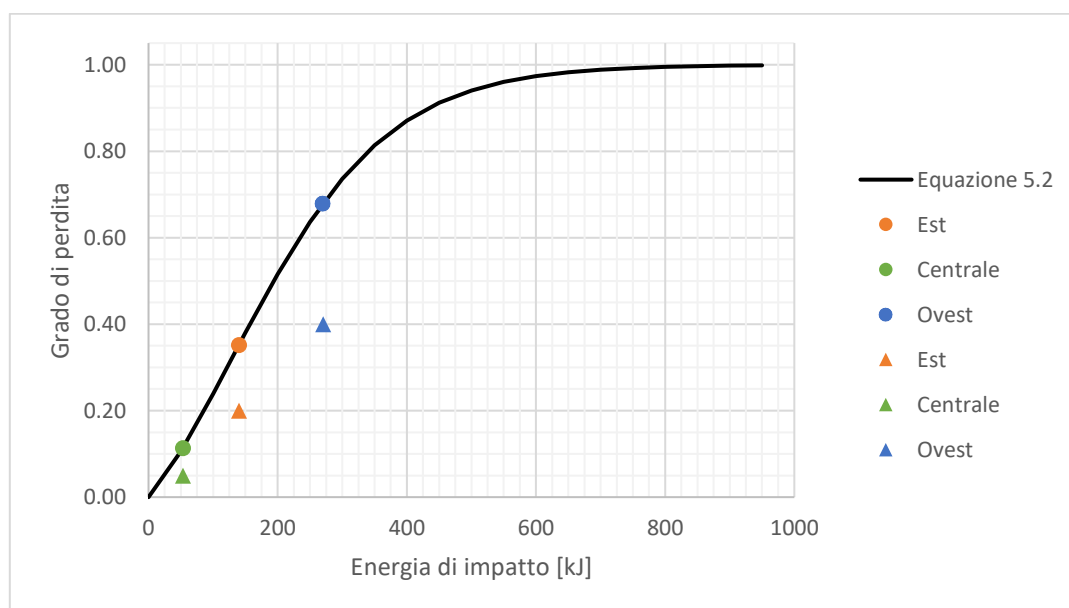


Figura 5.74 – Grado di perdita relativo alle 3 abitazioni colpite durante l'evento dell'9/11/2011 a Morliere

6. Analisi previsionale

Tipicamente la caduta massi avviene in modo improvviso e sprigiona elevate energie che possono causare danni notevoli sia in termini economici che di vite umane. L'analisi di tale fenomeno risulta affetta da incertezza e viene quindi utilizzato un approccio probabilistico. Il parametro più importante è, in prima battuta, il volume del blocco instabilizzante. A tale volume si può associare un determinato periodo di ritorno allo stesso modo in cui viene associata una PGA (Peak Ground Acceleration) nel caso dei terremoti. Valori più alti del tempo di ritorno implicano volumi più grandi e quindi energie in gioco maggiori. Attualmente, nella progettazione delle opere di difesa, il volume del blocco non è legato alla probabilità di occorrenza in quanto non esiste una procedura standard che può essere utilizzata per relazionare il volume del blocco al periodo di ritorno. Il volume viene quindi scelto andando ad analizzare i blocchi già collassati al piede e quelli monitorati in parete. Questo approccio risulta obsoleto in un'ottica di progettazione moderna nella quale il volume dev'essere riferito alla probabilità di occorrenza. In letteratura esistono autori che hanno proposto leggi frequenza-volume che però richiedono cataloghi contenenti un elevato numero di eventi. Nella realtà, è molto difficile trovare registri dettagliati e con tanti dati in quanto gli amministratori territoriali o i proprietari delle strade hanno iniziato solo una decina di anni fa a registrare gli eventi. In pratica, nei casi reali, non è possibile utilizzare le leggi frequenza-volume proposte in letteratura.

Nel paragrafo 6.1 viene descritta e utilizzata una metodologia che permette di determinare il volume del blocco in funzione del periodo di ritorno (De Biagi et al., 2017). Questa procedura è basata sia sui dati storici che sui rilievi al piede del versante.

Nel paragrafo 6.2 vengono individuate le posizioni delle possibili nicchie di distacco presenti nella parete rocciosa che sovrasta la borgata di Morliere. Da tutta l'area di distacco individuata, si esegue un'analisi traiettografica con le volumetrie trovate nel paragrafo precedente e i risultati, relativi alle grandezze cinematiche (velocità, energia cinetica, altezza di rimbalzo e zona di invasione), saranno mostrati e discussi nel paragrafo 6.3. Infine, nel capitolo 7 viene dimensionato un intervento di difesa passivo.

6.1 Stima di una relazione tempo di ritorno-volume di progetto

In questo paragrafo viene determinata una relazione che lega il volume di progetto del blocco di roccia al tempo di ritorno in maniera tale da poter riferire il volume del masso alla sua probabilità di occorrenza.

6.1.1 Descrizione della metodologia utilizzata

L'ipotesi principale su cui si basa la metodologia di seguito spiegata, è di considerare la ricorrenza temporale separatamente rispetto alla distribuzione dei volumi nell'area oggetto di studio, ovvero la zona al piede del pendio (De Biagi et al., 2017).

Il primo step riguarda la costruzione di due database:

- Catalogo C, contenente gli eventi storici osservati e di cui si ha testimonianza e il relativo volume;
- Lista F, contenente i volumi osservati al piede del pendio durante un apposito rilievo.

A questo punto è necessario stabilire un volume soglia V_t al di sotto del quale vengono scartati sia gli eventi storici che i volumi osservati. Dalla lista F si ottiene la lista F^* e dal catalogo C si deriva il catalogo C^* avente solo n^* eventi storici con volumetrie maggiori del volume soglia (V_t). È chiaro che il valore assunto dal volume soglia influenza la lunghezza temporale del catalogo C^* . Considerando che generalmente un piano di monitoraggio viene avviato solo dopo il verificarsi di un evento con volume superiore a una certa soglia, è possibile considerare che, in un precedente intervallo temporale avente lunghezza pari a circa la metà del periodo di ritorno degli eventi del catalogo C^* , nessun evento è stato registrato. Da un punto di vista matematico questo vuol dire che la lunghezza temporale del catalogo C^* è data dalla seguente espressione:

$$t^* = t + \frac{t}{2n^*} \quad (6.1)$$

Lo step successivo consiste nell'assegnare opportuni modelli probabilistici al catalogo C* e alla lista F*. Per quanto riguarda F*, è stata utilizzata la distribuzione di Pareto Type I la cui “survival function $F(v)$ ” ha espressione:

$$F(v) = \begin{cases} 1 & v < \mu \\ \left(\frac{v}{\mu}\right)^{-\alpha} & v \geq \mu \end{cases} \quad (6.2)$$

dove il termine μ è il “location parameter” ($\mu = V_t$) e α è il parametro di forma (shape parameter) da determinarsi numericamente.

Per il catalogo C* viene fatta la stessa assunzione vista precedentemente, ovvero che gli eventi siano indipendenti l'uno dall'altro. Ciò comporta la scelta di una distribuzione di Poisson. Questo equivale a dire che il fenomeno di caduta massi è un processo casuale costituito da singoli eventi stocasticamente indipendenti da un punto di vista temporale (McClung, 1999). La relazione matematica tra la probabilità di occorrenza di n eventi durante il periodo temporale di osservazione t^* è espressa dalla seguente espressione matematica (Poisson):

$$p(n) = \frac{e^{-\lambda t^*} \cdot (\lambda \cdot t^*)^n}{n!} \quad (6.3)$$

dove lo stimatore $\hat{\lambda}$ del parametro λ (frequenza) è stato determinato con la seguente equazione:

$$\hat{\lambda} = \frac{n^*}{t^*} \quad (6.4)$$

Combinando i due modelli probabilistici si ottiene la seguente espressione:

$$\frac{1}{\hat{\lambda} T} = F(v) \quad (6.5)$$

L'ultimo parametro che resta da determinare è lo stimatore $\hat{\alpha}$ del coefficiente α . Per farlo, si interpolano i valori del catalogo F* con una legge avente espressione matematica uguale alla distribuzione Pareto Type I. Questo procedimento è stato effettuato attraverso il tool Curve Fitting di Matlab. Giunti a questo punto, si possiedono tutti i dati per

costruire la legge di frequenza che lega il volume di progetto al tempo di ritorno. Questa è ottenuta andando a sostituire la 6.5 nell'equazione 6.2; l'espressione risultante è la seguente (De Biagi et al., 2017):

$$v(T) = V_t \cdot (\hat{\lambda} \cdot T)^{\frac{1}{\hat{\alpha}}} \quad (6.6)$$

6.1.2 Risultati ottenuti

Utilizzando il procedimento illustrato nel paragrafo precedente sono stati stilati come prima cosa il catalogo C e la lista F. Per quest'ultima sono stati eseguiti dei rilievi in un'area presso il piede del pendio (area campione A_c). In particolare, è stata recintata, attraverso un nastro, un'area di 12x12 metri (144 m²) all'interno della quale si è calcolato il volume di ogni blocco presente. Per ovviare ai problemi di misura, a ogni blocco osservato è stata associata una classe di volume. In totale si hanno 8 classi i cui limiti superiori sono riportati in Tabella 6.1.

Classe	V [m ³]	Cumulata
0	0.008	547
1	0.023	76
2	0.064	41
3	0.181	19
4	0.512	12
5	1.448	2
6	2.500	3
7	5.000	1
8	10.000	1

Tabella 6.1 – Volumi rilevati al piede

Su un'area più estesa sono stati rilevati 5 massi ciclopici, ovvero con volumetrie superiori a 10 m³ (Ruiz-Carulla et al., 2015). Per ognuno di essi è stato calcolato il volume e la posizione. Grazie a quest'ultima è stato possibile, utilizzando QGIS, delimitare l'area che li racchiudesse. La superficie trovata è di 2332.9 m² e viene denominata area omogenea

di studio (A_{omg}). Facendo il rapporto tra le due aree, omogenea e campione, si ottiene un coefficiente R_h , pari a 16.17, che permette di estendere i rilievi dell'area campione all'area omogenea, scelta opportunamente in modo che le distribuzioni volumetriche rilevate nell' A_{omg} e nell' A_c siano confrontabili. In Tabella 6.2 vengono riportati i risultati ottenuti e in Figura 6.1 viene riportata, in un piano bi-logaritmo, l'andamento della cumulata del volume.

Classe	V [m ³]	Cumulata	Occorrenza	Cumulata decrescente	CPD decrescente
0	0.008	547	8846	11345	1.0000
1	0.023	76	1229	2499	0.2203
2	0.064	41	663	1270	0.1119
3	0.181	19	308	607	0.0535
4	0.512	12	195	299	0.0264
5	1.448	2	33	104	0.0092
6	2.500	3	49	71	0.0063
7	5.000	1	17	22	0.0019
8	10.350	1	1	5	0.0004
Cicl	12.000	1	1	4	0.0004
Cicl	14.000	1	1	3	0.0003
Cicl	18.800	1	1	2	0.0002
Cicl	38.880	1	1	1	0.0001

Tabella 6.2 – Valori rilevati estesi all'area omogenea

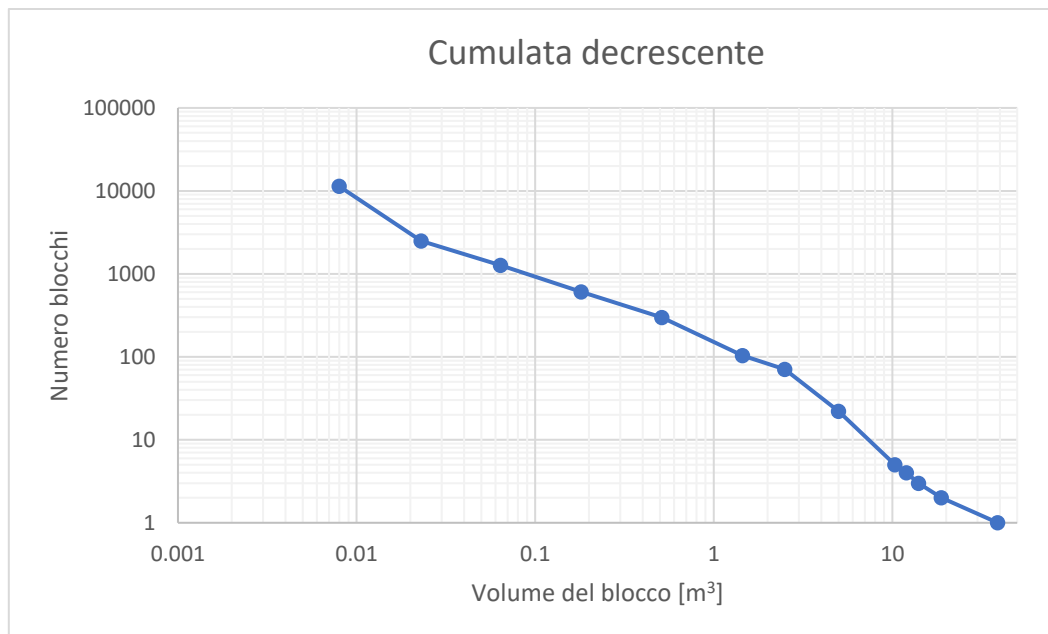


Figura 6.1 – Cumulata decrescente

Per la costruzione del catalogo C è stata analizzata la documentazione online, reperibile nei vari portali (SIFraP, BDE, ReRCoMF), e quella presente negli archivi della regione Piemonte (Tabella 6.3).

Anno	V [m ³]
1636	consistenti
1949	-
1972	3.7
1972	14.9
09/03/1981	> 10 m ³
21/05/1981	≈ 1
10/02/1984	≈ 1.5
14/02/1984	≈ 1.5
02/03/1984	≈ 1.5
26/03/1984	≈ 1
12/07/1984	≈ 1
20/04/2003	0.75
20/04/2003	-
09/11/2011	35

Tabella 6.3 – Catalogo C, eventi storici registrati

A questo punto si è introdotto un volume soglia pari al limite superiore della classe 5 e quindi di 1.448 m³, valore rappresentativo ottenuto dalla lettura dei documenti storici. Eliminando, dalla lista F e dal catalogo C, le volumetrie inferiori a tale valore, si sono ottenuti la lista F* e il catalogo C*. Quest'ultimo si riduce a soli 6 eventi (n*) in un arco temporale di 46 anni in quanto si è deciso di partire dall'anno 1972 (Tabella 6.4).

Anno	n° eventi
1972	1
1981	1
1984	3
2011	1

*Tabella 6.4 – Catalogo C**

Successivamente si è calcolato, utilizzando l'equazione 6.1, il tempo t^* che è risultato essere pari a 53.67 anni. Noto n^* e t^* , attraverso il loro rapporto si è trovata la frequenza $\lambda = 0.12$.

Dalla lista F^* , riportato in Tabella 6.5 e Figura 6.2, è stato ottenuto, attraverso il tool di Matlab denominato Curve Fitting (Figura 6.3), il parametro α della distribuzione di Pareto tipo I che è risultato essere pari a 1.147.

Classe	Volume [m ³]	Occorrenza	CPD decrescente
5	1.448	33.00	1.000
6	2.5	49.00	0.6827
7	5	17.00	0.2115
8	10.35	1.00	0.0481
Cicl	12	1.00	0.0385
Cicl	14	1.00	0.0288
Cicl	18.8	1.00	0.0192
Cicl	38.88	1.00	0.0096

Tabella 6.5 – Lista F^*

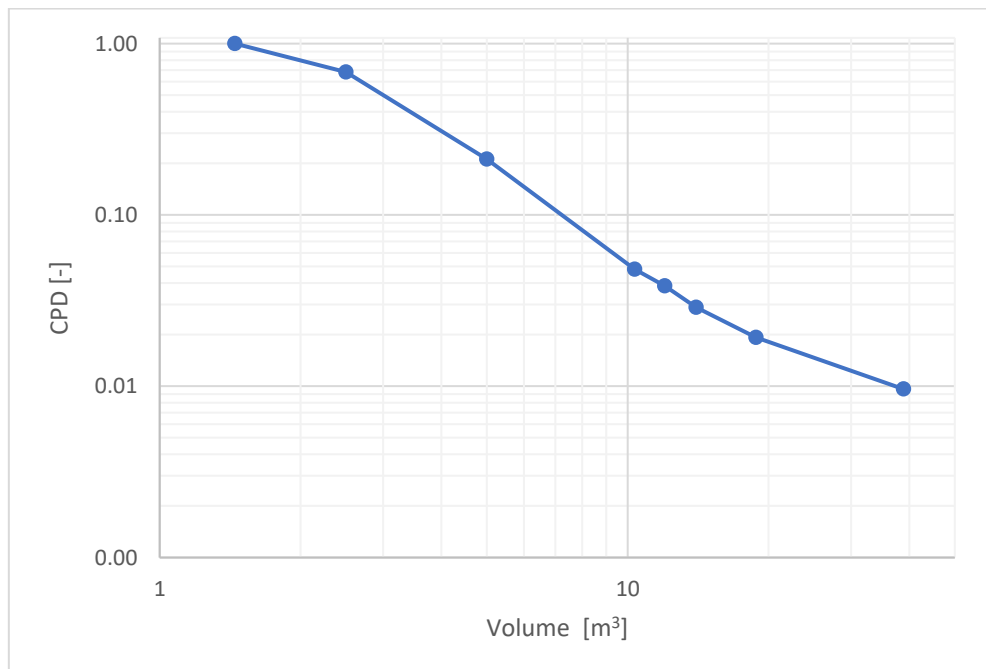


Figura 6.2 – Distribuzione cumulata del volume dei blocchi

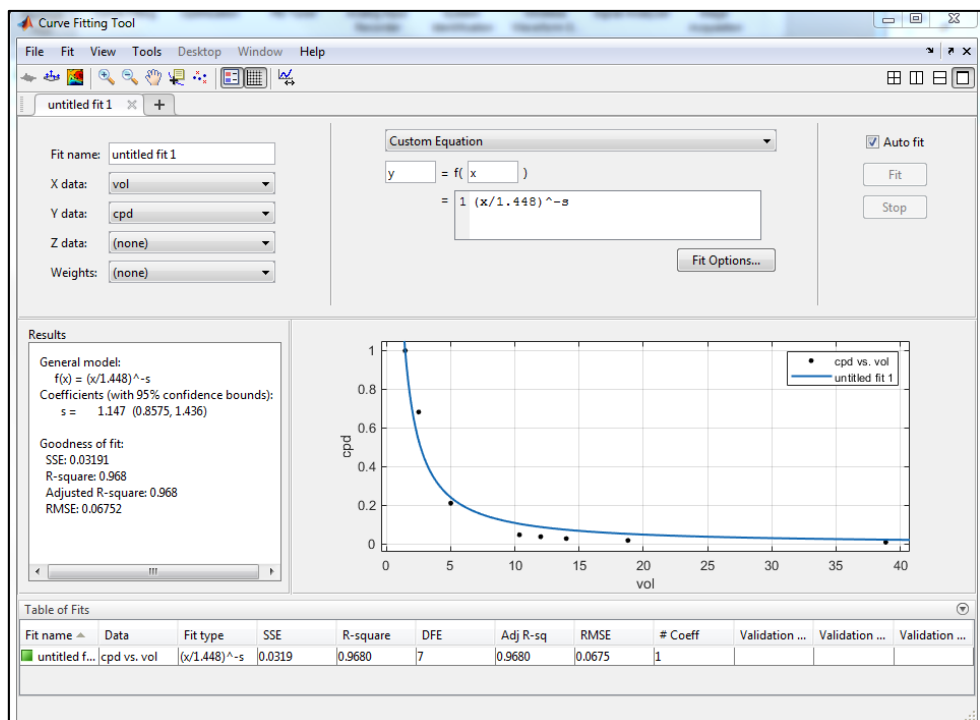


Figura 6.3 – Tool Curve Fitting di Matlab

Arrivati a questo punto si è utilizzata l'equazione 6.6 che descrive la legge volume – tempo di ritorno il cui andamento è riportato in Figura 6.4.

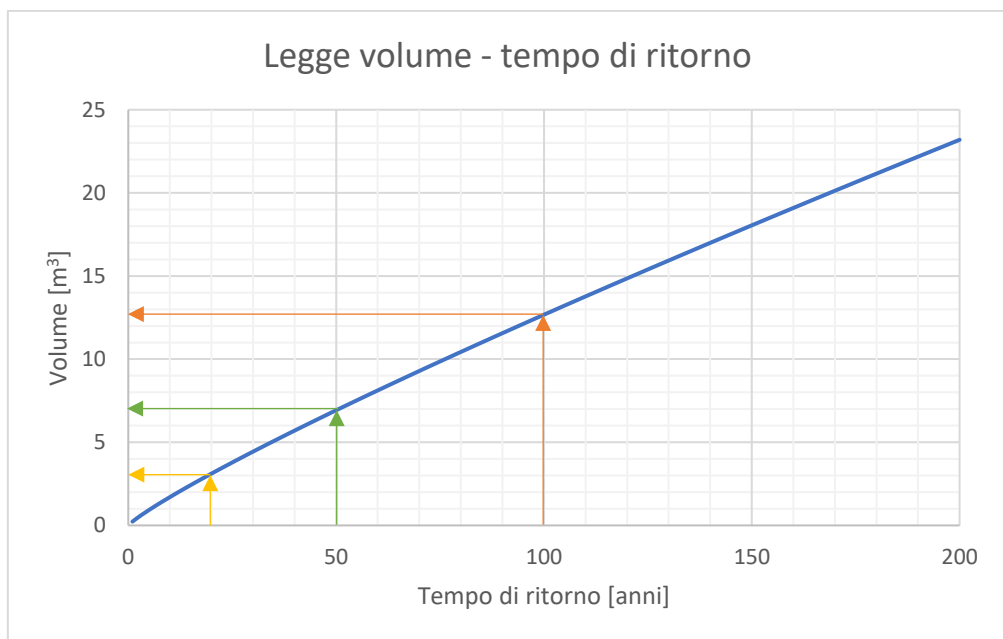


Figura 6.4 – Rappresentazione della legge volume-tempo di ritorno

In conclusione, per i tempi di ritorno di 20, 50 e 100 anni si trovato dei volumi di progetto pari rispettivamente a 3, 7 e 12.7 m³. Questi dati verranno utilizzati per eseguire una nuova analisi, con una nuova nicchia di distacco, i cui risultati verranno utilizzati per progettare un possibile intervento di difesa contro la caduta massi.

6.2 Individuazione delle nicchie di distacco

Nel paragrafo precedente è stata determinata la legge che lega il tempo di ritorno al volume di progetto (Figura 6.4). In questo capitolo si affronta l'analisi previsionale per tre differenti tempi di ritorno: 20, 50 e 100 anni a cui corrispondono rispettivamente volumi pari a 3, 7 e 12.7 m³. La zona di distacco non sarà più quella vista in precedenza e riguardante gli eventi del 9 novembre 2011 ma risulta determinata dalla contemporaneità delle due seguenti condizioni:

- Roccia esposta priva di vegetazione, individuata tramite ortofoto;
- Pendenza uguale o superiore al 45%, individuata tramite l'algoritmo "pendenza" di QGIS (Figura 6.5).

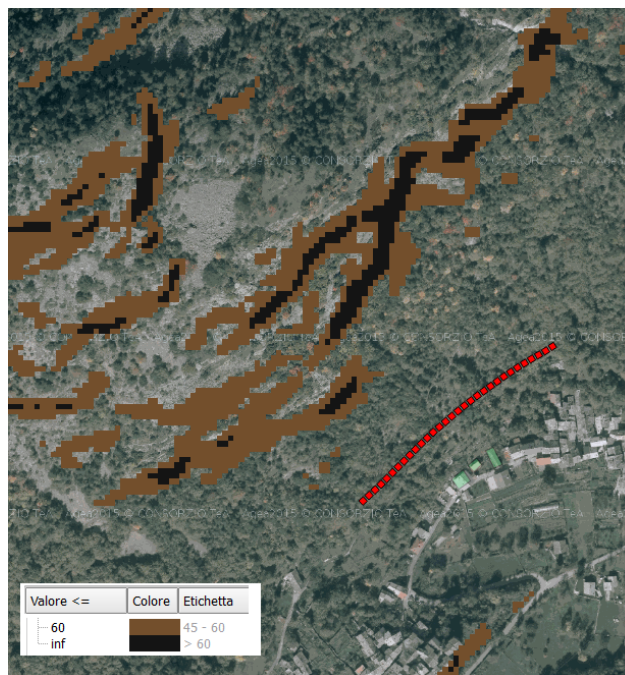


Figura 6.5 – Mappa pendenze (QGIS 2.18.28)

Tra tutte le porzioni di pendio che rispettano le condizioni sopra elencate, si è deciso di non considerare la parte sinistra (cerchio in rosso) in quanto presenta un'altra tipologia di materiale coinvolto (detritico). In Figura 6.6 vengono riportate le nuove nicchie di distacco che sono state utilizzate nell'analisi di propagazione. È possibile notare un interessamento laterale parecchio esteso, circa 550 metri e un'area complessiva pari a 17410 m² con quota massima di 1214 metri e minima sui 1047 metri.

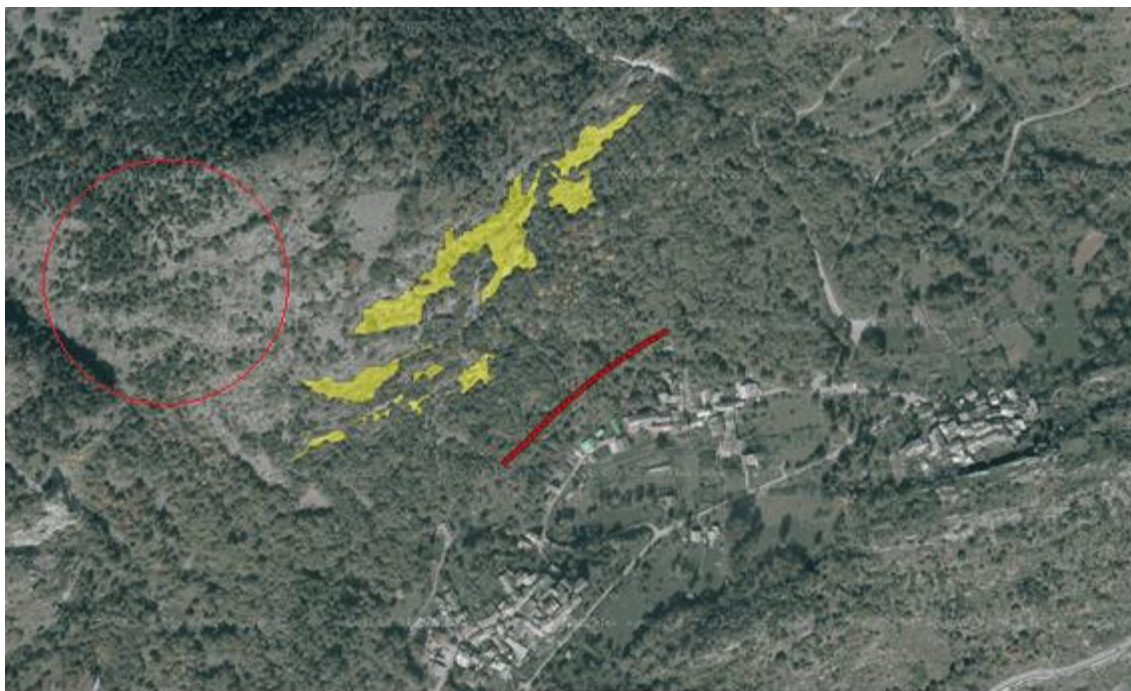


Figura 6.6 – Nicchie di distacco, roccia nuda e pendenza uguale o maggiore del 45% (QGIS 2.18.28)

6.3 Analisi traiettografica

L'analisi traiettografica è stata condotta sempre attraverso il software Rockyfor3D e seguendo la metodologia spiegata nei capitoli precedenti i cui passaggi non verranno descritti una seconda volta. Per quanto riguarda la vegetazione si è deciso di utilizzare le mappe raster in quanto approssimano meglio l'andamento reale della foresta. Infatti, il software FINT non è stato in grado di ottenere, tramite differenze di quote tra il modello digitale di superficie (DSM) e il modello digitale del terreno (DTM), una mappa affidabile della vegetazione restituendo una densità di gran lunga inferiore a quella osservata in situ

durante i rilievi (Figura 5.17). Per analizzare i dati da un punto di vista statistico sono stati introdotti 6 nuovi collettori (Figura 6.8) la cui ubicazioni coincide con la posizione delle opere di difesa proposte dalla SEA Consulting S.r.l. per una differente nicchia di distacco (Relazione tecnica, Febbraio 2009). Tale posizione viene avvalorata dai risultati di un'analisi traiettografica preliminare in cui sono stati analizzati i valori di energia cinetica, velocità ed altezza di rimbalzo lungo 3 file di collettori, equispaziate di circa 20 metri l'una dall'altra, per le quali la posizione numero 3 risulta quella che minimizza le energie e le altezze di rimbalzo (Figura 6.7). Tale zona è anche caratterizzata da pendenze leggermente inferiori e risulta più vicina alle infrastrutture viarie, in particolare al sentiero di montagna collocato subito a valle della barriera paramassi esistente.



Figura 6.7 – Posizionamento delle tre file di collettori per un'analisi preliminare delle variabili cinematiche (QGIS 2.18.28)

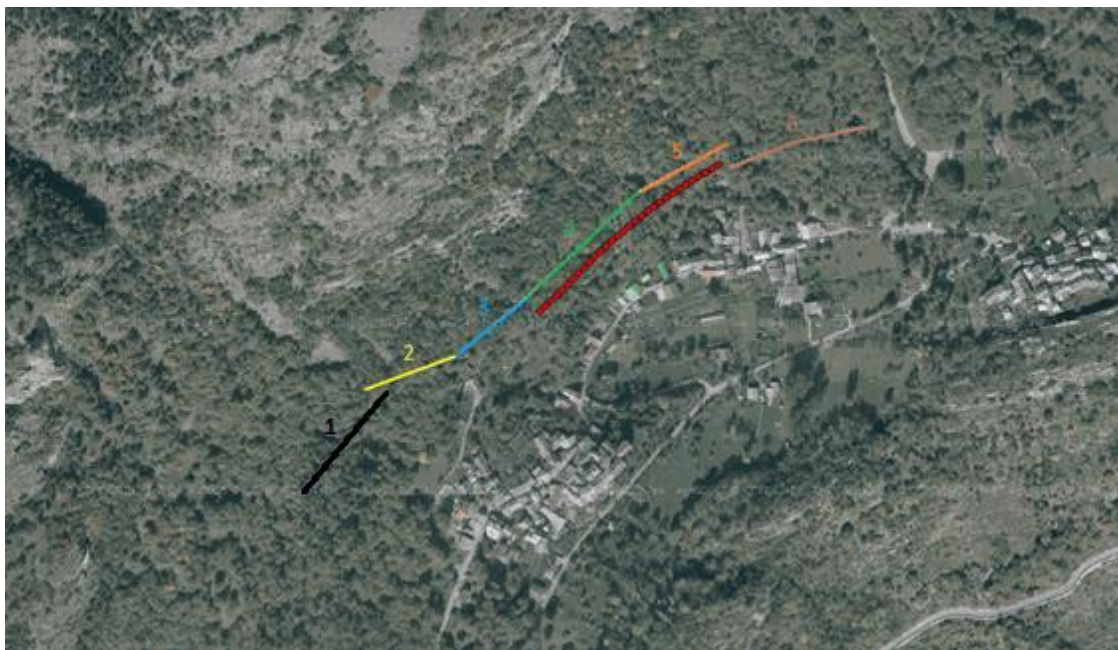


Figura 6.8 – Posizionamento dei sei collettori: in rosso la barriera paramassi esistente (QGIS 2.18.28)

Prima di andare ad analizzare i risultati dell'analisi traiettografica vengono riepilogati i valori di input del blocco di progetto per le tre diverse volumetrie (Tabella 6.6).

Sim, n°	d1 [m]	d2 [m]	d3 [m]	Volume [m³]	Variazione [%]	Forma	Densità [kg/m³]
1	2.1	1.3	1.1	3.003	± 5	parallelepipedo	2500
2	2.8	1.8	1.4	7.056	± 5	parallelepipedo	2500
3	3.4	2.2	1.7	12.716	± 5	parallelepipedo	2500

Tabella 6.6 – Valori di input delle simulazioni

I restanti valori di ingresso caratterizzanti il pendio (rg70, rg20, rg10, soiltype) e la copertura forestale (nrtrees, dbhmean, dbhstd, conif_percent) sono gli stessi utilizzati nella back-analysis (capitolo 5).

Il numero di simulazioni è posto pari a 2500 lanci per cella. Tale valore assicura risultati statisticamente significati e stabili in quanto non variano aumentando o diminuendo il numero di simulazioni.

6.3.2 Area di invasione

In Figura 6.9 viene riportata l'area di invasione delle tre simulazioni relative alle diverse volumetrie (ocra 3 m^3 , blu 7 m^3 , rosso 12.7 m^3). Prima di analizzarle, si ricorda che alla porzione di territorio edificata è stata assegnata una scabrezza nulla e tipologia di suolo 1. In pratica si è sostituito il centro abitato con un prato. Tenendo in considerazione questa premessa, si nota che l'area interessata è di notevole estensione e ricopre tutta la frazione di Morliere fino alle abitazioni più a valle dove risulta interessata anche la strada. Nella realtà i massi si fermerebbero a seguito dei primi impatti contro gli edifici posizionati più a monte.

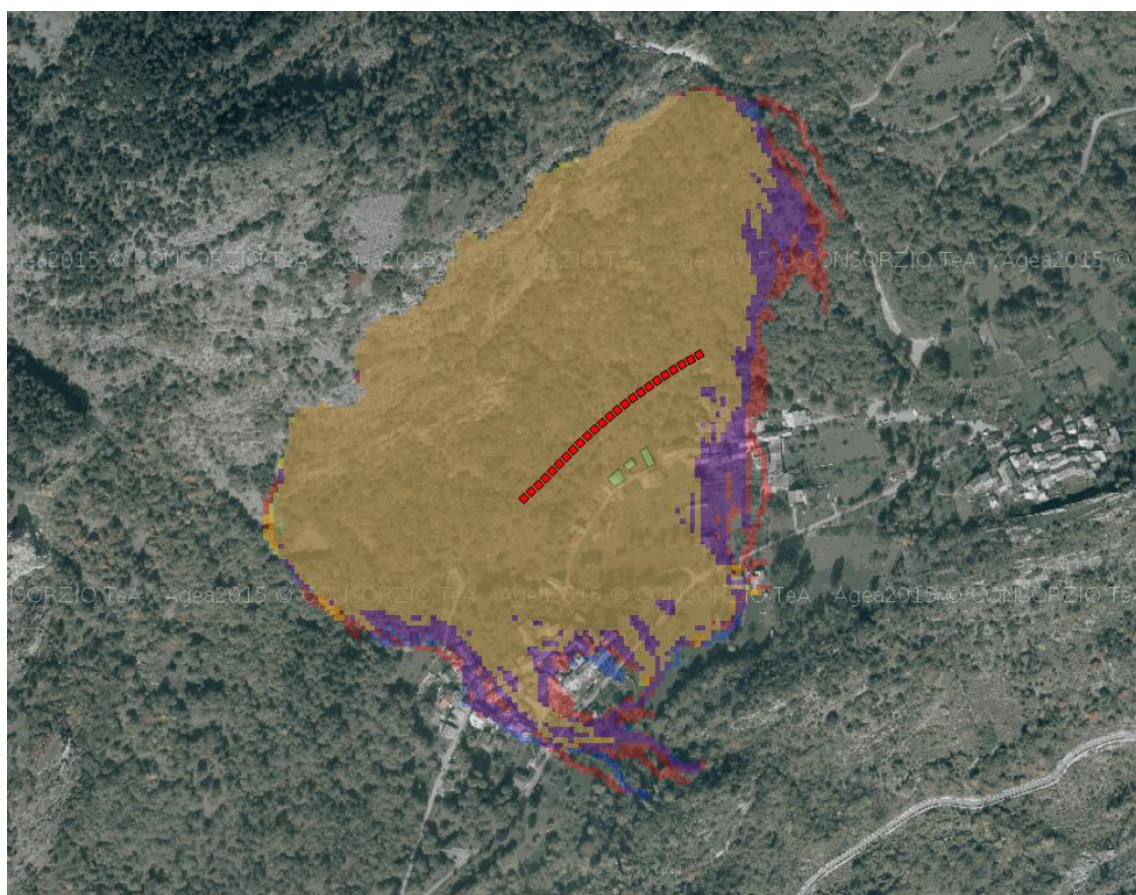


Figura 6.9 – Aree di invasione: ocra 3 m^3 , blu 7 m^3 , rosso 12.7 m^3

6.3.3 Andamento dell'energia cinetica

In Figura 6.10 sono rappresentati i valori medi dei massimi dell'energia cinetica registrati in ogni cella interessata dal fenomeno e relativi al volume di progetto di 3 m^3 . Sono presenti due zone centrali dove si raggiungono, in particolare in quella più estesa di sinistra, i valori massimi di energia che sono dell'ordine dei 4000-4500 kJ. Per quest'ultima in Figura 6.11 è rappresentato il profilo altimetrico che mostra, in corrispondenza del tratto ad energia massima, una pendenza media di circa il 43% che andrebbe a spiegare il raggiungimento di elevati valori di energia cinetica. L'altra zona, quella di destra, coincide con la nicchia di distacco e il primo tratto del canale di scendimento dell'evento del 9/11/2011. La pendenza media di tale area è stata calcolata precedentemente e risulta essere pari a circa 40% (Figura 5.28). Nella restante porzione di territorio interessata dal fenomeno si hanno valori inferiori che ricadono nell'intervallo 1000-2500 kJ.

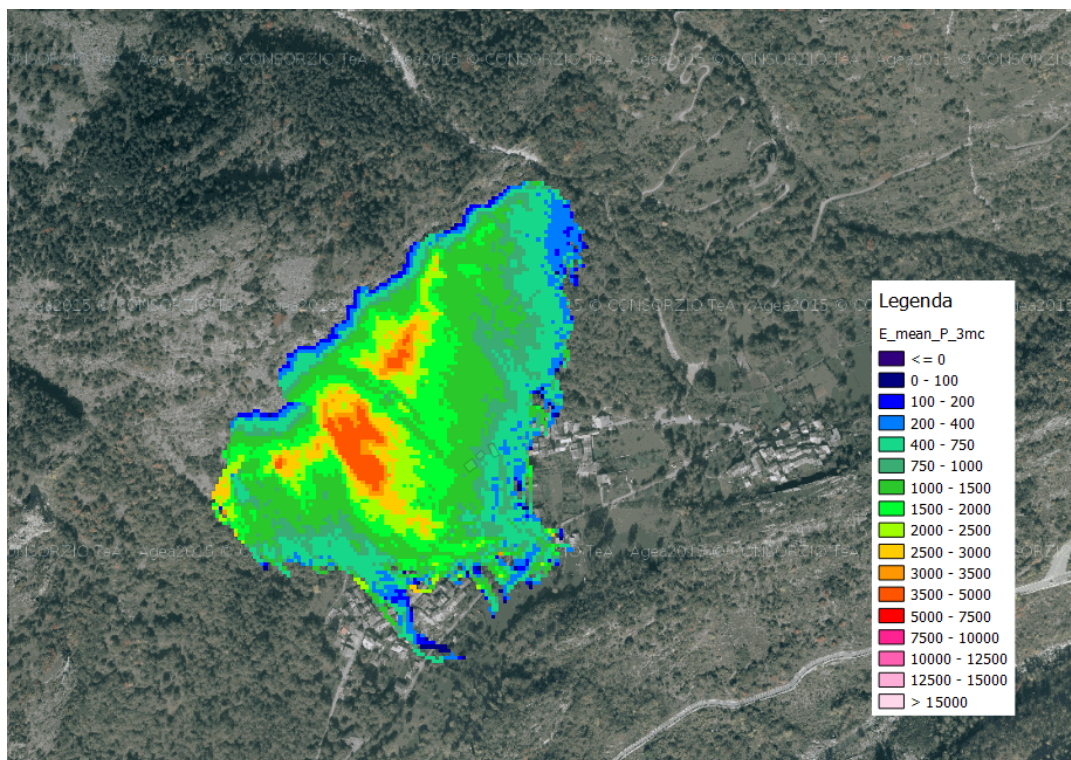


Figura 6.10 – Valori del file *E_mean.asc* relativi al volume di progetto 3 m^3 [kJ] (QGIS 2.18.28)

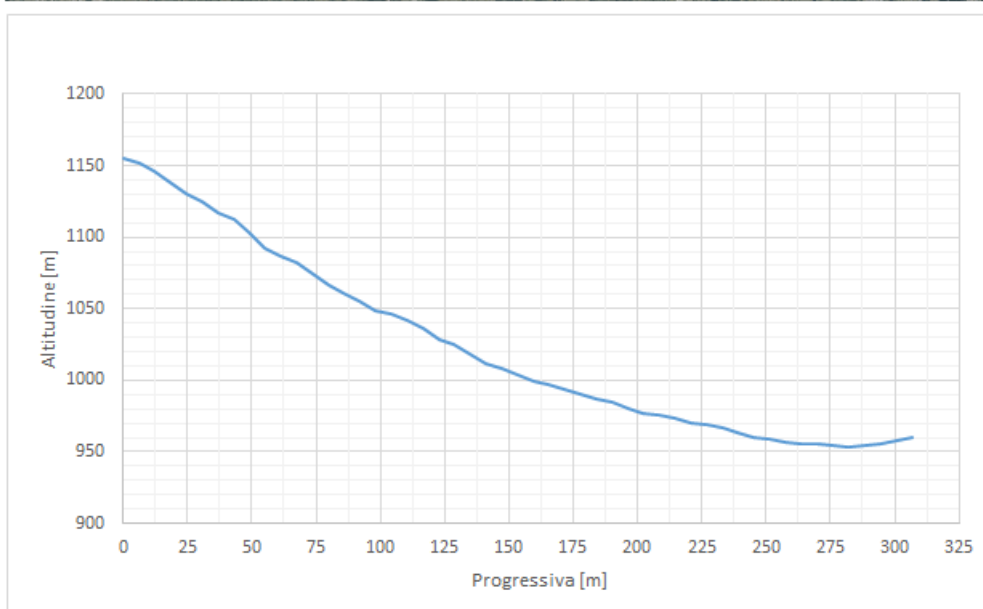
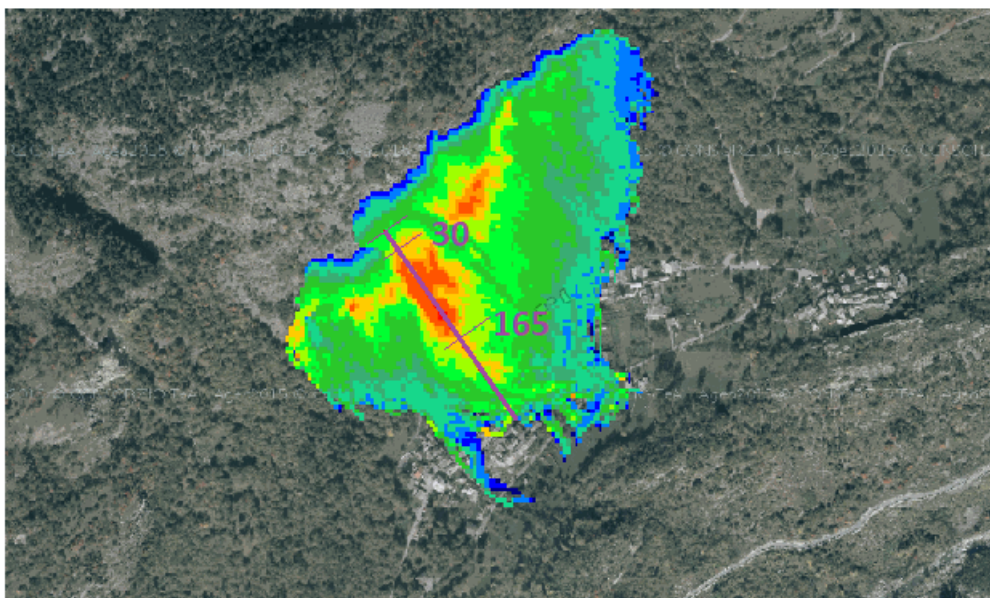


Figura 6.11 – Profilo altimetrico del pendio riferito alla linea viola nella figura in alto, valori in metri (QGIS 2.18.28)

La Figura 6.12 si riferisce al volume di progetto 7 m^3 e sempre ai valori medi dei massimi. Si nota, soprattutto nella parte centrale, un incremento notevole del contenuto energetico e un allargamento laterale nella parte sinistra che determina un interessamento totale dell'area Sud-Est dell'abitato di Morliere. I valori massimi vengono raggiunti nelle stesse due zone centrali viste precedentemente e sono dell'ordine dei 10000 kJ.

In Figura 6.13 sono rappresentati i risultati relativi al volume di protetto di 12.7 m^3 . Si osserva un'area di invasione praticamente uguale a quella della Figura 6.12 ad eccezione di una piccola diramazione sull'estremità destra. Quasi tutta l'area è interessata da valori

di energia cinetica superiori ai 5000 kJ che arrivano a 15000-20000 kJ nella due impronte centrali.

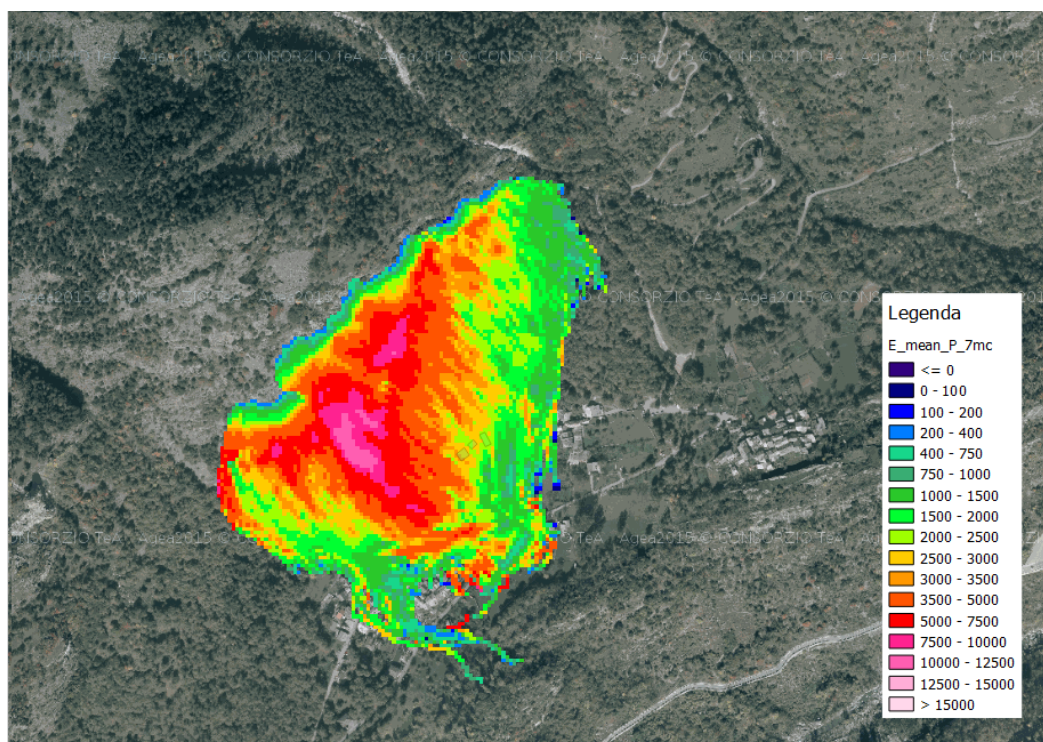


Figura 6.12 – Valori del file E_mean.asc relativi al volume di progetto 7 m³ [kJ] (QGIS 2.18.28)

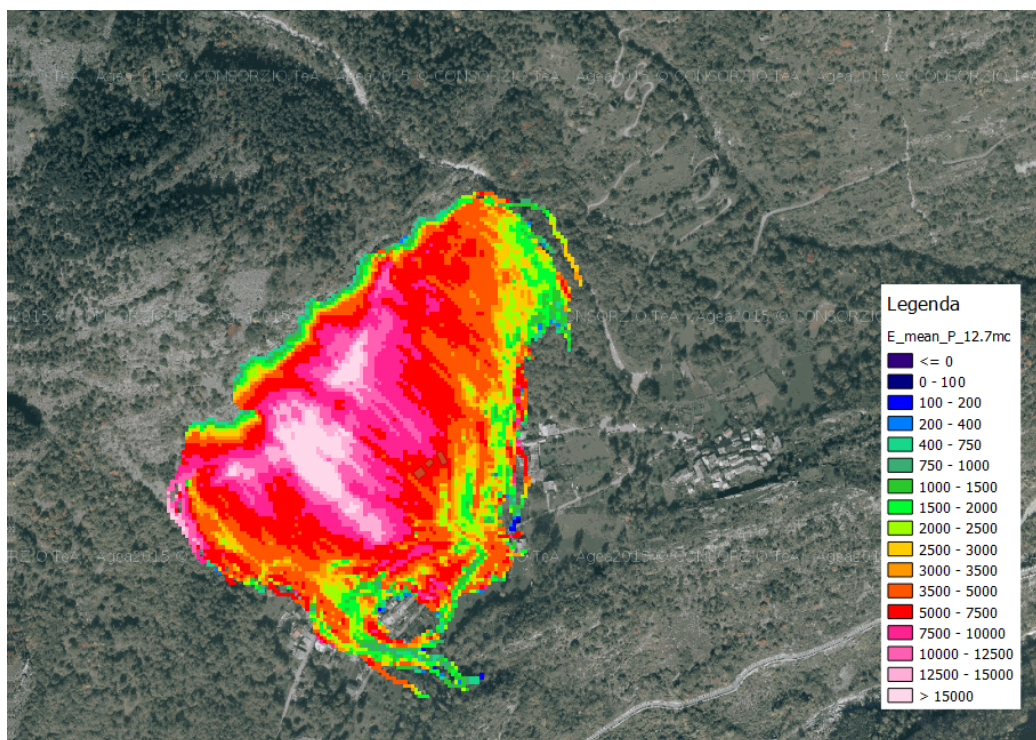


Figura 6.13 – Valori del file E_mean.asc relativi al volume di progetto 12.7 m³ [kJ] (QGIS 2.18.28)

In Figura 6.14 sono riportati i valori massimi di energia cinetica registrati in ogni cella per il volume di 3 m³. Sono presenti le due zone centrali dove si raggiungono energie cinetiche di 8000-9000 kJ. Attorno si osservano due corone dove si raggiungono energie cinetiche di 5000-6000 (arancione) e 4000-4500 (ocra). Passando al volume di progetto di 7 m³ si ha un'estensione quasi totale delle aree aventi un contenuto energetico superiore ai 5000 kJ (Figura 6.15). È inoltre presente una porzione interna, di notevole estensione, dove si raggiungono energie superiori ai 10000 kJ con picchi di 18000-20000 kJ. Osservando i dati relativi al volume di progetto di 12.7 m³ si nota che, in quasi tutta l'area interessata, i valori di energia cinetica sono superiori ai 10000 kJ (Figura 6.16). Inoltre, si estende la zona con energie superiori ai 20000 kJ con valori massimi di 30000-40000 kJ che vengono raggiunti nelle due zone centrali e in particolare in quella di sinistra.

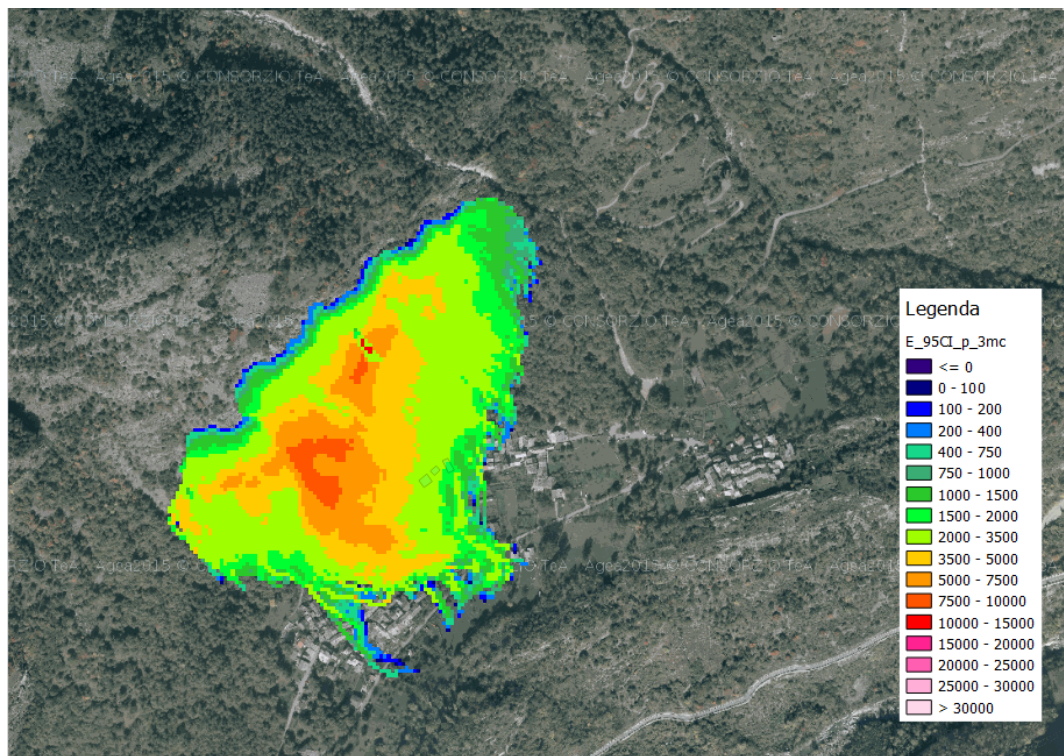


Figura 6.14 – Valori del file E_95Cl.asc relativi al volume di progetto 3 m³ [kJ] (QGIS 2.18.28)

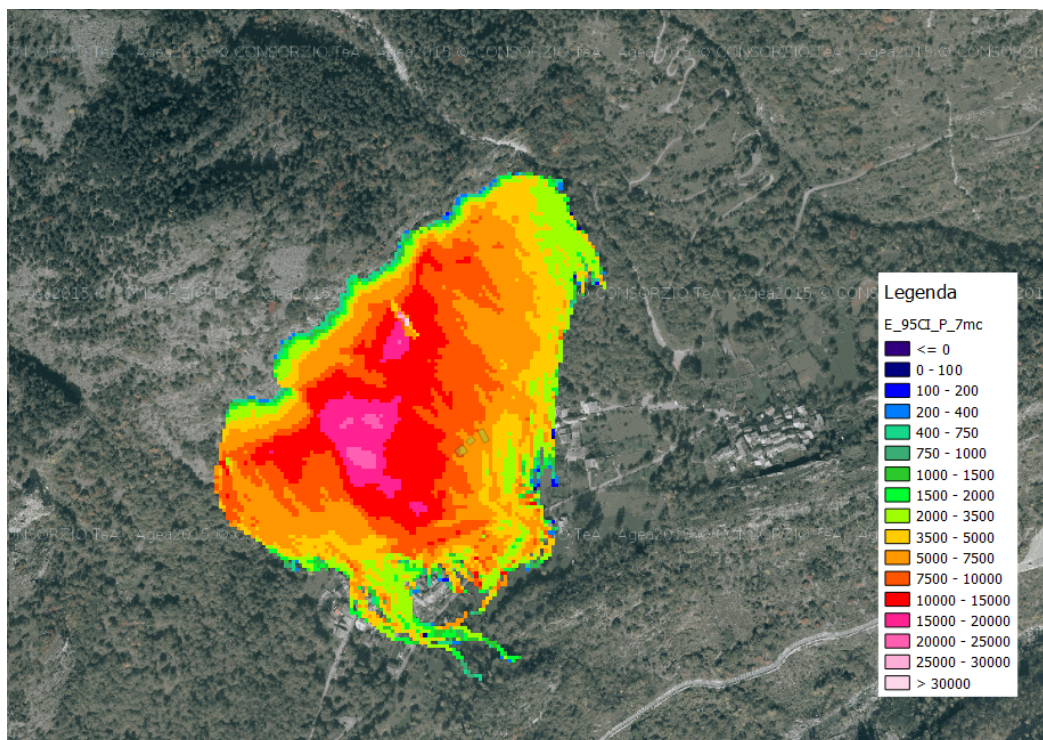


Figura 6.15 – Valori del file E_95Cl.asc relativi al volume di progetto 7 m³ [kJ] (QGIS 2.18.28)

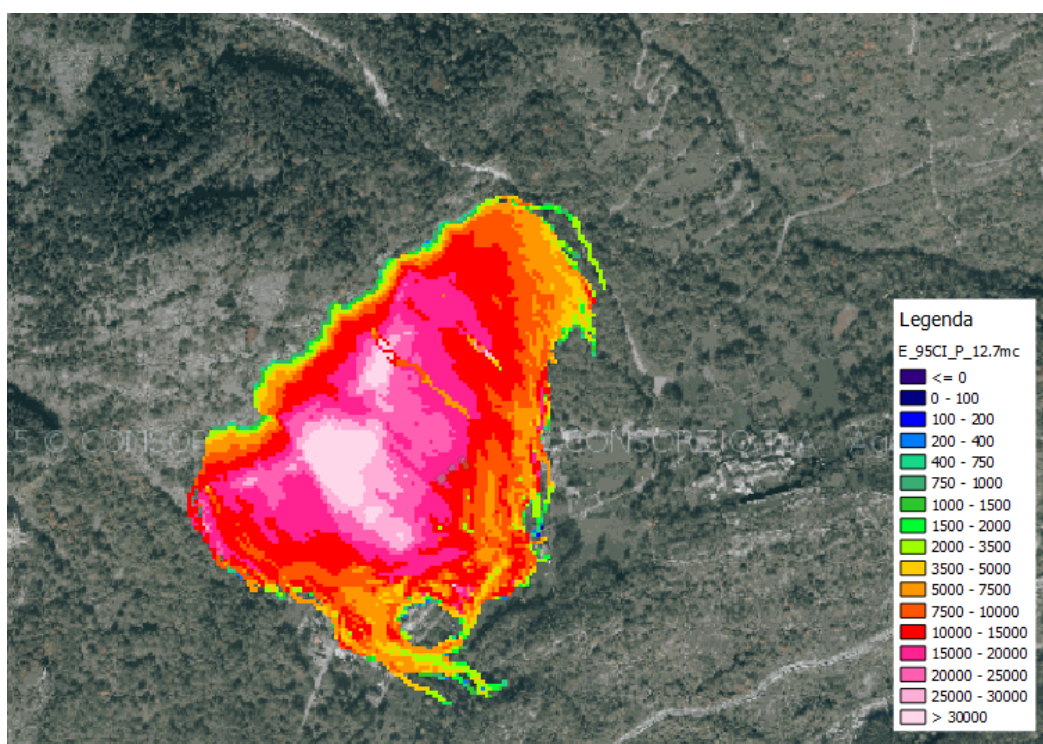


Figura 6.16 – Valori del file E_95Cl.asc relativi al volume di progetto 12.7 m³ [kJ] (QGIS 2.18.28)

6.3.4 Andamento della velocità

Nelle figure a seguire sono mostrati i valori delle velocità massime registrate in ogni cella. Si ricorda che tali valori vanno considerati con cautela in quanto non si hanno informazioni statistiche sulla distribuzione della velocità del blocco di roccia.

Dalla Figura 6.17, riferita al volume di progetto di 3 m^3 , si osserva che è presente un'estesa zona centrale dove si raggiungono valori elevati della velocità, dell'ordine dei 40 m/s . Esternamente, si hanno valori dell'ordine dei 20 m/s che decrescono molto rapidamente nelle celle terminali fino al valore 0 m/s . In Figura 6.18 è rappresentata la velocità massima del blocco da 7 m^3 . L'andamento è pressoché identico a quello visto precedentemente per il volume di 3 m^3 ad eccezione delle aree che non vengono interessate da tale volume tra le quali si segnala il ramo che interessa la zona Sud-Ovest dell'abitato di Morliere. Per il volume di progetto di 12.7 m^3 (Figura 6.19) valgono le stesse considerazioni fatte per il volume da 7 m^3 .

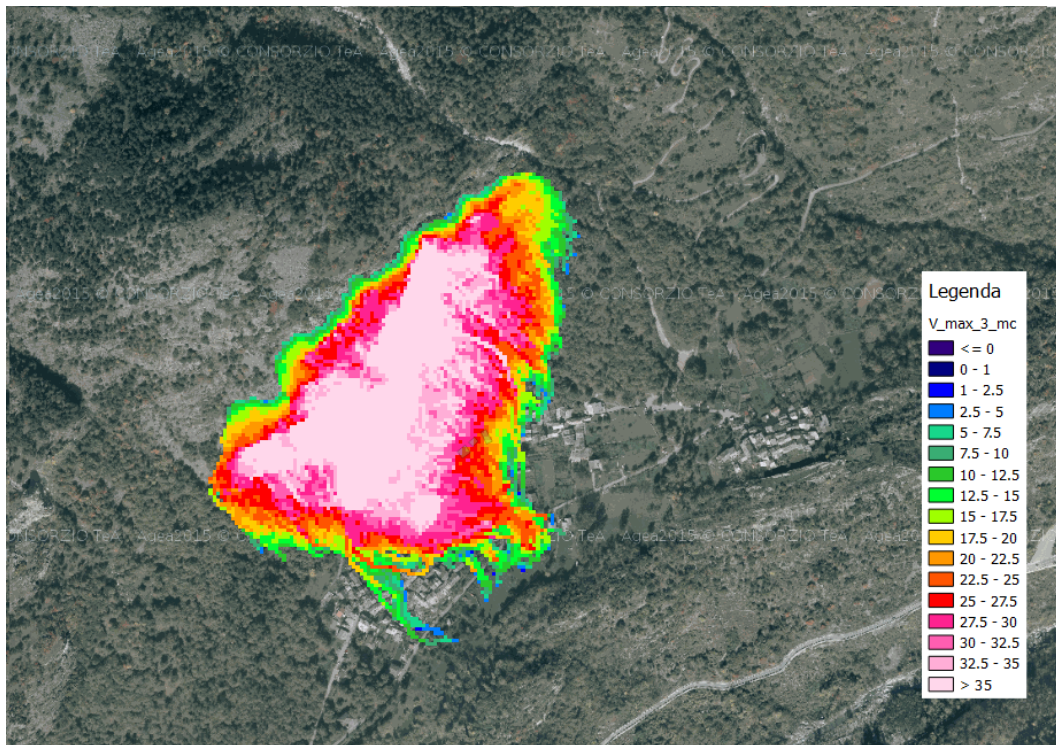


Figura 6.17 – Valori del file *V_max.asc* relativi al volume di progetto 3 m^3 [kJ] (QGIS 2.18.28)

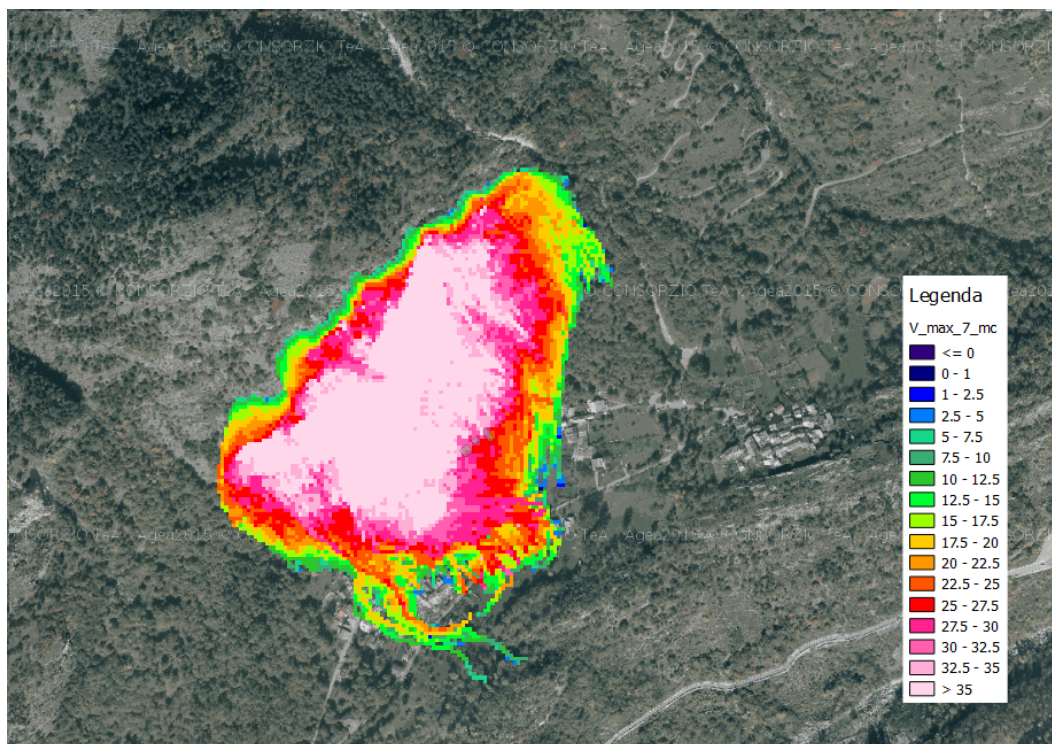


Figura 6.18 – Valori del file $V_{max}.asc$ relativi al volume di progetto 7 m^3 [kJ] (QGIS 2.18.28)

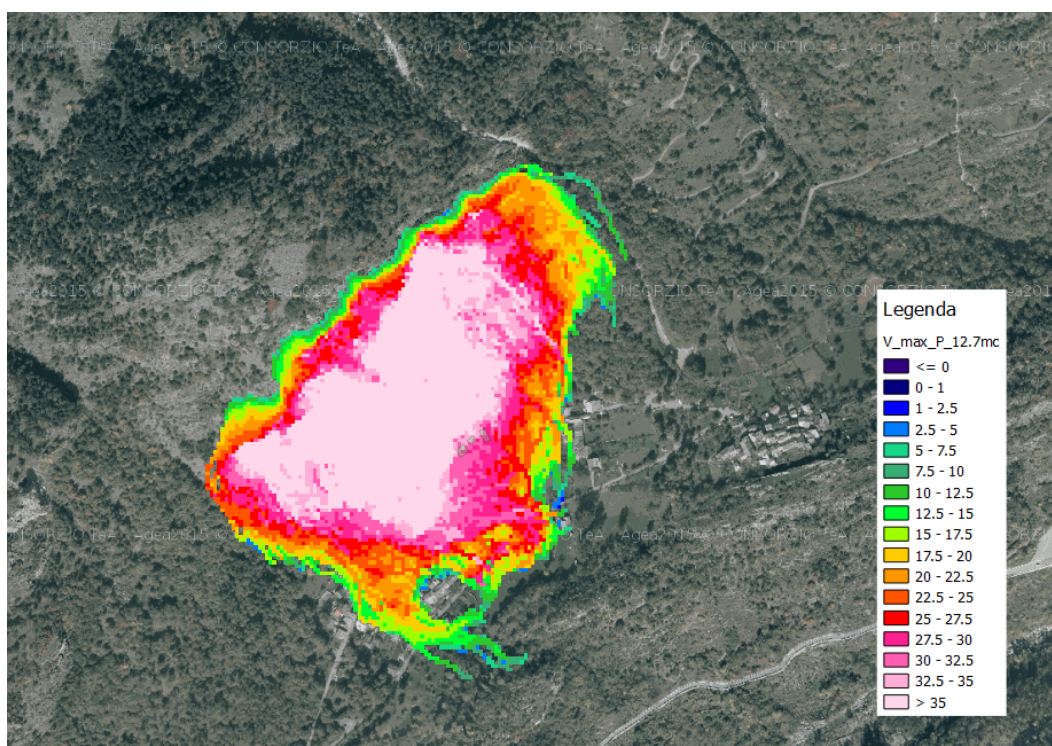


Figura 6.19 – Valori del file $V_{max}.asc$ relativi al volume di progetto 12.7 m^3 [kJ] (QGIS 2.18.28)

6.3.5 Andamento dell'altezza di rimbalzo

In Figura 6.20 è riportato il valore medio dell'altezza di rimbalzo registrato in ogni cella. La porzione blu scuro ha un valore di 0.89 metri e corrisponde al raggio della sfera equivalente in termini volumetrici. Tale valore è associabile a un cinematismo di puro rotolamento date le dimensioni del blocco lanciato. Nella zona blu chiara, l'altezza è superiore all'unità e corrisponde a un cinematismo composto da una sequenza di rimbalzi. Inoltre, sono presenti 5 aree di piccola estensione dove si registrano valori ben più elevati, compresi tra 4-8 metri. Andando ad estrapolare il profilo "orizzontale" in corrispondenza dell'area dove si registrano i valori massimi, si osserva un andamento del terreno frastagliato (Figura 6.21). Inoltre, in alcune celle della parte centrale e terminare dell'area interessata si registrano valori compresi tra i 2-3 metri.

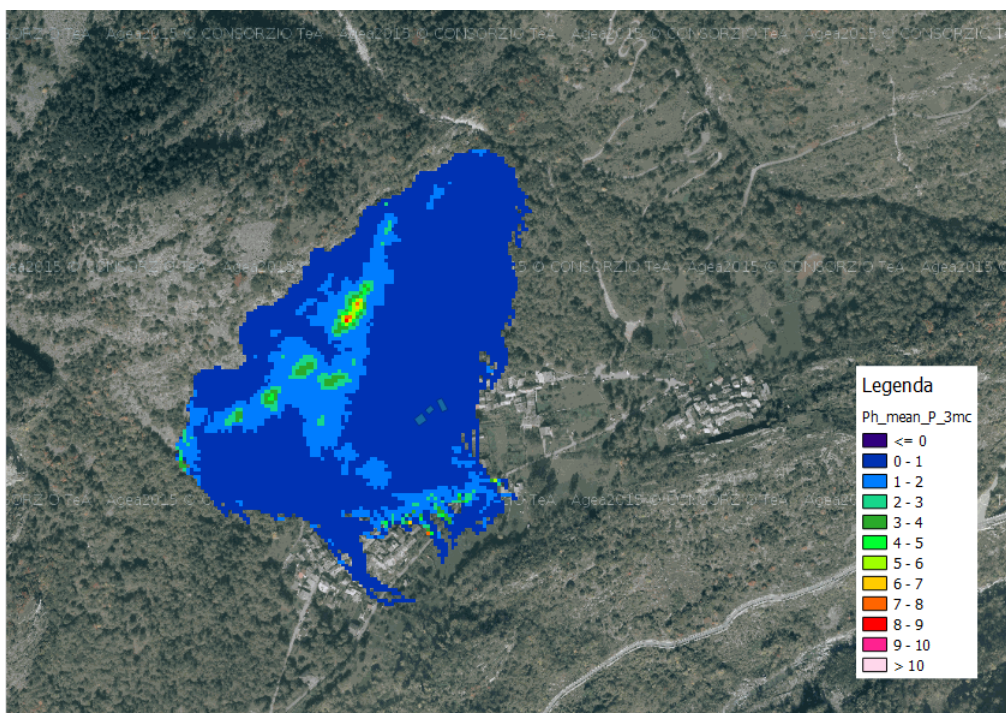


Figura 6.20 – Altezza media del blocco da 3 m³ in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)

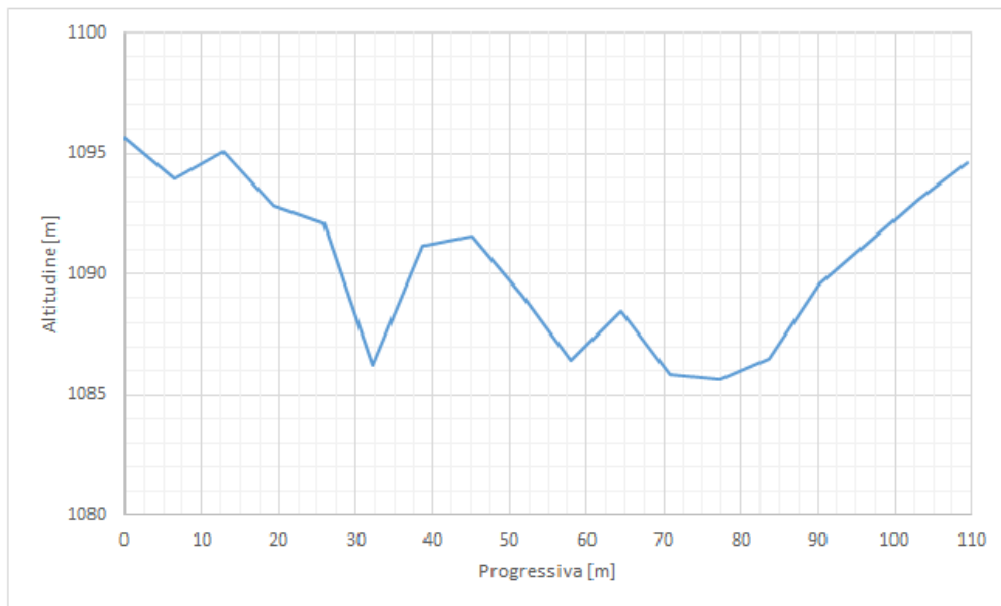
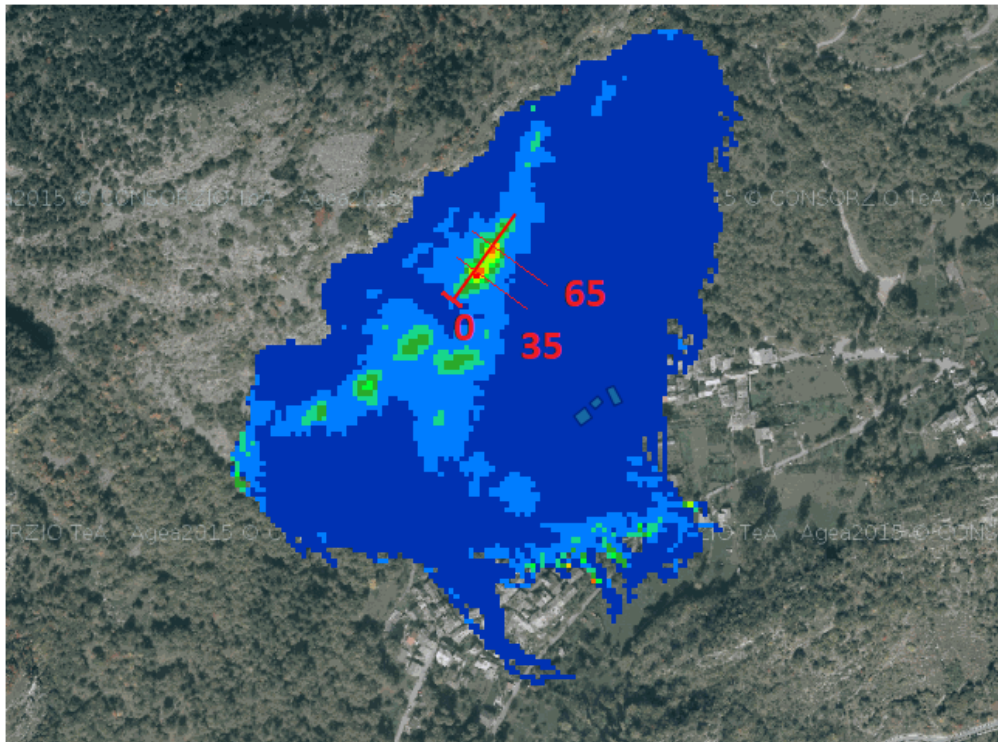


Figura 6.21 – Profilo altimetrico riferito alla linea rossa della figura in alto, valori in metri (QGIS 2.18.28)

Le Figura 6.22 e Figura 6.23 si riferiscono sempre all'altezza media del blocco ma relativa ai volumi di progetto di 7 m^3 e 12.7 m^3 e quindi presentano valori più elevati del raggio della sfera equivalente. A parte tale differenza valgono le stesse considerazioni viste in precedenza per il volume di 3 m^3 .

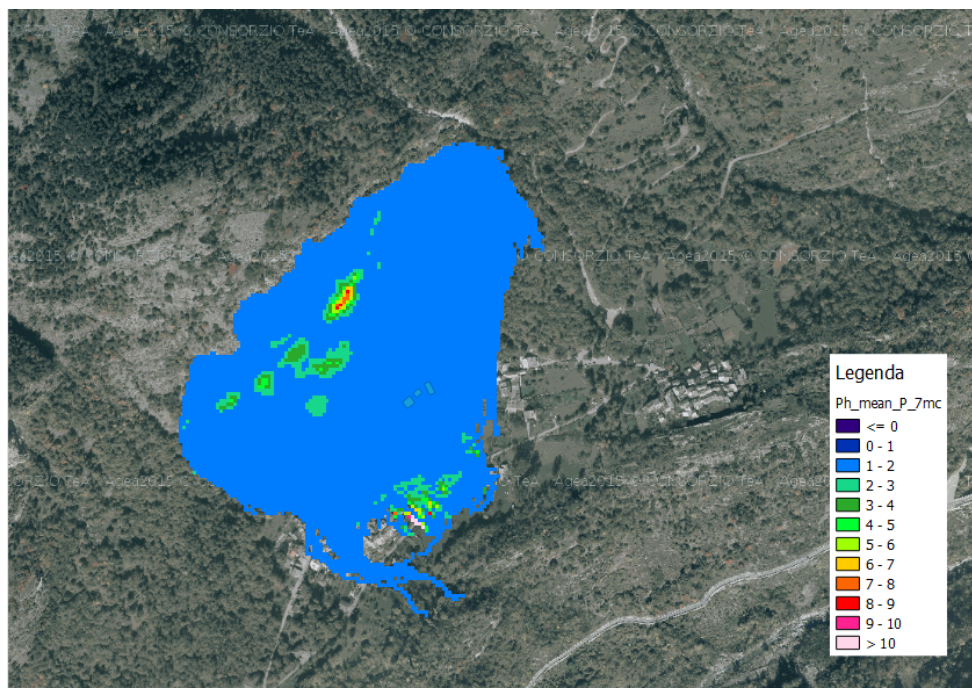


Figura 6.22 – Altezza media del blocco da 7 m³ in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)

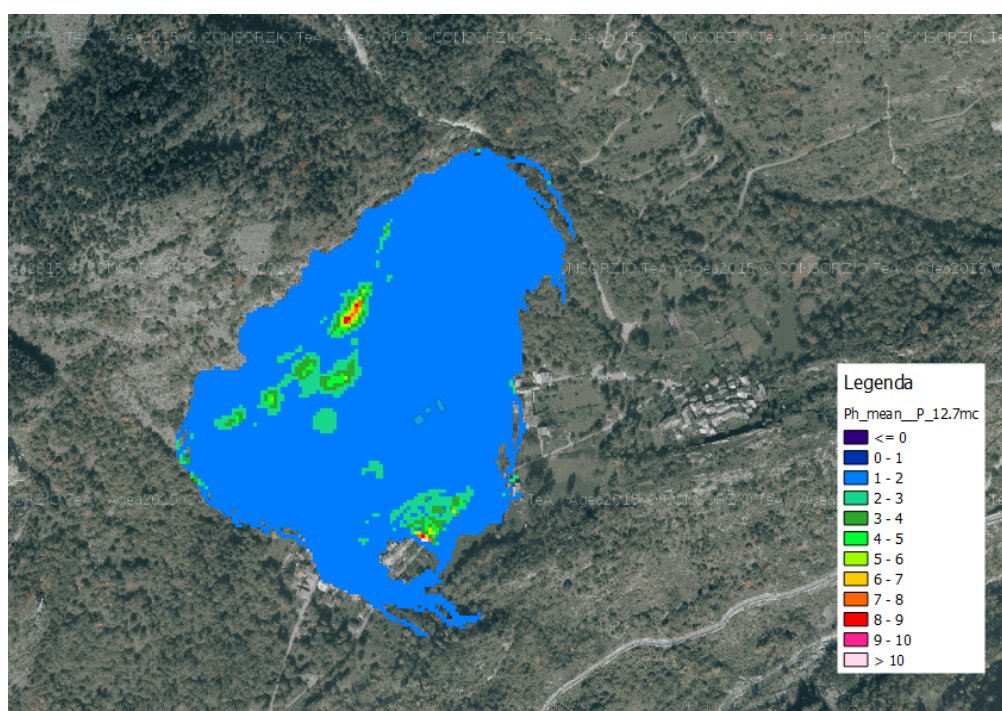


Figura 6.23 – Altezza media del blocco da 12.7 m³ in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)

Le tre immagini successive si riferiscono alla massima altezza del blocco registrata in ogni cella. Dalla Figura 6.24, relativa al blocco da 3 m³, si osserva che i valori massimi, compresi tra 8-18 metri, vengono raggiunti nelle cinque aree viste in precedenza anche

se queste risultano avere un'estensione superiore e in particolare quella in alto a destra. La restante parte omogenea (verde) assume valori pari a 2.59 metri.

La Figura 6.25 si riferisce al blocco di 7 m³ e mostra le stesse cinque zone di massimo viste in precedenza, più un'ulteriore area nella parte terminale in corrispondenza della strada. In quest'ultima si raggiungono valori compresi tra 10-20 metri. Nella zona omogenea (verde scuro) l'altezza massima vale 3.51 metri.

La Figura 6.26 riguarda il blocco da 12.7 m³ e presenta le stesse zone di massimo compresa quella nella parte terminale a ridosso della strada. Nell'area omogenea si registra un valore massimo di altezza pari a 4.27 metri.

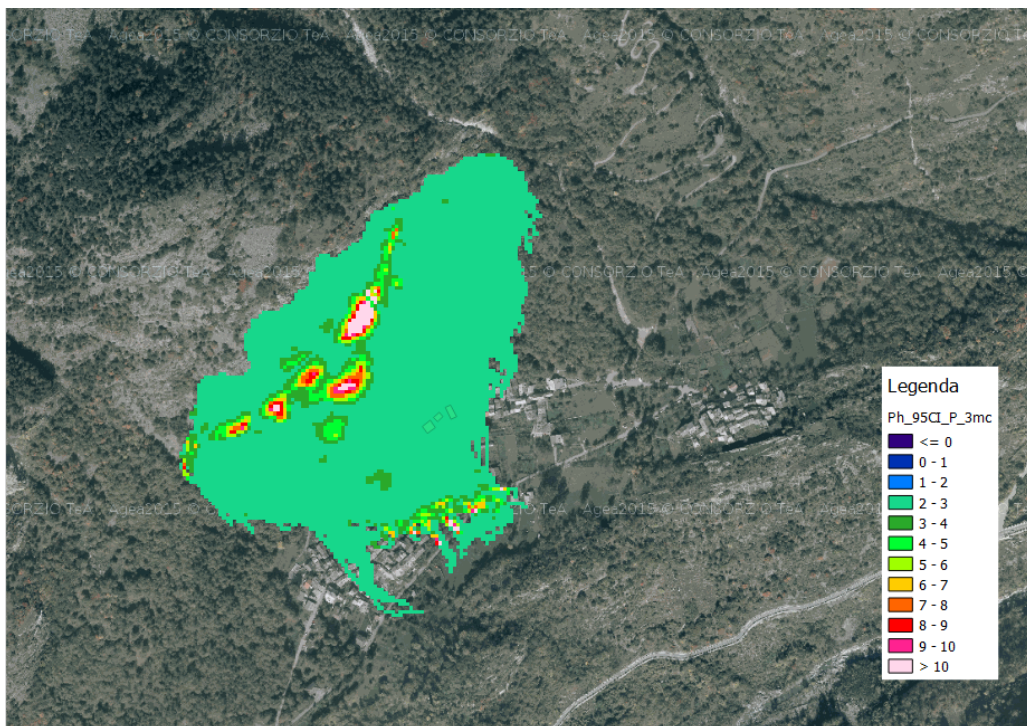


Figura 6.24 – Altezza massima del blocco da 3 m³ in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)

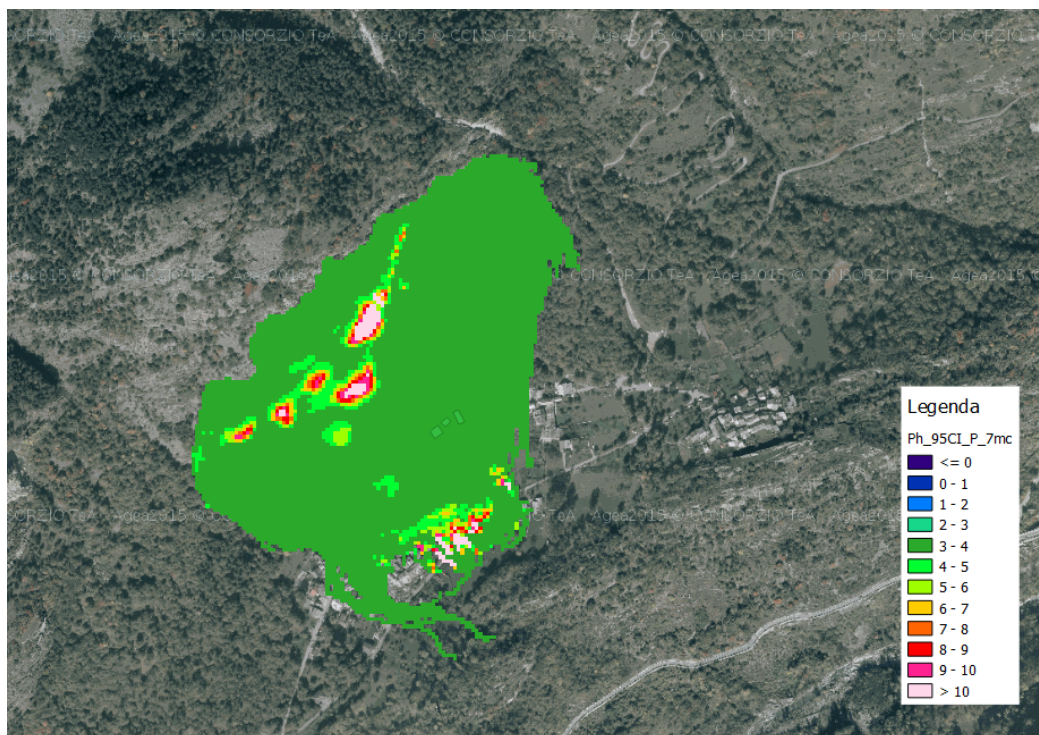


Figura 6.25 – Altezza massima del blocco da 7 m³ in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)

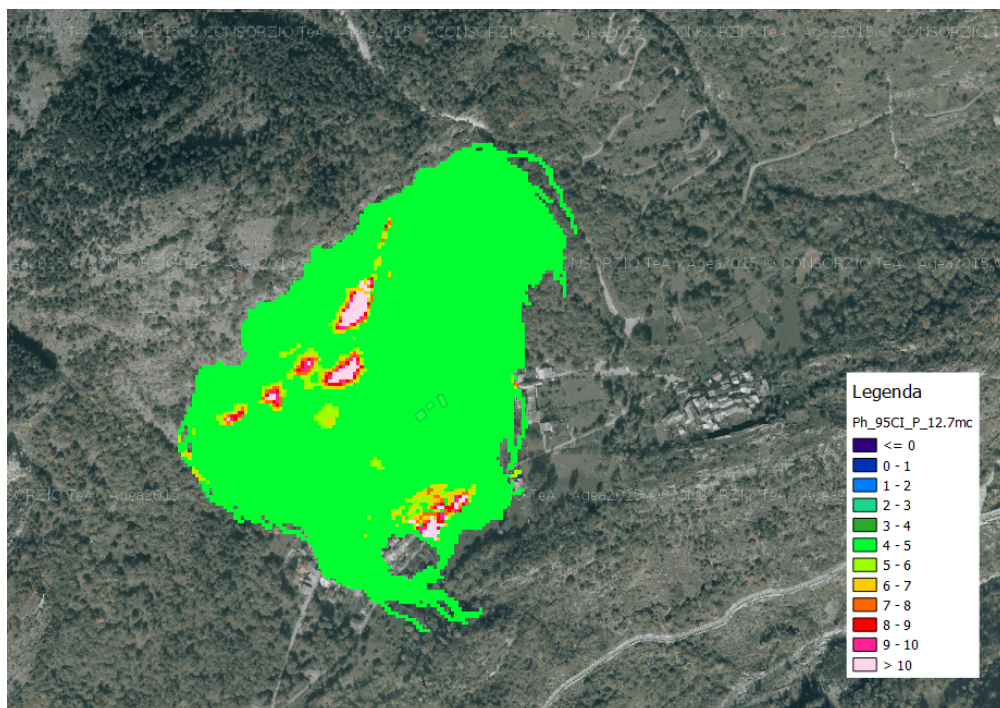


Figura 6.26 – Altezza massima del blocco da 12.7 m³ in ogni cella [m] (QGIS 2.18.28)

6.3.6 Distribuzione dei depositi

Nelle figure successive sono mostrati i file raster di output relativi al numero di depositi e corrispondenti ai tre volume di progetto di progetto selezionati.

Dalla Figura 6.27 si nota che la maggior parte dei depositi avviene nella zona più a monte, a circa 100 metri dalle prime abitazione. A ridosso di tale area è possibile notare il sentiero di montagna dove non si registrano depositi e, ancora più a valle, la restante area con un numero di depositi decisamente inferiore. Un'altra zona di non deposito è in corrispondenza della strada più a nord che consente di arrivare al centro abitato.

La Figura 6.28 riguarda il masso da 7 m³ e mostra una distribuzione dei depositi molto più omogenea, con valori massimi estesi a tutta l'area interessata dal fenomeno.

Dalla Figura 6.29, relativa al volume di 12.7 m³, si nota che le celle che registrano il numero massimo dei depositi non sono più quelle di monte a ridosso della parete rocciosa ma quelle più a valle. In particolare, si osserva una zona di forte accumulo a circa 10 metri dalle abitazioni più a monte (cerchio nero) e un'altra nel campo subito a valle di queste ultime (cerchio bordeaux).

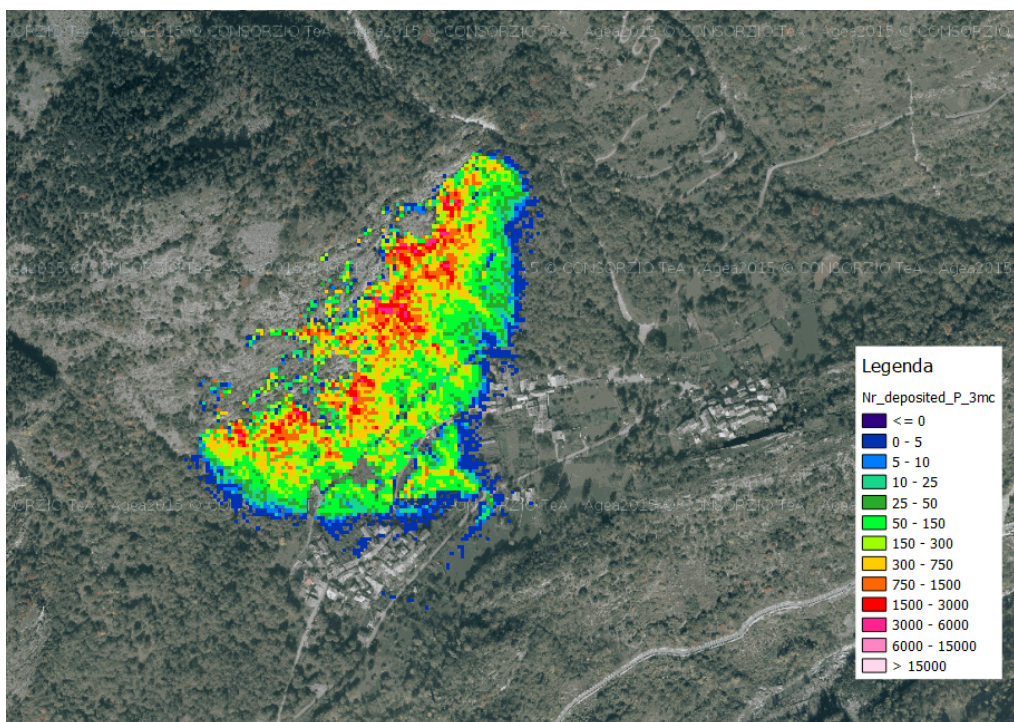


Figura 6.27 – Numero di depositi relativi al volume di progetto di 3 m³ (QGIS 2.18.28)

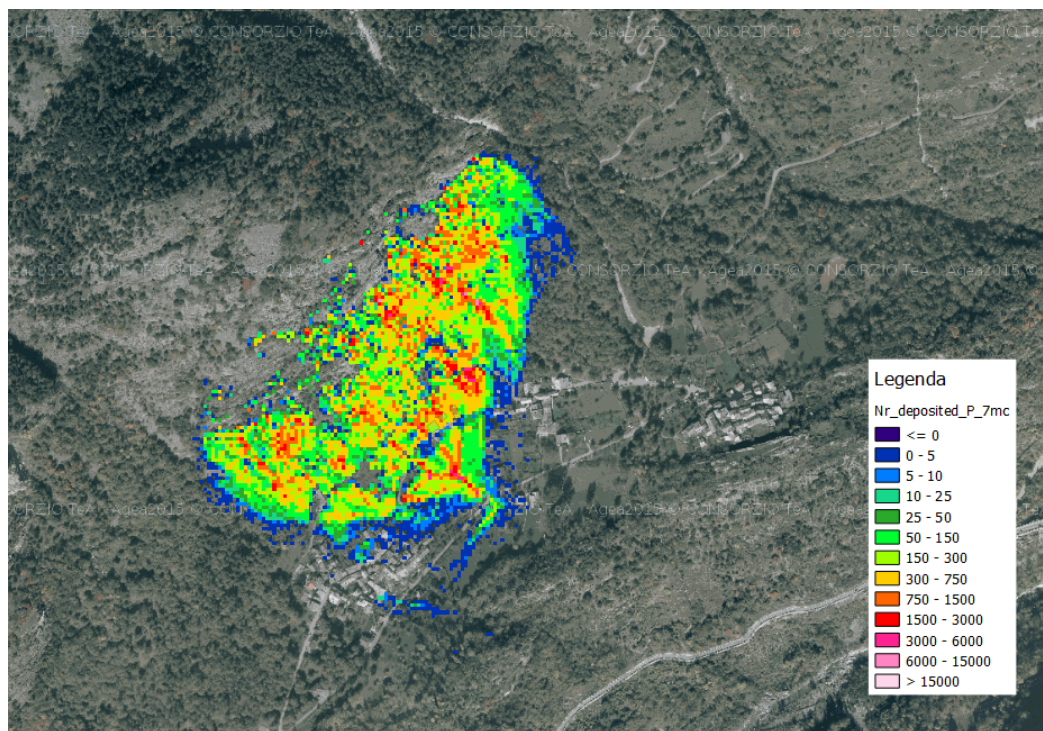


Figura 6.28 – Numero di depositi relativi al volume di progetto di 7 m^3 (QGIS 2.18.28)

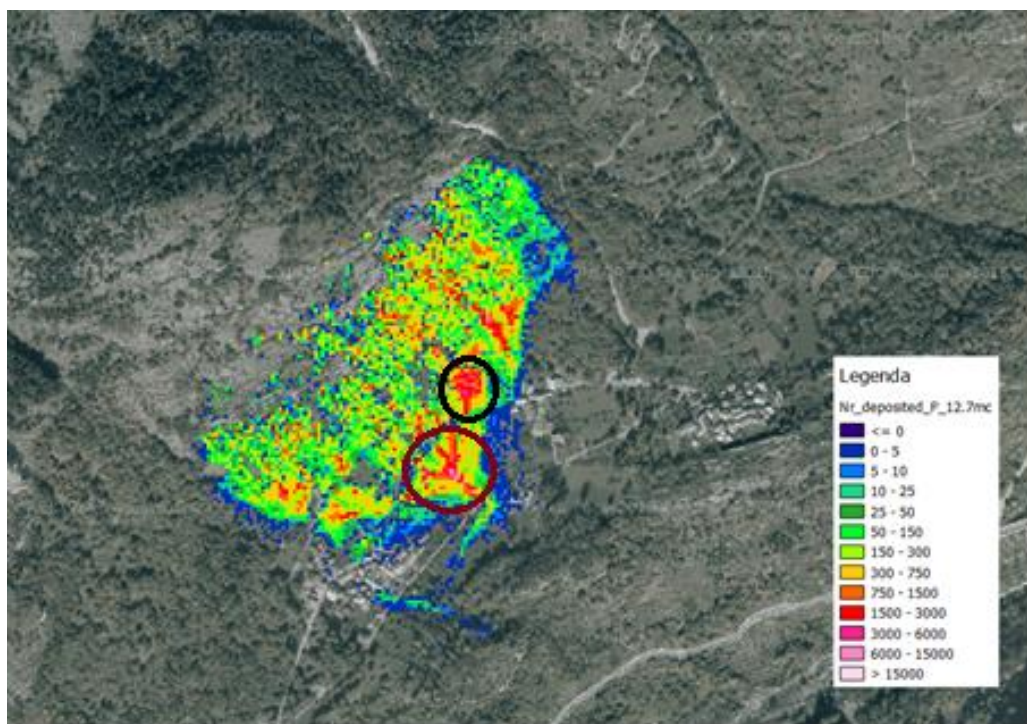


Figura 6.29 – Numero di depositi relativi al volume di progetto di 12.7 m^3 (QGIS 2.18.28)

6.3.7 Risultati collettori

In Tabella 6.7, Tabella 6.8 e Tabella 6.9 sono riportati i risultati relativi ai sei collettori che sono stati posizionati come mostrato in Figura 6.8. Le energie più elevate sono registrate nei collettori centrali, dal numero 2 al numero 5 e in particolare il numero 3.

n° coll.	n° pass.	E_50 [kJ]	E_90 [kJ]	E_95 [kJ]	E_98 [kJ]	V_50 [m/s]	V_95 [m/s]	Ph_95 [m]
1	290	597	1388	1616	1967	10.0	16.2	1.1
2	17939	888	2188	2605	3067	12.3	21.1	1.1
3	80819	2467	5836	6672	7929	20.5	33.5	2.6
4	125756	1596	4066	4648	5264	16.7	27.7	1.7
5	26960	837	2354	2865	3474	12.2	22.1	1.3
6	200	333	1198	1601	2335	7.2	15.6	0.9

Tabella 6.7 – Elaborazione dati sui collettori per il volume di progetto di 3 m³

n° coll.	n° pass.	E_50 [kJ]	E_90 [kJ]	E_95 [kJ]	E_98 [kJ]	V_50 [m/s]	V_95 [m/s]	Ph_95 [m]
1	1124	1657	4540	5463	6234	10.9	19.6	1.5
2	59666	2141	5998	7027	8145	12.6	22.6	1.5
3	138926	5418	13863	15959	18498	20.1	34.1	2.9
4	312305	3215	9911	11331	12742	15.6	28.4	2.1
5	149511	1979	6482	7800	9262	12.4	23.9	1.7
6	4541	1177	3520	4372	5357	8.9	17	1.2

Tabella 6.8 – Elaborazione dati sui collettori per il volume di progetto di 7 m³

n° coll.	n° pass.	E_50 [kJ]	E_90 [kJ]	E_95 [kJ]	E_98 [kJ]	V_50 [m/s]	V_95 [m/s]	Ph_95 [m]
1	2981	1609	8042	10272	12103	8.1	19.7	1.7
2	122722	4444	12310	14197	16245	13.5	24.1	1.9
3	153390	10170	24853	28723	33534	20.5	34.1	3.1
4	387053	8035	19452	21763	24166	18.3	29.4	2.6
5	268791	4008	12619	15157	17881	13.0	24.8	2.0
6	25912	2408	7457	9071	11191	9.5	18.4	1.5

Tabella 6.9 – Elaborazione dati sui collettori per il volume di progetto di 12.7 m³

In Figura 6.30 sono rappresentate le cumulate della velocità registrate nel collettore 1 e relative ai tre volumi di progetto. In corrispondenza del 95° percentile si hanno valori di 16 m/s per il volume di 3 m³ e 19.5 m/s per i volumi di 7 m³ e 12.7 m³.

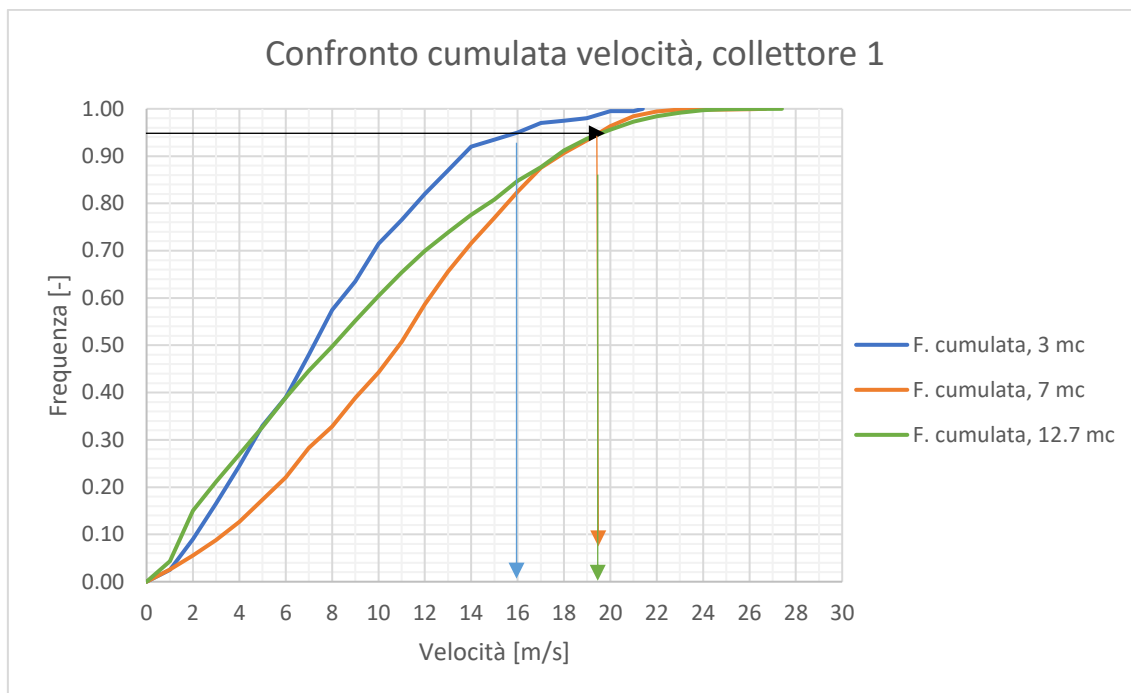


Figura 6.30 – Confronto cumulata della velocità, collettore n° 1

In Figura 6.31 sono diagrammate le distribuzioni cumulate delle energie cinetiche che, in coincidenza del 95° percentile, registrano valori pari a 1600 kJ per il volume di 3 m³, 5500 kJ per volume di 7 m³ e 10200 kJ per volume di 12.7 m³.

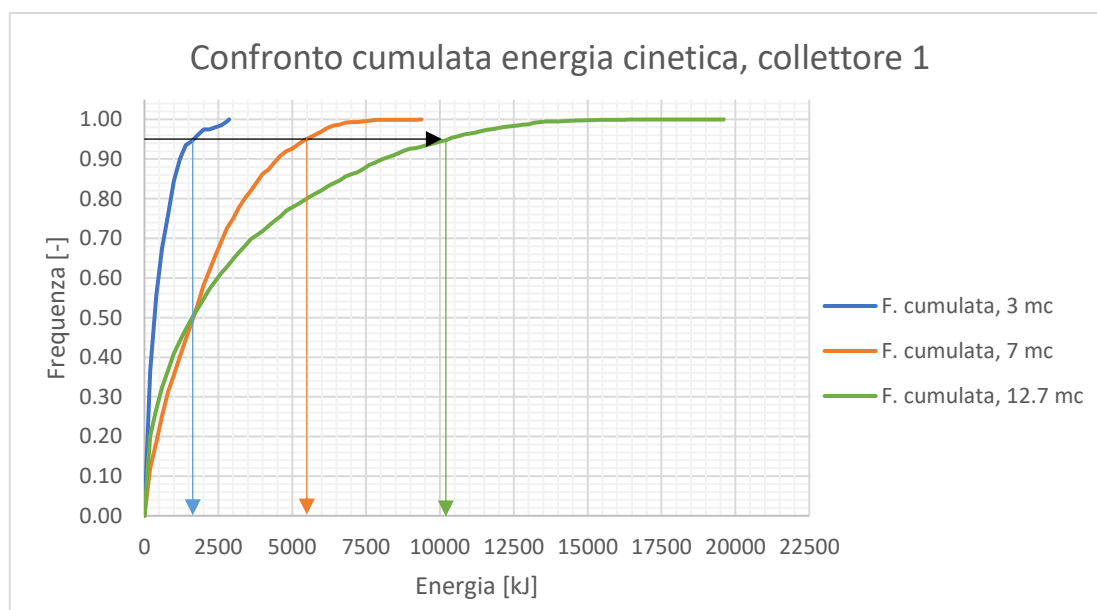


Figura 6.31 – Confronto cumulata dell'energia cinetica, collettore n° 1

In Figura 6.32 è riportata la cumulata dell'altezza di rimbalzo per le tre volumetrie. In coincidenza del 95° percentile si hanno valori di 1.1 m per il volume di 3 m³, 1.5 m per il volume di 7 m³ e 1.7 m per il volume di 12.7 m³.

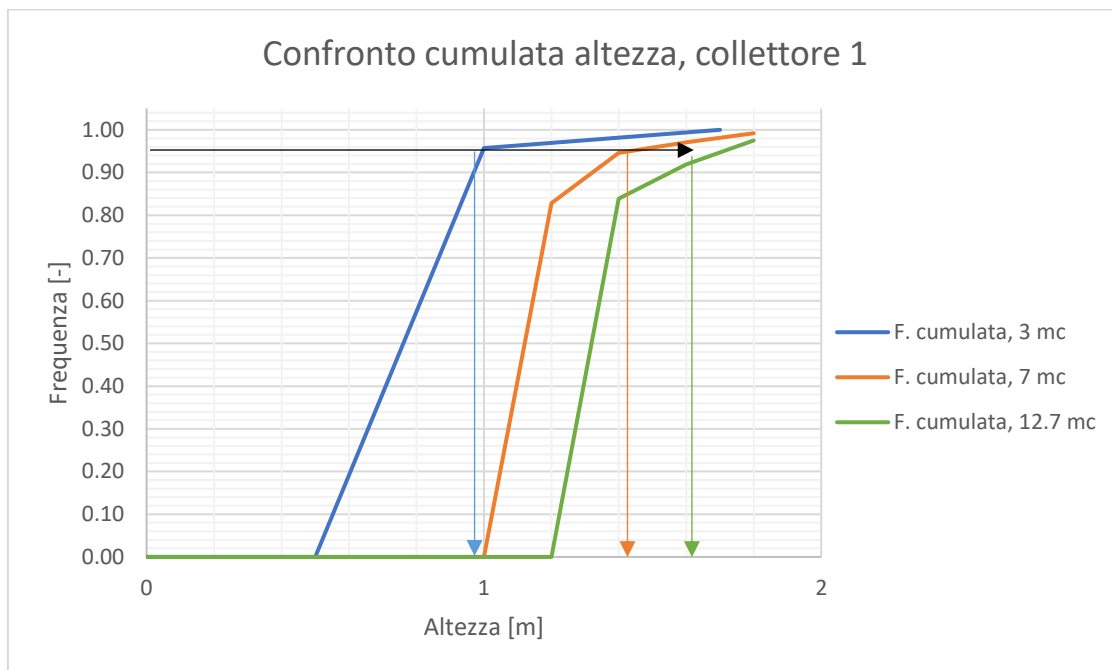


Figura 6.32 – Confronto cumulata dell'altezza di rimbalzo, collettore n° 1

I tre grafici successivi si riferiscono al collettore numero 2 che risulta alla destra del collettore numero 1, verso la zona centrale che è interessata da livelli energetici più alti. In Figura 6.33 sono rappresentate le cumulate della velocità relative alle tre volumetrie. In corrispondenza del 95° percentile si hanno valori di 21 m/s per il volume di 3 m³, 22.5 m/s per il volume di 7 m³ e 24 m/s per il volume di 12.7 m³.

In Figura 6.34 sono riportate le cumulate dell'energia cinetica dei massi che hanno attraversato il collettore 2. I valori si riferiscono alle tre volumetrie di 3 m³, 7 m³ e 12.7 m³ per le quali si hanno rispettivamente dei valori, corrispondenti al 95° percentile, pari a 2600 kJ, 7000 kJ e 14250 kJ.

In Figura 6.35 sono diagrammate le distribuzioni cumulate dell'altezza rimbalzo che assumono, in coincidenza del 95° percentile, valore di 1.1 m per il volume di 3 m³, 1.5 m per il volume di 7 m³ e 1.9 m per il volume di 12.7 m³.

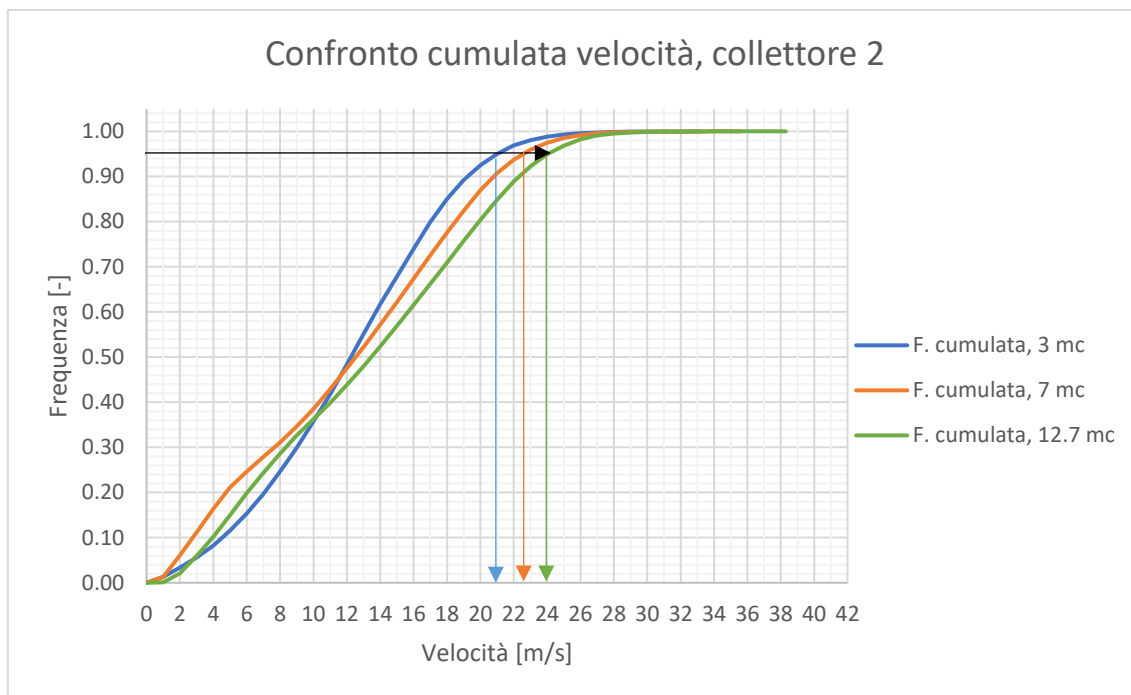


Figura 6.33 – Confronto cumulata della velocità, collettore n° 2

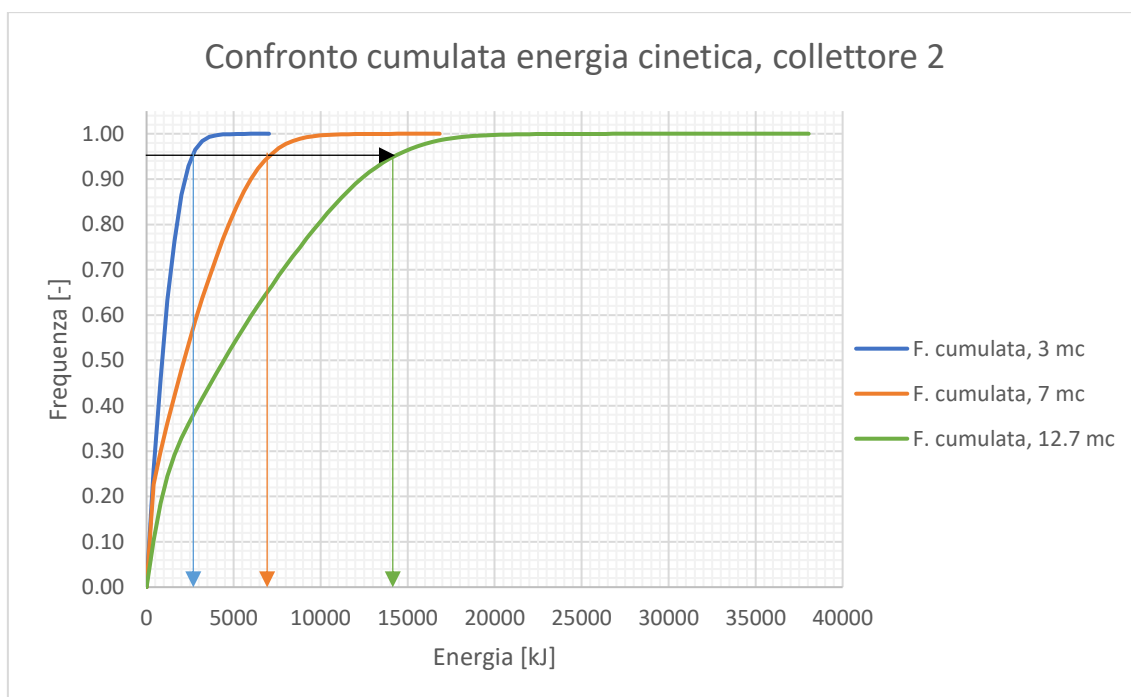


Figura 6.34 – Confronto cumulata dell'energia cinetica, collettore n° 2

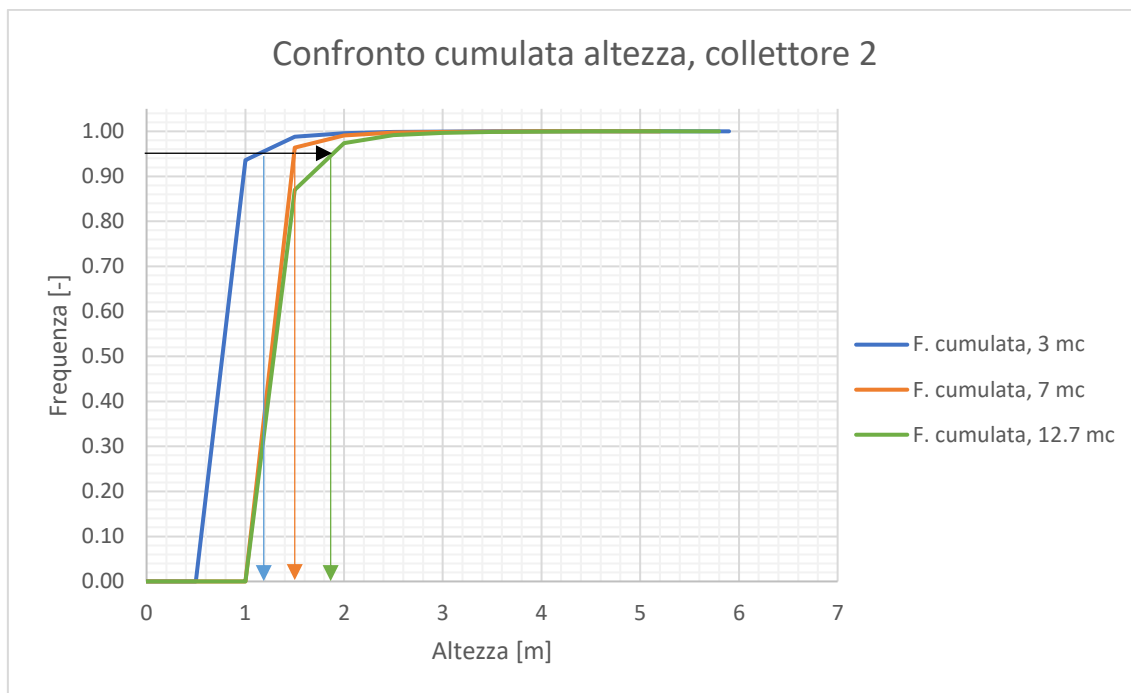


Figura 6.35 – Confronto cumulata dell'altezza di rimbalzo, collettore n° 2

I successivi tre grafici riguardano il collettore numero 3 che risulta essere quello che registra i valori più elevati delle grandezze cinematiche sotto esame.

In Figura 6.36 sono riportate le distribuzioni cumulate delle velocità relative ai 3 volumi di progetto. Il valore del 95° percentile risulta essere pari a 34 m/s ed è uguale per tutte e tre le simulazioni.

In Figura 6.37 sono diagrammate le cumulate dell'energia cinetica e presentano, in corrispondenza del 95° percentile, valori di 6600 kJ per il volume di 3 m³, 16000 kJ per il volume di 7 m³ e 28750 kJ per il volume di 12.7 m³.

In Figura 6.38 sono rappresentate le distribuzioni cumulate dell'altezza rimbalzo per le 3 volumetrie. In coincidenza del 95° percentile si hanno valori di 2.6 m per il volume di 3 m³, 2.9 m per il volume di 7 m³ e 3.1 m per il volume di 12.7 m³.

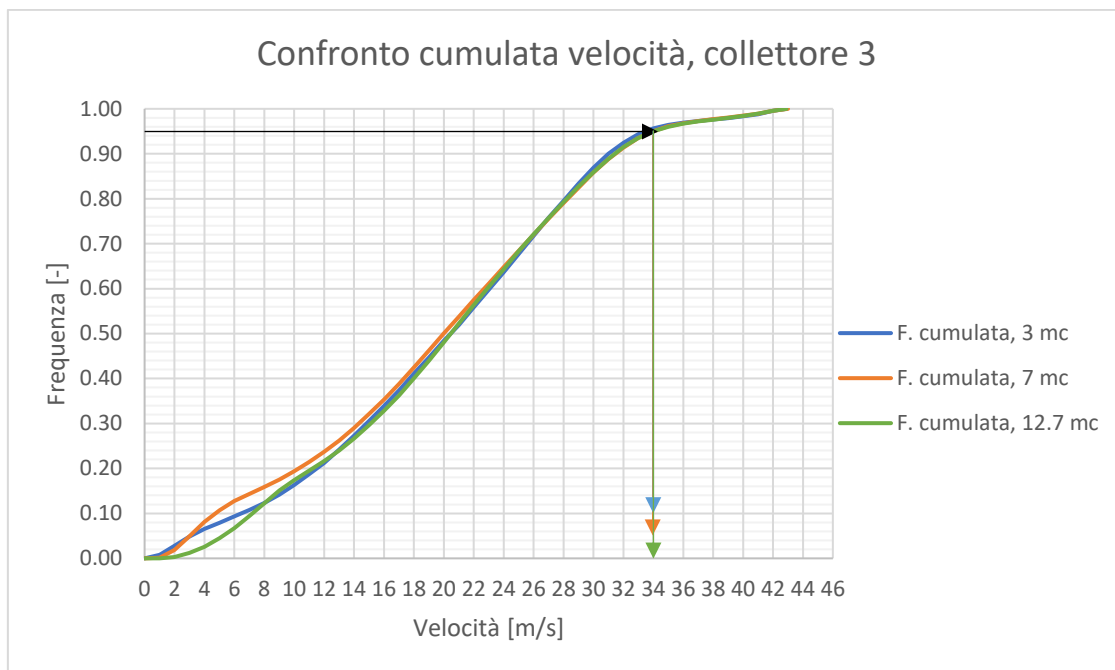


Figura 6.36 – Confronto cumulata della velocità, collettore n° 3

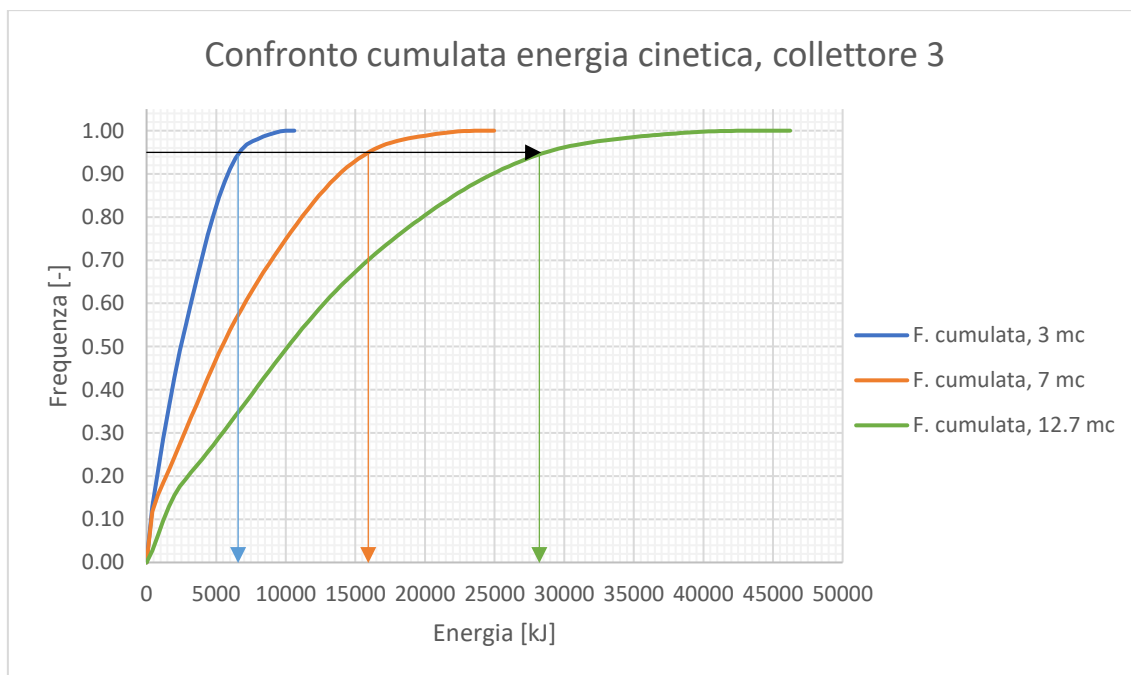


Figura 6.37 – Confronto cumulata dell'energia cinetica, collettore n° 3

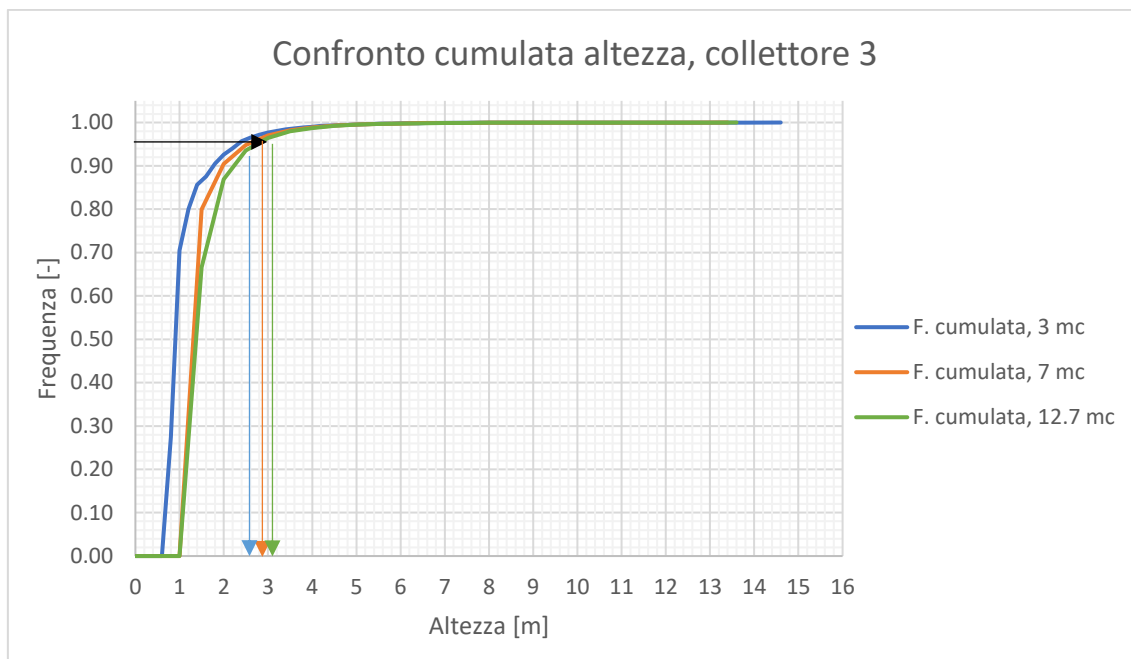


Figura 6.38 – Confronto cumulata dell'altezza di rimbalzo, collettore n° 3

I seguenti tre grafici si riferiscono al collettore numero 4 che risulta posizionato a destra rispetto al numero 3 e, insieme a quest'ultimo, ricoprono le posizioni dove si osservano i valori massimi di energia, velocità e altezza.

In Figura 6.39 sono riportate le distribuzioni cumulate della velocità e, in corrispondenza del 95° percentile, si ha un valore di 27.7 m/s per il volume di 3 m³, 28.5 m/s per il volume di 7 m³ e 29.5 m/s per il volume di 12.7 m³.

In Figura 6.40 sono diagrammate le energie cumulate per le quali si registrano, in correlazione al 95° percentile, valori di 4600 kJ per il volume di 3 m³, 11300 kJ per il volume di 7 m³ e 21700 kJ per il volume di 12.7 m³.

Le cumulate relative all'altezza di rimbalzo mostrano, in coincidenza del 95° percentile, valori di 1.7 m per il volume di 3 m³, 2.1 m per il volume di 7 m³ e 2.6 m per il volume di 12.7 m³ (Figura 6.41).

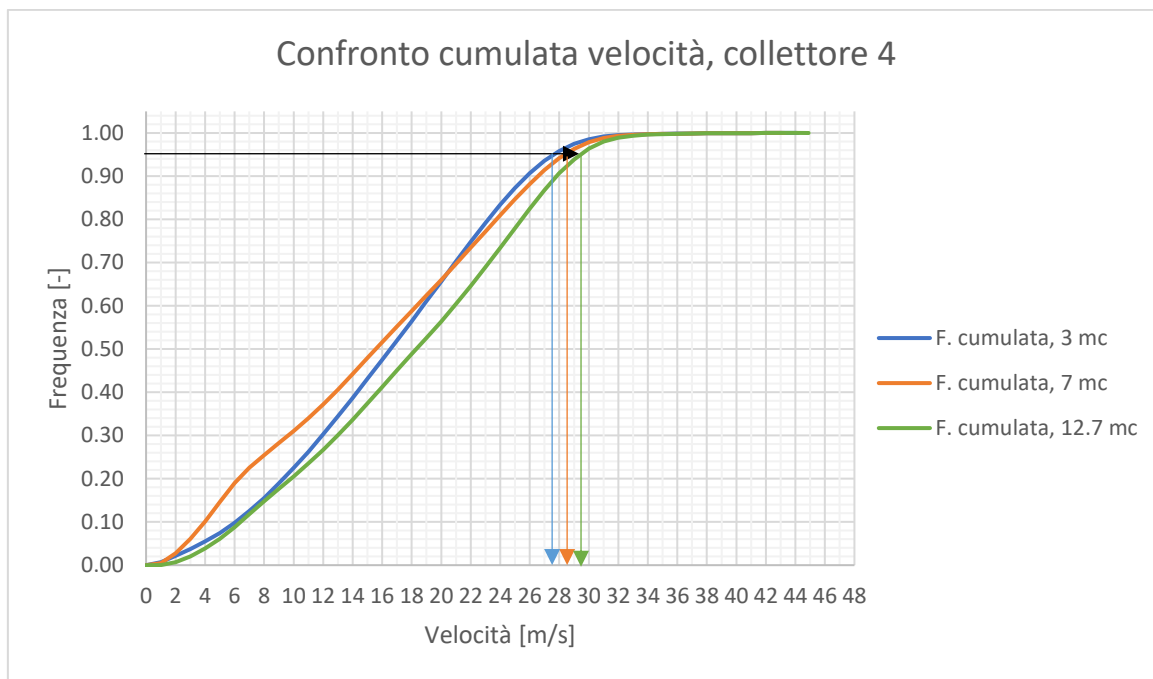


Figura 6.39 – Confronto cumulata della velocità, collettore n° 4

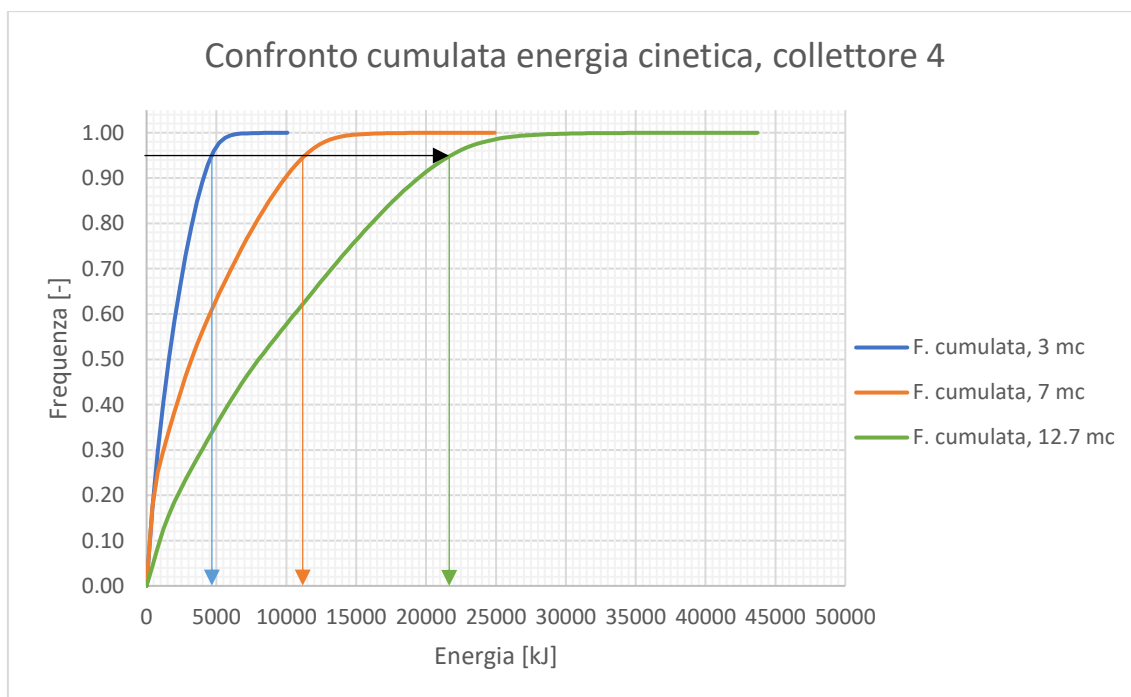


Figura 6.40 – Confronto cumulata dell'energia cinetica, collettore n° 4

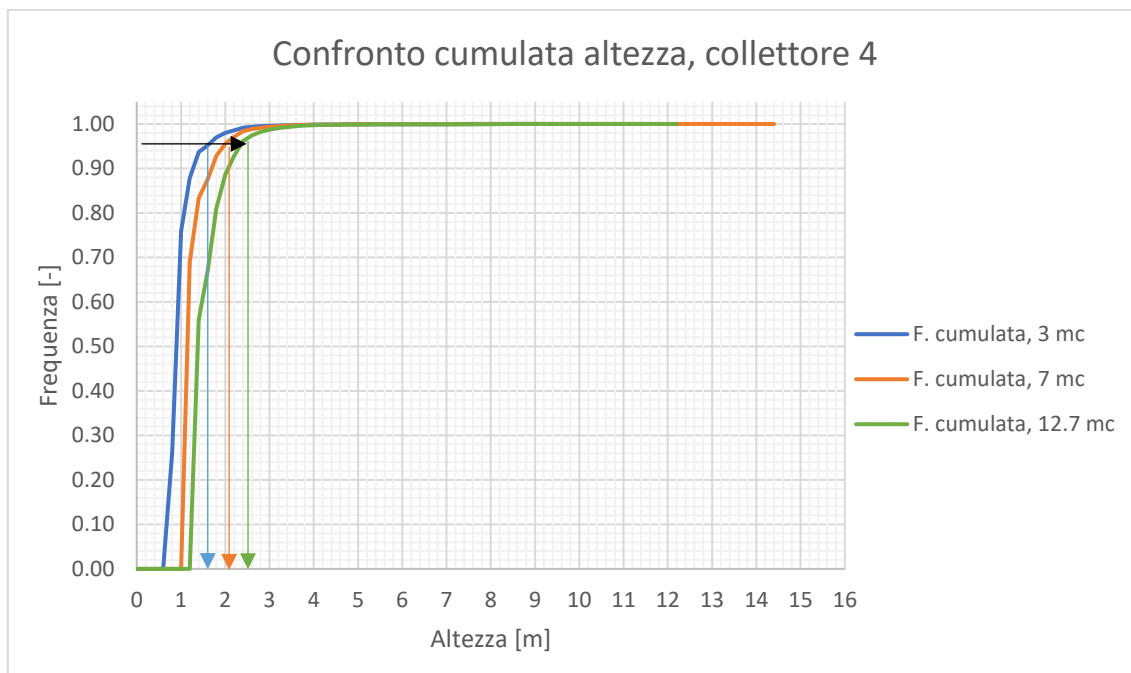


Figura 6.41 – Confronto cumulata dell'altezza di rimbalzo, collettore n° 4

I successivi tre grafici riguardano il collettore numero 5 che, in termini di variabili cinematiche, può essere paragonato al collettore numero 2.

In Figura 6.42 sono riportate le cumulate della velocità. In corrispondenza del 95° percentile si hanno valori di 22 m/s per il volume di 3 m³, 24 m/s per il volume di 7 m³ e 25 m/s per il volume di 12.7 m³.

In Figura 6.43 è rappresentata la cumulata dell'energia cinetica e, in correlazione del 95° percentile, si hanno valori di 2850 kJ per il volume di 3 m³, 7800 kJ per il volume di 7 m³ e 15150 kJ per il volume di 12.7 m³.

Le distribuzioni cumulate dell'altezza rimbalzo assumono, in coincidenza del 95° percentile, valore di 1.3 m per il volume di 3 m³, 1.7 m per il volume di 7 m³ e 2 m per il volume di 12.7 m³ (Figura 6.43).

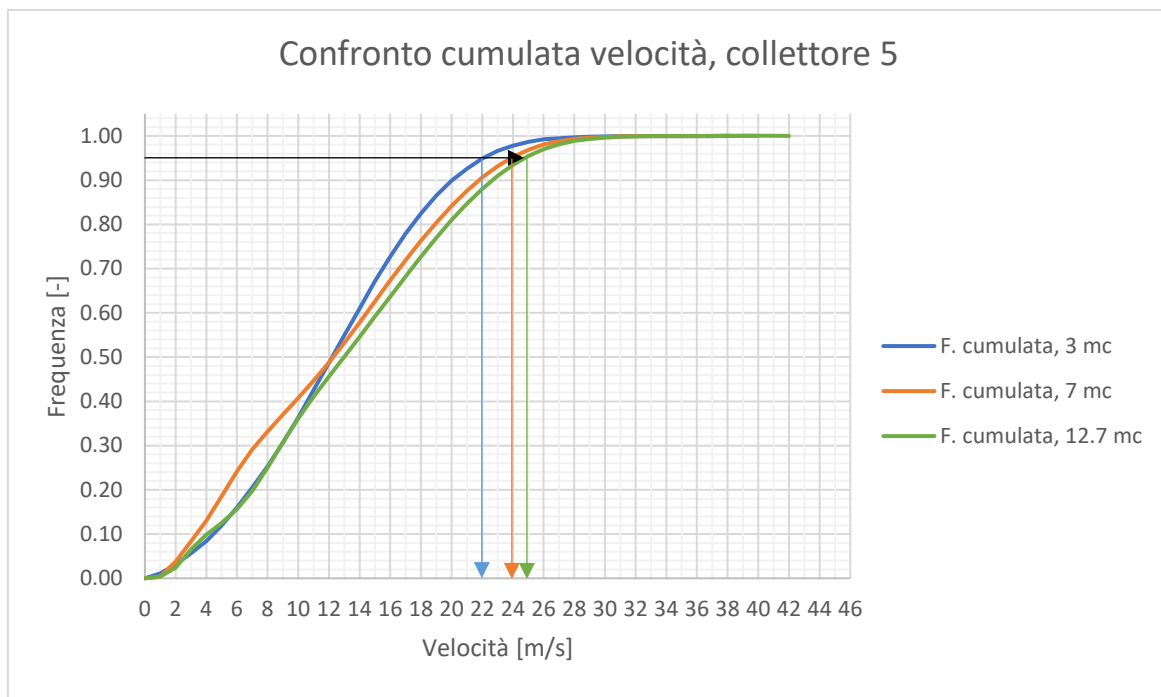


Figura 6.42 – Confronto cumulata della velocità, collettore n° 5

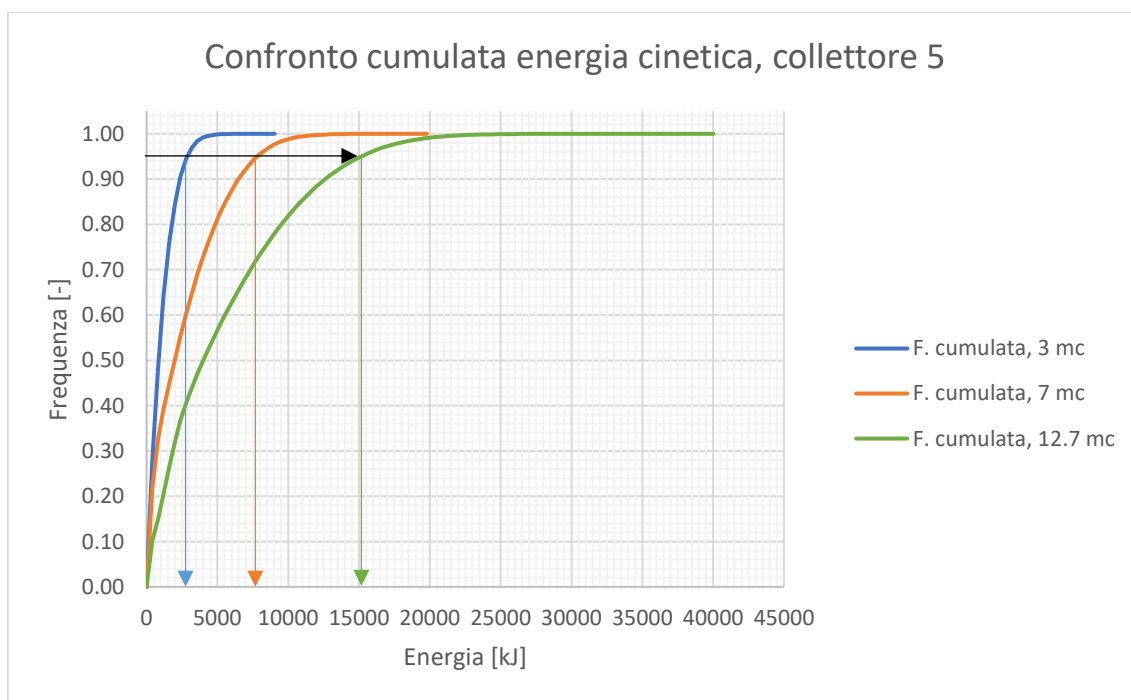


Figura 6.43 – Confronto cumulata dell'energia cinetica, collettore n° 5

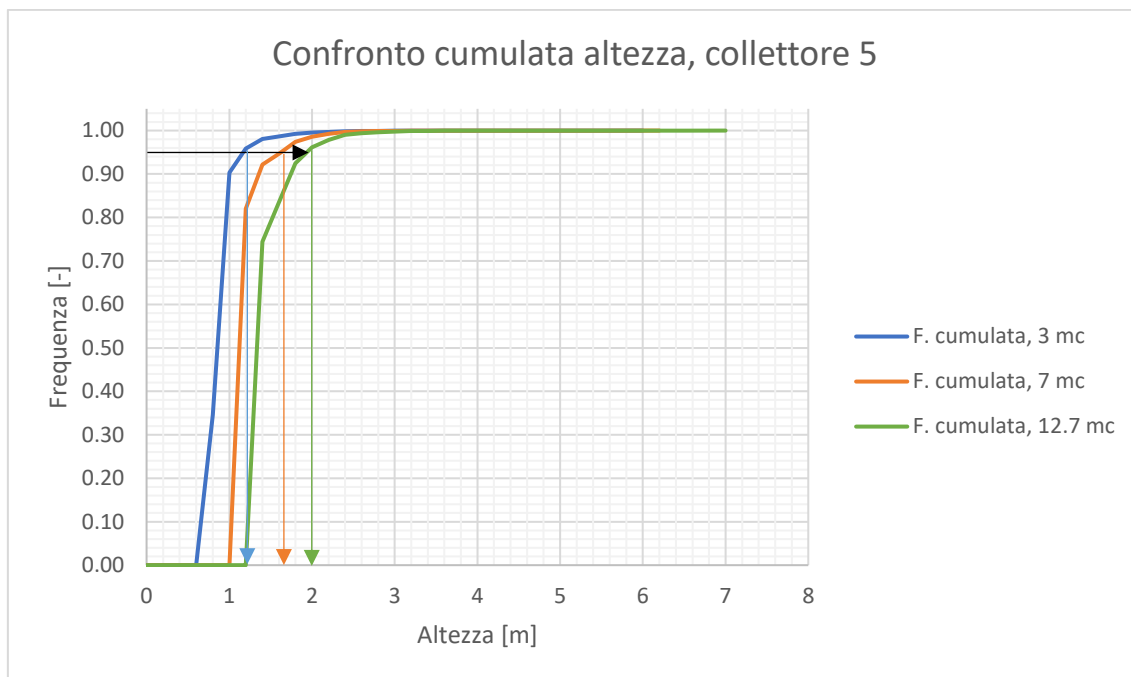


Figura 6.44 – Confronto cumulata dell'altezza di rimbalzo, collettore n° 5

I tre grafici seguenti si riferiscono al collettore numero 6, quello posizionato più a Est, che registra dei valori delle grandezze cinematiche comparabili (leggermente superiori) con quelli del collettore numero 1.

Dalla distribuzione cumulata delle velocità si osservano, in corrispondenza del 95° percentile, valori di 15.5 m/s per il volume di 3 m³, 17 m/s per il volume di 7 m³ e 18.5 m/s per il volume di 12.7 m³ (Figura 6.45).

In Figura 6.45 sono diagrammate le cumulate dell'energia cinetica e presentano, in coincidenza del 95° percentile, valori di 1600 kJ per il volume di 3 m³, 4400 kJ per il volume di 7 m³ e 9000 kJ per il volume di 12.7 m³.

Le distribuzioni cumulate dell'altezza rimbalzo assumono, in corrispondenza del 95° percentile, valore di 0.9 m per il volume di 3 m³, 1.2 m per il volume di 7 m³ e 1.5 m per il volume di 12.7 m³ (Figura 6.47).

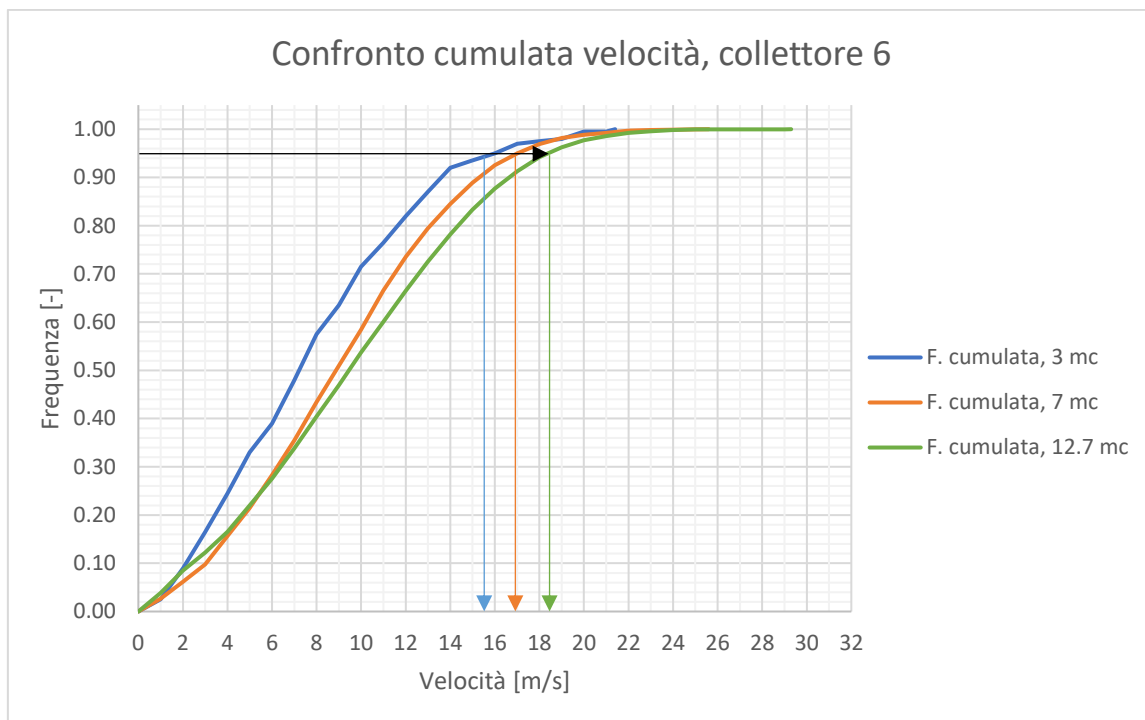


Figura 6.45 – Confronto cumulata dell'energia cinetica, collettore n° 6

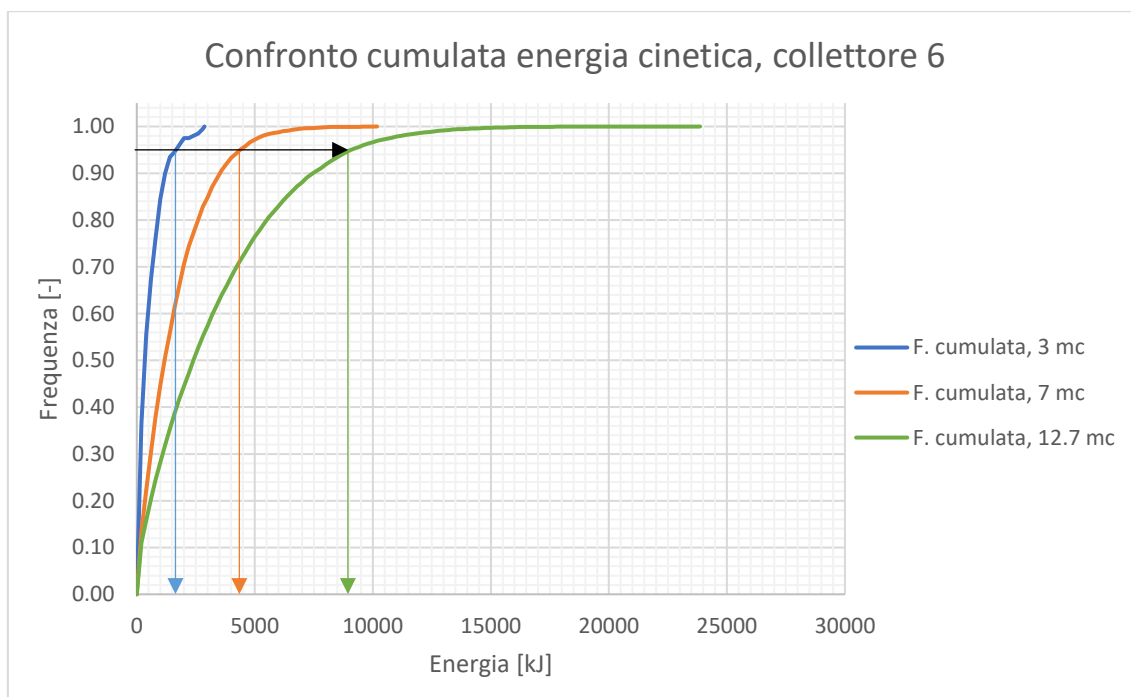


Figura 6.46 – Confronto cumulata dell'altezza di rimbalzo, collettore n° 6

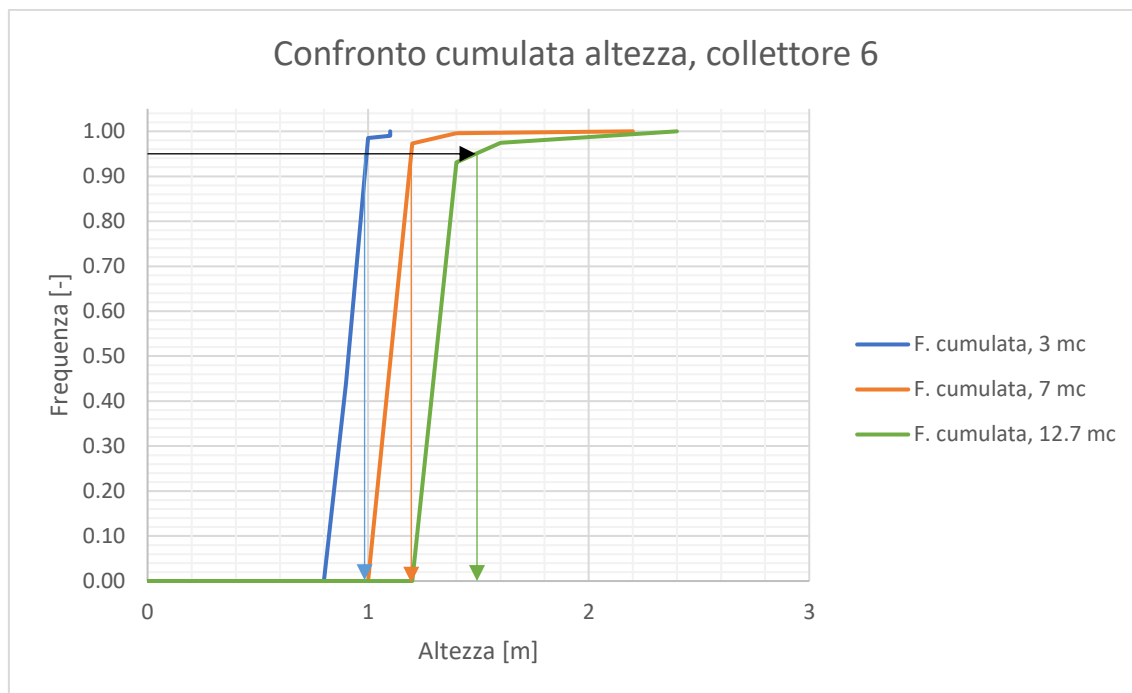


Figura 6.47 – Confronto cumulata dell'altezza di rimbalzo, collettore n° 6

7. Progettazione intervento di difesa

Fra gli interventi di mitigazione del rischio per caduta massi, si distinguono quelli di stabilizzazione e quelli di difesa. I primi hanno lo scopo di prevenire, impedire e ridurre il distacco e quindi vanno a influenzare la sua probabilità di occorrenza. Intervengono migliorando la resistenza meccanica (chiodi, tiranti), alterando il regime idraulico o direttamente eliminando la porzione di roccia instabile.

Gli interventi di difesa hanno invece il compito di rallentare, deviare e ostacolare le volumetrie in movimento in modo da ridurre il più possibile la loro energia. In ordine crescente di energia assorbibile si classificano in: reti in aderenza, barriere paramassi, rilevati paramassi e gallerie paramassi.

La scelta della tipologia di intervento da realizzare dev'essere effettuata in funzione dei requisiti prestazionali richiesti, della tipologia di terreno presente in sede, delle caratteristiche dei manufatti circostanti e dei vincoli normativi.

7.1 Scelta della tipologia di intervento

Dai risultati dell'analisi previsionale si evince che i collettori, in particolare in quelli centrali, sono interessati da energie cinetiche molto elevate (Tabella 7.1). Tali valori sono dovuti, oltre che alle volumetrie in gioco, alle pendenze molto elevate dei tratti di versante interessati dal moto dei blocchi. Quest'ultimo aspetto, unito alla carenza di infrastrutture viarie tali da poter permettere l'accesso ai mezzi di movimento terra, rende impraticabile la realizzazione di un rilevato paramassi in grado di assorbire gli elevati contenuti energetici riscontrati in fase di analisi previsionale. In realtà, anche l'installazione di una fila di barriera paramassi risulta assai complessa in quanto la parte aggettante sulle abitazioni più a Nord dell'abitato di Morliere è accessibile solo attraverso un sentiero di montagna (Figura 7.1-A). A riguardo, si riporta che l'installazione della nuova fila di barriere, sostitutive alla porzione distrutta nell'evento del 9/11/2011, è stata eseguita con

l'ausilio dell'elicottero (Figura 7.1-B). L'impossibilità di realizzare un rilevato paramassi, in concomitanza con le elevate energie in gioco, preclude il dimensionamento di un intervento di difesa per le volumetrie da 7 m³ e 12.7 m³. Si è quindi deciso di progettare, nell'ambito della presente tesi, una serie di barriere paramassi tenendo conto dei risultati ottenuti dall'analisi traiettografica per il volume di progetto di 3 m³. Tale volume corrisponde a un tempo di ritorno di 20 anni. In seguito, sono state eseguite due nuove simulazioni anche per le volumetrie di 7 e 12.7 m³, per indagare l'effetto delle opere di difesa proposte.

n° coll.	E_95 [kJ] - 3 m ³	E_95 [kJ] - 7 m ³	E_95 [kJ] - 12.7 m ³
1	1615.7	5463.1	10272.4
2	2605.3	7026.6	14197
3	6672.3	15959.3	28722.6
4	4647.8	11331	21762.8
5	2864.8	7799.9	15157.2
6	1600.8	4371.7	9071.2

Tabella 7.1 – 95° percentile dell'energia cinetica per i 6 collettori e le tre volumetrie di progetto



Figura 7.1 – A: sentiero di montagna a valle della barriera paramassi esistente; B: montaggio della barriera con l'ausilio dell'elicottero (Verbale di sopralluogo N° 01/2002)

7.2 Cenni teorici sulle barriere paramassi

Le barriere paramassi sono opere di difesa la cui funzione è quella di arrestare un blocco di roccia che cade lungo un versante grazie alla compartecipazione di tutti gli elementi che la compongono (Figura 7.2, Figura 7.3). Tutti gli elementi costituenti si combinano tra di loro formando quattro strutture:

- Struttura di intercettazione, costituita da una rete metallica con maglie di forma romboidale, quadrata o circolare e ha la funzione di intercettare il blocco, deformandosi in maniera elastica e/o plastica, e trasmettere le forze di impatto alle strutture di connessione, supporto e fondazione;
- Struttura di sostegno, costituita da montanti in metallo che hanno la funzione di mantenere l'intera struttura in posizione;
- Struttura di connessione, usualmente fatta di cavi metallici disposti in maniera perpendicolare alla struttura di intercettazione e ha il compito di trasmettere le forze agenti alle fondazioni; sui cavi possono essere montati dei freni o dissipatori di energia che, tramite deformazione plastica e attrito, riducono l'energia cinetica di impatto;
- Struttura di fondazione, generalmente costituita da tiranti o plinti in calcestruzzo, che ha il compito di trasmettere al terreno le azioni che il blocco di roccia impattante esercita sulla barriera. La sua progettazione è responsabilità del progettista che è tenuto a seguire le norme nazionali.

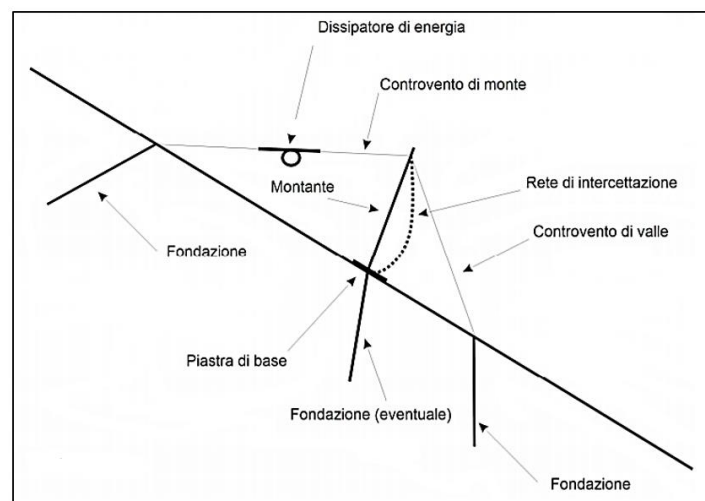


Figura 7.2 – Elementi costitutivi della barriera paramassi, vista laterale (ETAG027, 2008)

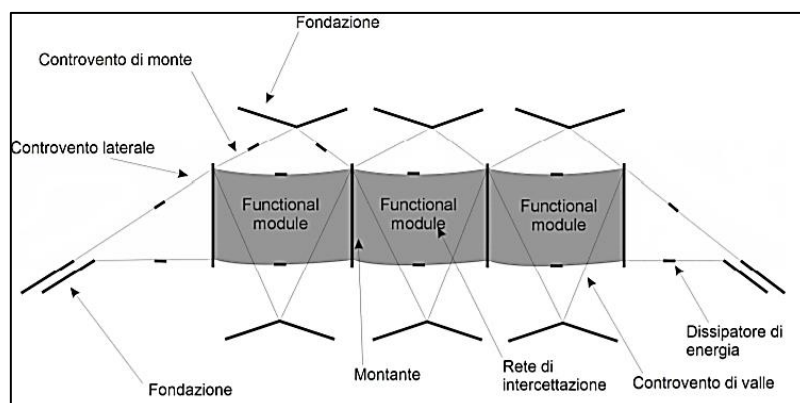


Figura 7.3 - Elementi costitutivi della barriera paramassi, vista frontale (ETAG027, 2008)

In Europa le linee guida di riferimento sono le l'ETAG027 che descrivono quali procedure e prove in vera grandezza devono essere realizzate per poter ottenere la marcatura CE dei prodotti. Le prove in campo sono realizzate con una barriera costituita da tre moduli allineati che quindi costituiscono la minima lunghezza raccomandata.

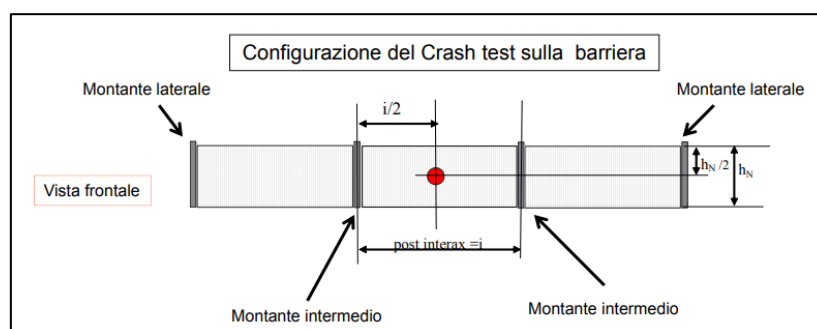


Figura 7.4 – Configurazione del crash test per ottenere la marcatura CE (Maccaferri)

Esistono una serie di parametri geometrici e di funzionamento che caratterizzano le barriere paramassi. A seguire viene data una breve descrizione di ciascuno di essi:

- Geometria e schema di montaggio della barriera per le condizioni di prova e in sito, in quanto le caratteristiche del terreno potrebbero richiedere variazioni nello schema di montaggio;
- Altezza della barriera in sito, misurata ortogonalmente al pendio e corrisponde alla massima altezza di intercettazione;
- L'energia massima del blocco che può essere dissipata dalla barriera. Sono definiti due livelli di energia cinetica che prendono il nome di MEL "maximum

Energy Level” e SEL “Service Energy Level” che è uguale ad 1/3 del livello energetico MEL. In entrambi i casi, per calcolare l’energia cinetica, si fa riferimento a un masso omogeneo e regolare che impatta la barriera con una velocità superiore a 25 m/s. Per il livello energetico SEL si eseguono due lanci consecutivi e, a seguito del primo impatto, l’altezza della barriera dev’essere uguale o superiore al 70% della sua altezza nominale e tra un evento e l’altro non ci devono essere importanti interventi di ripristino o manutenzione;

- Altezza residua a seguito dell’impatto: misurata come differenza di altezza tra la fune longitudinale superiore e inferiore e definisce la categoria della barriera:
 - A) altezza residua $\geq 50\%$ dell’altezza nominale;
 - B) altezza residua compresa tra il 30% e il 50% dell’altezza nominale;
 - C) altezza residua $\leq 30\%$ dell’altezza nominale;
- Elongazione della barriera a causa di un impatto con livello energetico MEL.

In funzione dei due livelli energetici MEL e SEL sopra descritti, le barriere paramassi vengono classificate in 9 classi (Tabella 7.2).

L. Energia	0	1	2	3	4	5	6	7	8
MEL [kJ]	100	2500	500	1000	1500	2000	3000	4500	> 4500
SEL [kJ]	-	85	170	330	500	660	1000	1500	> 1500

Tabella 7.2 – Classi energetiche definite in funzione della capacità di assorbimento MEL e SEL

La progettazione di una barriera paramassi si basa sulla definizione di 5 parametri di progetto che sono:

- Velocità di progetto, calcolata andando a moltiplicare il suo frattile al 95° percentile, ottenuto dall’analisi di propagazione, per un coefficiente di sicurezza γ_F che a sua volta è il prodotto di due coefficienti γ_{Tr} e γ_{Dp} :

$$v_p = v_{95} \cdot \gamma_F = v_{95} \cdot \gamma_{Tr} \cdot \gamma_{Dp} \quad (7.1)$$

dove:

γ_{Tr} è un coefficiente che tiene conto dell’attendibilità delle traiettorie e vale 1.02 per analisi bidimensionali o tridimensionali i cui parametri sono stati tarati

mediante back-analysis e 1.10 per analisi bidimensionali con coefficienti di restituzione determinati tramite bibliografia;

γ_{Dp} è un coefficiente che tiene conto della qualità di discretizzazione del pendio e vale 1.02 nel caso di rilievo accurato (DTM) e 1.1 se la qualità di discretizzazione è bassa.

- Massa di progetto, definita dalla seguente equazione:

$$m_p = (V_p \cdot \gamma) \cdot \gamma_m = (V_p \cdot \gamma) \cdot \gamma_\gamma \cdot \gamma_{vol} \quad (7.2)$$

dove:

γ è la densità della roccia;

V_p = volume del blocco di progetto utilizzato nell'analisi traiettografica;

γ_m = è un fattore di sicurezza che viene espresso come prodotto di due coefficienti:

γ_γ = coefficiente funzione del modo con il quale viene valutata la densità della roccia (assunto generalmente pari all'unità);

γ_{vol} = coefficiente che tiene conto della precisione con la quale è stato definito il volume di progetto del blocco utilizzato per l'analisi traiettografica ed è pari a: 1.02 per rilievi accurati in situ, 1.10 in assenza di rilievi;

- Energia cinetica di progetto, calcolata attraverso la formula:

$$E_p = \frac{1}{2} m_p v_p^2 = \frac{1}{2} \cdot \left((V_p \cdot \gamma) \cdot \gamma_\gamma \cdot \gamma_{vol} \right) \cdot (v_{95} \cdot \gamma_{Tr} \cdot \gamma_{Dp})^2 \quad (7.3)$$

- Altezza di intercettazione, definita moltiplicando il frattile al 95° percentile per il coefficiente γ_F e sommando un franco di sicurezza che sarà pari almeno al diametro di una sfera avente volume equivalente a quello di progetto.

$$h_p = h_{95} \cdot \gamma_F + f = h_{95} \cdot \gamma_{Tr} \cdot \gamma_{Dp} + f \quad (7.4)$$

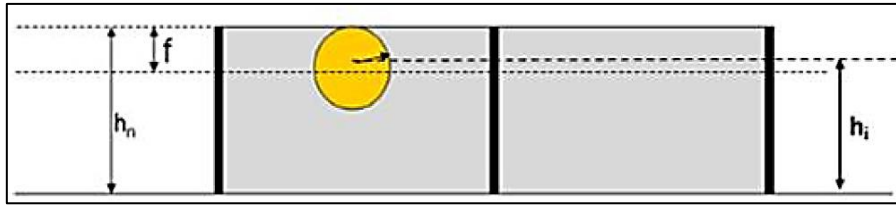


Figura 7.5 – Schema per il calcolo dell'altezza di intercettazione (Barbero, 2016)

- Elongazione massima di progetto, definita dalla formula:

$$d_A = d_{MEL,max} \cdot \gamma_D \quad (7.5)$$

dove:

$d_{MEL,max}$ = valore definito tramite prove in vera grandezza e relativo al livello energetico MEL;

γ_D = coefficiente di sicurezza che tiene conto della tipologia di impatto e vale:

- 1.3 se è disponibile solamente il valore della prova in vera grandezza con valore energetico MEL;
- 1.5 se le maglie terminali ricadono all'interno dell'area di invasione o la barriera ha meno di tre moduli;
- 1.0 se il dimensionamento avviene considerando il livello energetico SEL.

Il posizionamento della barriera dev'essere effettuato applicando i seguenti criteri:

- Nel rispetto degli elementi da proteggere, posizionare la barriera il più possibile a valle per motivi logistici, legati alla cantierizzazione, e per aumentare il numero di massi che si arrestano naturalmente;
- Individuazione di una zona di facile accesso alla cantierizzazione e preferire tratti pianeggianti o al più con pendenze modeste;
- Preferire tratti caratterizzati da valori di energie cinetiche e altezze di rimbalzo non elevati.

Scelto il valore energetico di progetto e la barriera da utilizzare, si dovranno eseguire le verifiche in termini di energia, altezza di intercettazione e massima elongazione.

L'energia che la barriera è in grado di dissipare in condizioni di sicurezza dev'essere maggiore dell'energia di progetto (equazione 7.3). In pratica deve risultare soddisfatta la disuguaglianza:

$$E_p = \frac{E_{barriera}}{\gamma_E} \leq 0 \quad (7.6)$$

dove:

$E_{barriera}$ è l'energia della barriera dichiarata dal produttore a seguito delle prove in vera grandezza;

γ_E è un coefficiente di sicurezza che viene applicato solo al livello energetico MEL e vale 1.20 (1.00 se si utilizza il livello energetico SEL). Se per necessità morfologiche risulti necessario installare una barriera con un numero di campate inferiore a 3, γ_E vale:

- 1.00 livello energetico SEL;
- 1.20 livello energetico MEL in presenza di 2 stendimenti paralleli;
- 2.00 livello energetico MEL in presenza di un solo stendimento.

L'altezza di intercettazione, misurata normalmente rispetto alla pendenza locale del pendio nel luogo di installazione e depurata dal franco superiore della barriera (definito dal produttore), dev'essere maggiore dell'altezza di progetto (equazione 7.2.4):

$$h_p - h_i \leq 0 \quad (7.7)$$

L'ultima verifica da fare riguarda la massima elongazione della barriera. In particolare, la massima elongazione dovuta a un contenuto energetico MEL, moltiplicata per un fattore di sicurezza d_A , dev'essere inferiore alla distanza, d_p , tra la barriera e il manufatto (qualora esistesse) più vicino da proteggere.

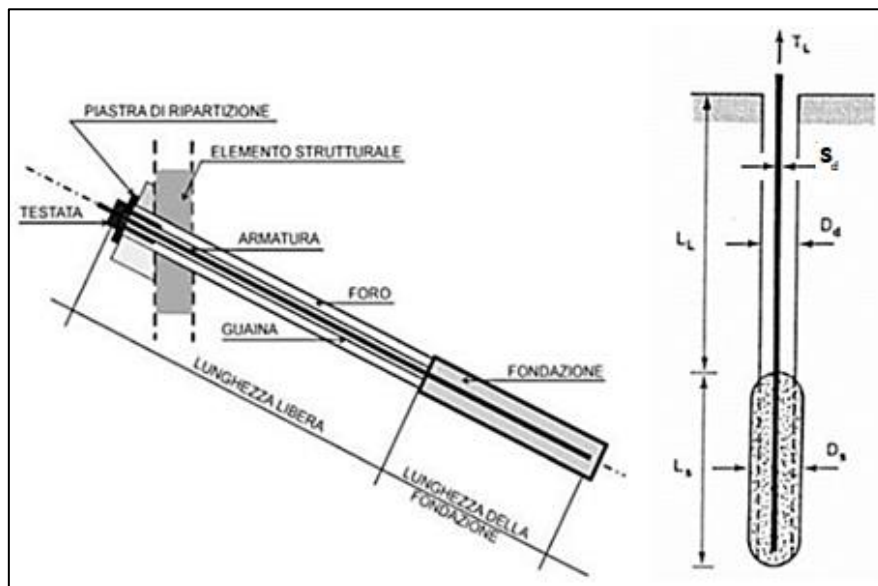
$$d_p - d_A \geq 0 \quad (7.8)$$

7.3 Dimensionamento e verifica delle fondazioni

Le struttura di fondazione è generalmente costituita da tiranti o plinti in calcestruzzo che hanno il compito di trasmettere al terreno le azioni che il blocco di roccia impattante esercita sulla barriera. La progettazione degli elementi (lunghezza e diametro di perforazione) è eseguita dal progettista in funzione delle norme nazionali (NTC2018).

Un metodo per il dimensionamento e verifica delle fondazioni è quello di Bustamante e Doix del 1985 che consiste nel calcolo di tre grandezze (Figura 7.6):

- Dimensione della sezione del tirante (S_d) attraverso il massimo tiro atteso alla fondazione (definito dal produttore);
- Lunghezza libera (L_L) che, nel caso di una barriera paramassi, è nulla in quanto l'ancoraggio viene cementato per tutta la sua lunghezza;
- Lunghezza del bulbo di ancoraggio (L_s) che deve soddisfare due verifiche: la prima riguarda lo sfilamento dell'armatura dalla malta cementizia e solitamente non viene eseguita in quanto le miscele cementizie offrono tensioni di contatto molto elevate, dell'ordine dei 2 MPa; la seconda verifica si riferisce allo sfilamento della fondazione dal terreno.



Dal diametro di perforazione (D_D) che è definito dal produttore e riportato nella scheda tecnica del prodotto, si calcola il diametro del bulbo di ancoraggio (D_S) attraverso l'equazione:

$$D_S = D_D \cdot \alpha \quad (7.9)$$

Dove α è un coefficiente maggiorativo e dipende sia dalla natura e caratteristiche del suolo e sia dalla tecnologia di iniezione della malta cementizia. Il valore può essere determinato attraverso la Tabella 7.3 (Viggiani, 1999).

Terreno	Valori di α		Quantità minima di miscela consigliata
	IRS	IGU	
Ghiaia	1,8	1,3 - 1,4	1,5 Vs
Ghiaia sabbiosa	1,6 - 1,8	1,2 - 1,4	1,5 Vs
Sabbia ghiaiosa	1,5 - 1,6	1,2 - 1,3	1,5 Vs
Sabbia grossa	1,4 - 1,5	1,1 - 1,2	1,5 Vs
Sabbia media	1,4 - 1,5	1,1 - 1,2	1,5 Vs
Sabbia fine	1,4 - 1,5	1,1 - 1,2	1,5 Vs
Sabbia limosa	1,4 - 1,5	1,1 - 1,2	IRS: (1,5 - 2)Vs; IGU: 1,5Vs
Limo	1,4 - 1,6	1,1 - 1,2	IRS: 2Vs; IGU: 1,5Vs
Argilla	1,8 - 2,0	1,2	IRS: (2,5 - 3)Vs; IGU: (1,5 - 2)Vs
Marna	1,8	1,1 - 1,2	(1,5 - 2)Vs per strati compatti
Calcari marnosi	1,8	1,1 - 1,2	(2 - 6)Vs o più per strati fratturati
Calcari alterati o fratturati	1,8	1,1 - 1,2	
Roccia alterata e/o fratturata	1,2	1,1	(1,1 - 1,5)Vs per strati poco fratturati 2Vs o più per strati fratturati

Tabella 7.3 – Valori del coefficiente α (Viggiani, 1999)

dove: IRS (ripetuta) e IGU (unica) definiscono la tipologia di iniezione della malta.

La lunghezza del bulbo di ancoraggio (L_S) è calcolata esplicitando la relazione seguente rispetto a L_S :

$$T_L = \pi \cdot D_S \cdot L_S \cdot q_S \quad (7.10)$$

Dove:

T_L è il massimo tiro che può sopportare il tirante e viene definito dal costruttore e riportato nella scheda tecnica;

q_S è la resistenza tangenziale unitaria che si sviluppa lungo la superficie laterale del bulbo. Il suo valore dipende sia dalla natura e caratteristiche del terreno e sia dalla tecnologia di iniezione della malta cementizia. Il valore può essere determinato attraverso la Tabella 7.3 e l'abaco in Figura 7.7. Nel presente elaborato si è assunta la tipologia IGU (iniezione unica) con pressione di iniezione di 3 MPa.

Terreno	Tipo di iniezione	
	IRS	IGU
Da ghiaia a sabbia limosa	SG 1	SG 2
Limo e argilla	AL 1	AL 2
Marna, calcare marnoso, calcare tenero fratturato	MC 1	MC 2
Roccia alterata e/o fratturata	$\geq R 1$	$\geq R 2$

Tabella 7.4 – Scelta dell'abito per la determinazione di q_s in funzione del materiale (Bustamante e Doix, 1985)

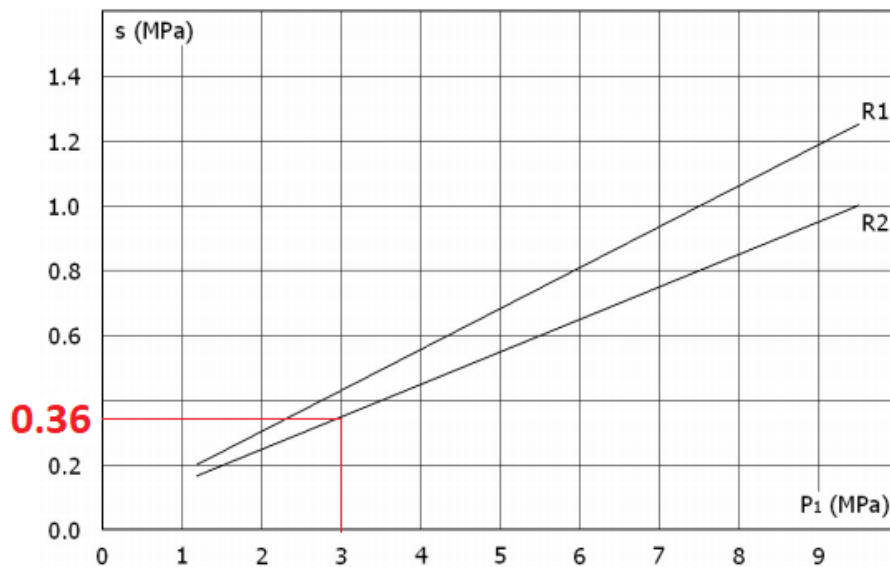


Figura 7.7 – Abaco per la determinazione di q_s negli ammassi rocciosi in funzione della pressione di iniezione della malta (Bustamante e Doix, 1985)

dove: dove s è la resistenza unitaria, P_1 è la pressione di iniezione della malta cementizia e R_1 e R_2 rappresentano le curve di resistenza.

Determinata la lunghezza di ancoraggio del tirante, si procede con la sua verifica allo stato limite ultimo secondo le prescrizioni riportate nel paragrafo 6.6.2 delle NTC2018 che impongono che le resistenze di progetto (R_d) devono essere maggiori o al più uguali alle azioni di progetto (E_d).

In particolare, si effettuano tre verifiche distinte che riguardano: interfaccia malta-acciaio, interfaccia malta-terreno e resistenza dell'armatura.

La prima risulta generalmente soddisfatta in quanto le miscele cementizie offrono tensioni di contatto molto elevate, dell'ordine dei 2 MPa.

Per le verifiche relative all'interfaccia malta-terreno e dell'armatura, si utilizza l'approccio A1+M1+R3 che tiene conto dei coefficienti parziali riportati nelle tabelle Tabella 7.5, Tabella 7.6 e Tabella 7.7.

CARICHI	EFFETTO	Coefficiente Parziale γ (o γ_F)	EQU	(A1) STR	(A2) GEO
Permanenti	Favorevole	γ_{G1}	0,9	1,0	1,0
	Sfavorevole		1,1	1,3	1,0
Permanenti non strutturali ⁽¹⁾	Favorevole	γ_{G2}	0,0	0,0	0,0
	Sfavorevole		1,5	1,5	1,3
Variabili	Favorevole	γ_{Qs}	0,0	0,0	0,0
	Sfavorevole		1,5	1,5	1,3

Tabella 7.5 – Coefficienti parziali per le azioni o per l'effetto delle azioni (Tabella 6.2.I NTC 2018)

PARAMETRO	GRANDEZZA ALLA QUALE APPLICARE IL COEFFICIENTE PARZIALE	COEFFICIENTE PARZIALE γ_M	(M1)	(M2)
Tangente dell'angolo di resistenza al taglio	$\tan \phi'_k$	$\gamma_{\phi'}$	1,0	1,25
Coesione efficace	c'_k	$\gamma_{c'}$	1,0	1,25
Resistenza non drenata	c_{uk}	γ_{cu}	1,0	1,4
Peso dell'unità di volume	γ	γ_r	1,0	1,0

Tabella 7.6 – Coefficienti parziali per i parametri geotecnici del terreno (Tabella 6.2.II NTC 2018)

	SIMBOLO γ_R	COEFFICIENTE PARZIALE
Temporanei	$\gamma_{Ra,t}$	1,1
Permanenti	$\gamma_{Ra,p}$	1,2

Tabella 7.7 – Coefficienti parziali per la resistenza degli ancoraggi (Tabelle 6.6.I NTC 2018)

Per la verifica malta terreno si utilizza l'equazione 7.11 che viene risolta rispetto alla lunghezza del bulbo di ancoraggio (L_s) e quindi risulta sempre soddisfatta

$$T_L \cdot \gamma_F = \frac{\pi \cdot D_s \cdot L_s \cdot q_s}{\gamma_R \cdot \xi} \quad (7.11)$$

Dove ξ è un coefficiente di correzione della resistenza e, non avendo alcun dato, è stato utilizzato il valore più cautelativo di 1.80 (Tabella 7.8).

numero di profili di indagine	1	2	3	4	≥ 5
ξ_{s3}	1,80	1,75	1,70	1,65	1,60
ξ_{s4}	1,80	1,70	1,65	1,60	1,55

Tabella 7.8 – Fattori di correlazione per derivare la resistenza caratteristica dalle prove geotecniche, in funzione del numero n di profili di indagine (Tabella 6.6.III NTC2018)

Per la verifica di resistenza dell'armatura si confronta l'azione di progetto E_d con la resistenza di progetto R_d .

$$E_d = T_L \cdot \gamma_F \quad (7.12)$$

$$R_d = \min\left(\frac{f_{p0,1k}}{1.15}; \frac{f_{pk}}{1.35}\right) \quad (7.13)$$

Dove $f_{p0,1k}$ è la resistenza a snervamento dell'armatura e f_{pk} quella a rottura ed entrambe sono definite dal produttore e riportate nella scheda tecnica del prodotto.

7.4 Progettazione barriere e tiranti di ancoraggio

Seguendo quanto riportato nei paragrafi precedenti, sono state progettate una serie di barriere paramassi (Figura 7.8) tenendo in considerazione i risultati ottenuti dall'analisi traiettografica con il volume di progetto di 3 m³ (Tabella 7.9).

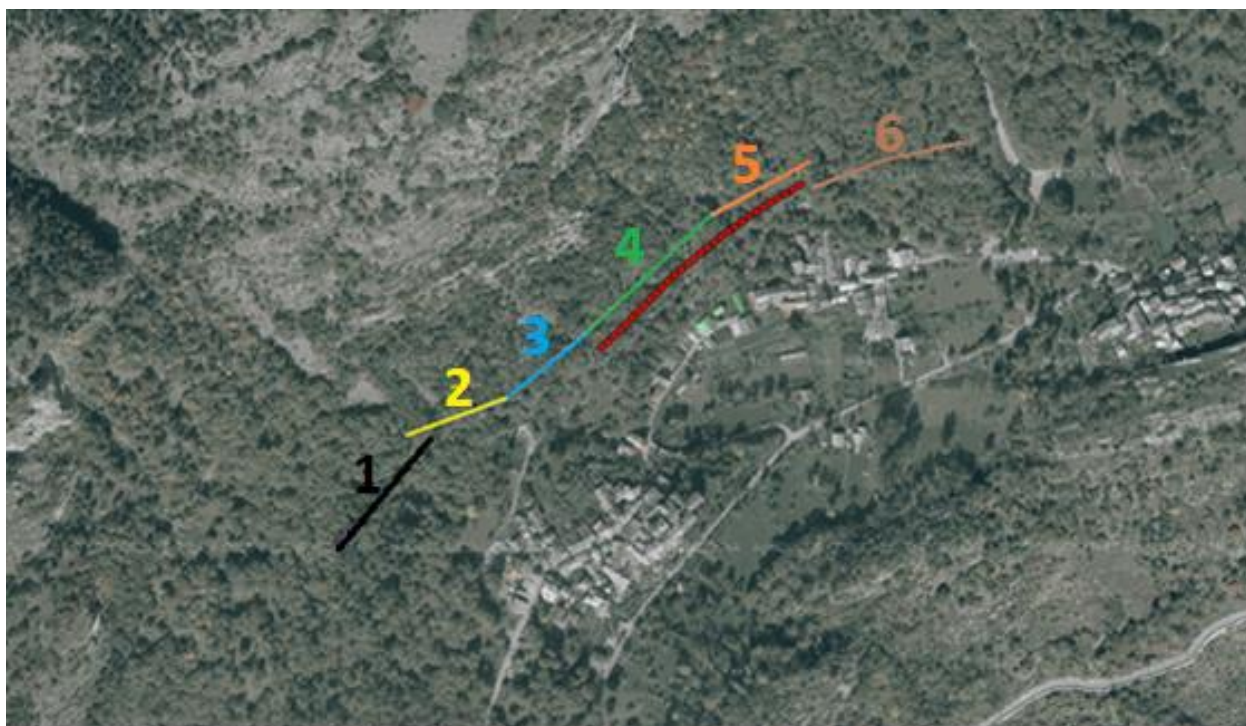


Figura 7.8 – Posizionamento barriere paramassi (QGIS 2.18.28)

n° coll.	E_95 [kJ]	V_95 [m/s]	Ph_95 [m]
1	1616	16.2	1.1
2	2605	21.1	1.1
3	6672	33.5	2.6
4	4648	27.7	1.7
5	2865	22.1	1.3
6	1601	15.6	0.9

Tabella 7.9 – Frattili al 95% ricavati dall'analisi traiettografica per il volume di progetto di 3 m³

7.4.1 Barriera n° 1

Nelle pagine seguenti vengono riportati i calcoli relativi alla barriera numero 1, ovvero quella posizionata più a Ovest, e relativi ancoraggi.

Per determinare la classe energetica della barriera è utilizzata la Tabella 7.2 nella quale si entra con il valore dell'energia cinetica in corrispondenza del 95° percentile. Quest'ultimo è pari a 1616 kJ per cui si sceglie una barriera paramassi che abbia almeno classe energetica pari a 5 che corrisponde a 2000 kJ. La capacità effettiva della barriera verrà utilizzata successivamente per effettuare la verifica di assorbimento in condizioni di sicurezza (equazione 7.6).

Attraverso le equazioni illustrate in precedenza nel paragrafo 7.2 sono stati determinati i valori di progetto:

$$\begin{array}{ll} \text{Massa di} & m_p = \left(3.003[m^3] \cdot 2500 \left[\frac{kg}{m^3} \right] \right) \cdot 1.1 \cdot 1 = 8258.25[kg] \\ \text{progetto:} & \end{array} \quad (7.14)$$

$$\begin{array}{ll} \text{Velocità di} & v_p = 16.2 \left[\frac{m}{s} \right] \cdot 1.02 \cdot 1.1 = 18.18 \left[\frac{m}{s} \right] \\ \text{progetto:} & \end{array} \quad (7.15)$$

$$\begin{array}{ll} \text{Energia} & E_p = \frac{1}{2} \cdot 8258.25[kg] \cdot \left(18.18 \left[\frac{m}{s} \right] \right)^2 \cdot 10^{-3} = 1364.19[kJ] \\ \text{cinetica di} & \\ \text{progetto:} & \end{array} \quad (7.16)$$

$$\begin{array}{ll} \text{Altezza di} & h_p = 1.1[m] \cdot 1.02 \cdot 1.1 + 0.89 = 2.13[m] \\ \text{intercettazione} & \\ \text{di progetto:} & \end{array} \quad (7.17)$$

$$\begin{array}{ll} \text{Massima} & d_A = 5.25[m] \cdot 1.3 = 6.83[m] \\ \text{elongazione di} & \\ \text{progetto:} & \end{array} \quad (7.18)$$

A titolo di esempio è stata scelta la barriera paramassi “RMC200/A”, prodotta dalla ditta Maccaferri, che possiede una capacità di assorbimento di 2083 kJ e un'altezza residua maggiore del 70% dell'altezza nominale, entrambe calcolate a seguito di una prova MEL.

Verifica della massima energia cinetica dissipabile dalla barriera in condizioni di sicurezza:

$$E_p - \frac{E_{barriera}}{\gamma_E} = 1364.19[kJ] - \frac{2083[kJ]}{1.2} = -371.65[kJ] \rightarrow V. \quad (7.19)$$

Verifica dell'altezza di intercettazione della barriera:

$$h_p - h_i = 2.13[m] - 5[m] = -2.87[m] \rightarrow V. \quad (7.20)$$

Verifica della massima deformazione della barriera paramassi:

$$d_p - d_A = 35[m] - 6.83[m] = 28.18[m] \rightarrow V. \quad (7.21)$$

Attraverso il metodo i Bustamante e Doix sono stati dimensionati i tiranti di monte e quelli laterali.

Ancoraggi di monte

Per gli ancoraggi di monte sono state scelte barre di acciaio con diametro pari a 20 mm, diametro di perforazione di 90 mm e tiro massimo di 150.05 kN determinato a seguito di una prova MEL. I restanti valori sono stati calcolati utilizzando le equazioni 7.9 e 7.11:

$$D_s = D_D \cdot \alpha = 90[mm] \cdot 1.1 = 99[mm] \quad (7.22)$$

$$L_s = \frac{T_L \cdot \gamma_F \cdot \gamma_R \cdot \xi}{\pi \cdot D_s \cdot q_s} = \frac{150.05[kN] \cdot 1.3 \cdot 1.2 \cdot 1.8}{\pi \cdot 99[mm] \cdot 0.36[MPa]} = 3.76[m] \rightarrow 4[m] \quad (7.23)$$

Le verifiche relative all'interfaccia malta-acciaio e interfaccia malta-terreno sono soddisfatte mentre per la resistenza dell'armatura sono state utilizzate le equazioni 7.12 e 7.13

$$E_d = 150.05[kN] \cdot 1.3 = 195.07[kN] \quad (7.24)$$

$$R_d = \min\left(\frac{525[kN]}{1.15}; \frac{580[kN]}{1.35}\right) = 429.63[kN] \quad (7.25)$$

Essendo $R_d > E_d$ la verifica risulta essere soddisfatta.

Ancoraggi laterali

Per gli ancoraggi laterali sono state scelte barre di acciaio con diametro pari a 20 mm, diametro di perforazione di 90 mm e tiro massimo di 237.20 kN determinato a seguito di una prova MEL. Il procedimento di dimensionamento e verifica si basa sulle stesse equazioni utilizzate per l'ancoraggio di monte:

$$D_S = D_D \cdot \alpha = 90[mm] \cdot 1.3 = 99[mm] \quad (7.26)$$

$$L_S = \frac{T_L \cdot \gamma_F \cdot \gamma_R \cdot \xi}{\pi \cdot D_S \cdot q_s} = \frac{237.20[kN] \cdot 1.3 \cdot 1.2 \cdot 1.8}{\pi \cdot 99[mm] \cdot 0.36[MPa]} = 5.95[m] \rightarrow 6[m] \quad (7.27)$$

$$E_d = 237.20[kN] \cdot 1.3 = 308.36[kN] \quad (7.28)$$

$$R_d = \min\left(\frac{525[kN]}{1.15}; \frac{580[kN]}{1.35}\right) = 429.63[kN] \quad (7.29)$$

Essendo $R_d > E_d$ la verifica risulta essere soddisfatta.

7.4.2 Barriera n° 2

A seguire sono riportate le equazioni utilizzate (le stesse della barriera 1) per ottenere i valori di progetto ed eseguire le verifiche della barriera paramassi numero 2 e relativi ancoraggi.

Massa di progetto: $m_p = \left(3.003[m^3] \cdot 2500 \left[\frac{kg}{m^3}\right]\right) \cdot 1.1 \cdot 1 = 8258.25[kg] \quad (7.30)$

Velocità di progetto: $v_p = 21.1 \left[\frac{m}{s}\right] \cdot 1.02 \cdot 1.1 = 23.67 \left[\frac{m}{s}\right] \quad (7.31)$

Energia cinetica di progetto: $E_p = \frac{1}{2} \cdot 8258.25[kg] \cdot \left(23.67 \left[\frac{m}{s}\right]\right)^2 \cdot 10^{-3} = 2314.24[kJ] \quad (7.32)$

Altezza di intercettazione di progetto: $h_p = 1.1[m] \cdot 1.02 \cdot 1.1 + 0.89 = 2.13[m] \quad (7.33)$

Massima
elongazione di
progetto:

$$d_A = 6.05[m] \cdot 1.3 = 7.87[m] \quad (7.34)$$

A titolo di esempio è stata scelta la barriera paramassi “RMC300/A”, prodotta dalla ditta Maccaferri, che possiede una capacità di assorbimento di 3136 kJ e un’altezza residua maggiore del 70% dell’altezza nominale, entrambe calcolate a seguito di una prova MEL.

Verifica della massima energia cinetica dissipabile dalla barriera in condizioni di sicurezza:

$$E_p - \frac{E_{barriera}}{\gamma_E} = 2314.24[kJ] - \frac{3136 [kJ]}{1.2} = -299.09[kJ] \rightarrow V. \quad (7.35)$$

Verifica dell’altezza di intercettazione della barriera:

$$h_p - h_i = 2.13[m] - 5[m] = -2.87[m] \rightarrow V. \quad (7.36)$$

Verifica della massima deformazione della barriera paramassi:

$$d_p - d_A = 35[m] - 7.87[m] = 27.14[m] \rightarrow V. \quad (7.37)$$

Ancoraggi di monte

Per gli ancoraggi di monte sono state scelte barre di acciaio con diametro pari a 20 mm, diametro di perforazione di 100 mm e tiro massimo di 243.37 kN determinato a seguito di una prova MEL. I restanti valori sono stati calcolati utilizzando le equazioni 7.9 e 7.11:

$$D_S = D_D \cdot \alpha = 90[mm] \cdot 1.1 = 110[mm] \quad (7.38)$$

$$L_S = \frac{T_L \cdot \gamma_F \cdot \gamma_R \cdot \xi}{\pi \cdot D_S \cdot q_s} = \frac{243.37[kN] \cdot 1.3 \cdot 1.2 \cdot 1.8}{\pi \cdot 110[mm] \cdot 0.36[MPa]} = 5.49[m] \rightarrow 6[m] \quad (7.39)$$

Le verifiche relative all'interfaccia malta-acciaio e interfaccia malta-terreno sono soddisfatte mentre per la resistenza dell'armatura sono state utilizzate le equazioni 7.12 e 7.13.

$$E_d = 243.37[kN] \cdot 1.3 = 316.38[kN] \quad (7.40)$$

$$R_d = \min\left(\frac{525[kN]}{1.15}; \frac{580[kN]}{1.35}\right) = 429.63[kN] \quad (7.41)$$

Essendo $R_d > E_d$ la verifica risulta essere soddisfatta.

Ancoraggi laterali

Per gli ancoraggi laterali sono state scelte barre di acciaio con diametro pari a 20 mm, diametro di perforazione di 100 mm e tiro massimo di 300 kN determinato a seguito di una prova MEL. Il procedimento di dimensionamento e verifica si basa sulle stesse equazioni utilizzate per l'ancoraggio di monte:

$$D_S = D_D \cdot \alpha = 100[mm] \cdot 1.3 = 110[mm] \quad (7.42)$$

$$L_S = \frac{T_L \cdot \gamma_F \cdot \gamma_R \cdot \xi}{\pi \cdot D_S \cdot q_s} = \frac{300[kN] \cdot 1.3 \cdot 1.2 \cdot 1.8}{\pi \cdot 110[mm] \cdot 0.36[MPa]} = 6.77[m] \rightarrow 7[m] \quad (7.43)$$

$$E_d = 300[kN] \cdot 1.3 = 390[kN] \quad (7.44)$$

$$R_d = \min\left(\frac{525[kN]}{1.15}; \frac{580[kN]}{1.35}\right) = 429.63[kN] \quad (7.45)$$

Essendo $R_d > E_d$ la verifica risulta essere soddisfatta.

7.4.3 Barriera n° 3

Massa di progetto: $m_p = \left(3.003[m^3] \cdot 2500 \left[\frac{kg}{m^3} \right] \right) \cdot 1.1 \cdot 1 = 8258.25[kg]$ (7.46)

Velocità di progetto: $v_p = 33.5 \left[\frac{m}{s} \right] \cdot 1.02 \cdot 1.1 = 37.59 \left[\frac{m}{s} \right]$ (7.47)

Energia cinetica di progetto: $E_p = \frac{1}{2} \cdot 8258.25[kg] \cdot \left(37.59 \left[\frac{m}{s} \right] \right)^2 \cdot 10^{-3} = 5833.56[kJ]$ (7.48)

Altezza di intercettazione di progetto: $h_p = 2.6[m] \cdot 1.02 \cdot 1.1 + 0.89 = 3.81[m]$ (7.49)

Massima elongazione di progetto: $d_A = 8.10[m] \cdot 1.3 = 10.35[m]$ (7.50)

A titolo di esempio è stata scelta la barriera paramassi “RMC850/A”, prodotta dalla ditta Maccaferri, che possiede una capacità di assorbimento di 8644 kJ e un'altezza residua maggiore del 57% dell'altezza nominale, entrambe calcolate a seguito di una prova MEL.

Verifica della massima energia cinetica dissipabile dalla barriera in condizioni di sicurezza:

$$E_p - \frac{E_{barriera}}{\gamma_E} = 5833.56[kJ] - \frac{8644 [kJ]}{1.2} = -1369.78[kJ] \rightarrow V. \quad (7.51)$$

Verifica dell'altezza di intercettazione della barriera:

$$h_p - h_i = 3.18[m] - 7[m] = -3.19[m] \rightarrow V. \quad (7.52)$$

Verifica della massima deformazione della barriera paramassi:

$$d_p - d_A = 35[m] - 10.35[m] = 24.47[m] \rightarrow V. \quad (7.53)$$

Ancoraggi di monte

Per gli ancoraggi di monte sono state scelte barre di acciaio con diametro pari a 20 mm, diametro di perforazione di 100 mm e tiro massimo di 291.8 kN determinato a seguito di una prova MEL. I restanti valori sono stati calcolati utilizzando le equazioni 7.9 e 7.11:

$$D_S = D_D \cdot \alpha = 90[mm] \cdot 1.1 = 110[mm] \quad (7.54)$$

$$L_S = \frac{T_L \cdot \gamma_F \cdot \gamma_R \cdot \xi}{\pi \cdot D_S \cdot q_s} = \frac{291.8[kN] \cdot 1.3 \cdot 1.2 \cdot 1.8}{\pi \cdot 110[mm] \cdot 0.36[MPa]} = 6.59 \rightarrow 7[m] \quad (7.55)$$

Le verifiche relative all'interfaccia malta-acciaio e interfaccia malta-terreno sono soddisfatte mentre per la resistenza dell'armatura sono state utilizzate le equazioni 7.12 e 7.13:

$$E_d = 291.8[kN] \cdot 1.3 = 379.34[kN] \quad (7.56)$$

$$R_d = \min\left(\frac{525[kN]}{1.15}; \frac{580[kN]}{1.35}\right) = 429.63[kN] \quad (7.57)$$

Essendo $R_d > E_d$ la verifica risulta essere soddisfatta.

Ancoraggi laterali

Per gli ancoraggi laterali sono state scelte barre di acciaio con diametro pari a 20 mm, diametro di perforazione di 100 mm e tiro massimo di 293.8 kN determinato a seguito di una prova MEL. Il procedimento di dimensionamento e verifica si basa sulle stesse equazioni utilizzate per l'ancoraggio di monte:

$$D_S = D_D \cdot \alpha = 100[mm] \cdot 1.3 = 110[mm] \quad (7.58)$$

$$L_S = \frac{T_L \cdot \gamma_F \cdot \gamma_R \cdot \xi}{\pi \cdot D_S \cdot q_s} = \frac{293.8[kN] \cdot 1.3 \cdot 1.2 \cdot 1.8}{\pi \cdot 110[mm] \cdot 0.36[MPa]} = 6.63[m] \rightarrow 7[m] \quad (7.59)$$

$$E_d = 293.8[kN] \cdot 1.3 = 381.94[kN] \quad (7.60)$$

$$R_d = \min\left(\frac{525[kN]}{1.15}; \frac{580[kN]}{1.35}\right) = 429.63[kN] \quad (7.61)$$

Essendo $R_d > E_d$ la verifica risulta essere soddisfatta.

7.4.4 Barriera n° 4

Massa di progetto: $m_p = \left(3.003[m^3] \cdot 2500 \left[\frac{kg}{m^3} \right] \right) \cdot 1.1 \cdot 1 = 8258.25[kg]$ (7.62)

Velocità di progetto: $v_p = 27.7 \left[\frac{m}{s} \right] \cdot 1.02 \cdot 1.1 = 31.08 \left[\frac{m}{s} \right]$ (7.63)

Energia cinetica di progetto: $E_p = \frac{1}{2} \cdot 8258.25[kg] \cdot \left(31.08 \left[\frac{m}{s} \right] \right)^2 \cdot 10^{-3} = 3988.45[kJ]$ (7.64)

Altezza di intercettazione di progetto: $h_p = 1.70[m] \cdot 1.02 \cdot 1.1 + 0.89 = 2.8[m]$ (7.65)

Massima elongazione di progetto: $d_A = 6.5[m] \cdot 1.3 = 8.45[m]$ (7.66)

A titolo di esempio è stata scelta la barriera paramassi “RMC500/A”, prodotta dalla ditta Maccaferri, che possiede una capacità di assorbimento di 5254 kJ e un'altezza residua maggiore del 70% dell'altezza nominale, entrambe calcolate a seguito di una prova MEL.

Verifica della massima energia cinetica dissipabile dalla barriera in condizioni di sicurezza:

$$E_p - \frac{E_{barriera}}{\gamma_E} = 3988.45[kJ] - \frac{5254[kJ]}{1.2} = -389.89[kJ] \rightarrow V. \quad (7.67)$$

Verifica dell'altezza di intercettazione della barriera:

$$h_p - h_i = 2.80[m] - 6[m] = -3.20[m] \rightarrow V. \quad (7.68)$$

Verifica della massima deformazione della barriera paramassi:

$$d_p - d_A = 35[m] - 8.45[m] = 26.55[m] \rightarrow V. \quad (7.69)$$

Ancoraggi di monte

Per gli ancoraggi di monte sono state scelte barre di acciaio con diametro pari a 20 mm, diametro di perforazione di 90 mm e tiro massimo di 246.7 kN determinato a seguito di una prova MEL. I restanti valori sono stati calcolati utilizzando le equazioni 7.9 e 7.11:

$$D_S = D_D \cdot \alpha = 90[mm] \cdot 1.1 = 99[mm] \quad (7.70)$$

$$L_S = \frac{T_L \cdot \gamma_F \cdot \gamma_R \cdot \xi}{\pi \cdot D_S \cdot q_s} = \frac{246.7[kN] \cdot 1.3 \cdot 1.2 \cdot 1.8}{\pi \cdot 99[mm] \cdot 0.36[MPa]} = 6.19[m] \rightarrow 7[m] \quad (7.71)$$

Le verifiche relative all'interfaccia malta-acciaio e interfaccia malta-terreno sono soddisfatte mentre per la resistenza dell'armatura sono state utilizzate le equazioni 7.12 e 7.13:

$$E_d = 246.7[kN] \cdot 1.3 = 320.71[kN] \quad (7.72)$$

$$R_d = \min\left(\frac{525[kN]}{1.15}; \frac{580[kN]}{1.35}\right) = 429.63[kN] \quad (7.73)$$

Essendo $R_d > E_d$ la verifica risulta essere soddisfatta.

Ancoraggi laterali

Per gli ancoraggi laterali sono state scelte barre di acciaio con diametro pari a 20 mm, diametro di perforazione di 100 mm e tiro massimo di 281.8 kN determinato a seguito di una prova MEL. Il procedimento di dimensionamento e verifica si basa sulle stesse equazioni utilizzate per l'ancoraggio di monte:

$$D_S = D_D \cdot \alpha = 100[mm] \cdot 1.3 = 110[mm] \quad (7.74)$$

$$L_S = \frac{T_L \cdot \gamma_F \cdot \gamma_R \cdot \xi}{\pi \cdot D_S \cdot q_s} = \frac{281.8[kN] \cdot 1.3 \cdot 1.2 \cdot 1.8}{\pi \cdot 110[mm] \cdot 0.36[MPa]} = 6.36[m] \rightarrow 7[m] \quad (7.75)$$

$$E_d = 281.8[kN] \cdot 1.3 = 366.63[kN] \quad (7.76)$$

$$R_d = \min\left(\frac{525[kN]}{1.15}; \frac{580[kN]}{1.35}\right) = 429.63[kN] \quad (7.77)$$

Essendo $R_d > E_d$ la verifica risulta essere soddisfatta.

7.4.5 Barriera n° 5

Massa di progetto: $m_p = \left(3.003[m^3] \cdot 2500 \left[\frac{kg}{m^3} \right] \right) \cdot 1.1 \cdot 1 = 8258.25[kg]$ (7.78)

Velocità di progetto: $v_p = 22.1 \left[\frac{m}{s} \right] \cdot 1.02 \cdot 1.1 = 24.80 \left[\frac{m}{s} \right]$ (7.79)

Energia cinetica di progetto: $E_p = \frac{1}{2} \cdot 8258.25[kg] \cdot \left(24.80 \left[\frac{m}{s} \right] \right)^2 \cdot 10^{-3} = 2538.80[kJ]$ (7.80)

Altezza di intercettazione di progetto: $h_p = 1.3[m] \cdot 1.02 \cdot 1.1 + 0.89 = 2.35[m]$ (7.81)

Massima elongazione di progetto: $d_A = 6.5[m] \cdot 1.3 = 8.45[m]$ (7.82)

A titolo di esempio è stata scelta la barriera paramassi “RMC300/A”, prodotta dalla ditta Maccaferri, che possiede una capacità di assorbimento di 3136 kJ e un'altezza residua maggiore del 70% dell'altezza nominale, entrambe calcolate a seguito di una prova MEL.

Verifica della massima energia cinetica dissipabile dalla barriera in condizioni di sicurezza:

$$E_p - \frac{E_{barriera}}{\gamma_E} = 2538.80[kJ] - \frac{3136 [kJ]}{1.2} = -74.53[kJ] \rightarrow V. \quad (7.83)$$

Verifica dell'altezza di intercettazione della barriera:

$$h_p - h_i = 2.35[m] - 5[m] = -2.65[m] \rightarrow V. \quad (7.84)$$

Verifica della massima deformazione della barriera paramassi:

$$d_p - d_A = 35[m] - 8.45[m] = 26.55[m] \rightarrow V. \quad (7.85)$$

Ancoraggi di monte

Per gli ancoraggi di monte sono state scelte barre di acciaio con diametro pari a 20 mm, diametro di perforazione di 100 mm e tiro massimo di 243.37 kN determinato a seguito di una prova MEL. I restanti valori sono stati calcolati utilizzando le equazioni 7.9 e 7.11:

$$D_s = D_D \cdot \alpha = 100[mm] \cdot 1.1 = 110[mm] \quad (7.86)$$

$$L_s = \frac{T_L \cdot \gamma_F \cdot \gamma_R \cdot \xi}{\pi \cdot D_s \cdot q_s} = \frac{243.37[kN] \cdot 1.3 \cdot 1.2 \cdot 1.8}{\pi \cdot 110[mm] \cdot 0.36[MPa]} = 5.49[m] \rightarrow 6[m] \quad (7.87)$$

Le verifiche relative all'interfaccia malta-acciaio e interfaccia malta-terreno sono soddisfatte mentre per la resistenza dell'armatura sono state utilizzate le equazioni 7.12 e 7.13:

$$E_d = 243.37[kN] \cdot 1.3 = 316.38[kN] \quad (7.88)$$

$$R_d = \min\left(\frac{525[kN]}{1.15}; \frac{580[kN]}{1.35}\right) = 429.63[kN] \quad (7.89)$$

Essendo $R_d > E_d$ la verifica risulta essere soddisfatta.

Ancoraggi laterali

Per gli ancoraggi laterali sono state scelte barre di acciaio con diametro pari a 20 mm, diametro di perforazione di 100 mm e tiro massimo di 300 kN determinato a seguito di una prova MEL. Il procedimento di dimensionamento e verifica si basa sulle stesse equazioni utilizzate per l'ancoraggio di monte:

$$D_s = D_D \cdot \alpha = 100[mm] \cdot 1.3 = 130[mm] \quad (7.90)$$

$$L_s = \frac{T_L \cdot \gamma_F \cdot \gamma_R \cdot \xi}{\pi \cdot D_s \cdot q_s} = \frac{300[kN] \cdot 1.3 \cdot 1.2 \cdot 1.8}{\pi \cdot 130[mm] \cdot 0.36[MPa]} = 6.77[m] \rightarrow 7[m] \quad (7.91)$$

$$E_d = 300[kN] \cdot 1.3 = 390[kN] \quad (7.92)$$

$$R_d = \min\left(\frac{525[kN]}{1.15}; \frac{580[kN]}{1.35}\right) = 429.63[kN] \quad (7.93)$$

Essendo $R_d > E_d$ la verifica risulta essere soddisfatta.

7.4.6 Barriera n° 6

Massa di progetto: $m_p = \left(3.003[m^3] \cdot 2500 \left[\frac{kg}{m^3} \right] \right) \cdot 1.1 \cdot 1 = 8258.25[kg]$ (7.94)

Velocità di progetto: $v_p = 15.6 \left[\frac{m}{s} \right] \cdot 1.02 \cdot 1.1 = 17.50 \left[\frac{m}{s} \right]$ (7.95)

Energia cinetica di progetto: $E_p = \frac{1}{2} \cdot 8258.25[kg] \cdot \left(17.50 \left[\frac{m}{s} \right] \right)^2 \cdot 10^{-3} = 1265.01[kJ]$ (7.96)

Altezza di intercettazione di progetto: $h_p = 0.9[m] \cdot 1.02 \cdot 1.1 + 0.89 = 1.90[m]$ (7.97)

Massima elongazione di progetto: $d_A = 5.25[m] \cdot 1.3 = 6.83[m]$ (7.98)

A titolo di esempio è stata scelta la barriera paramassi “RMC200/A”, prodotta dalla ditta Maccaferri, che possiede una capacità di assorbimento di 2083 kJ e un’altezza residua maggiore del 70% dell’altezza nominale, entrambe calcolate a seguito di una prova MEL.

Verifica della massima energia cinetica dissipabile dalla barriera in condizioni di sicurezza:

$$E_p - \frac{E_{barriera}}{\gamma_E} = 1265.01[kJ] - \frac{2083[kJ]}{1.2} = -470.83[kJ] \rightarrow V. \quad (7.99)$$

Verifica dell’altezza di intercettazione della barriera:

$$h_p - h_i = 1.90[m] - 5[m] = -3.10[m] \rightarrow V. \quad (7.100)$$

Verifica della massima deformazione della barriera paramassi:

$$d_p - d_A = 35[m] - 6.83[m] = 28.18[m] \rightarrow V. \quad (7.101)$$

Ancoraggi di monte

Per gli ancoraggi di monte sono state scelte barre di acciaio con diametro pari a 20 mm, diametro di perforazione di 90 mm e tiro massimo di 150.05 kN determinato a seguito di una prova MEL. I restanti valori sono stati calcolati utilizzando le equazioni 7.9 e 7.11:

$$D_s = D_D \cdot \alpha = 90[mm] \cdot 1.1 = 99[mm] \quad (7.102)$$

$$L_s = \frac{T_L \cdot \gamma_F \cdot \gamma_R \cdot \xi}{\pi \cdot D_s \cdot q_s} = \frac{150.05[kN] \cdot 1.3 \cdot 1.2 \cdot 1.8}{\pi \cdot 99[mm] \cdot 0.36[MPa]} = 3.76[m] \rightarrow 4[m] \quad (7.103)$$

Le verifiche relative all'interfaccia malta-acciaio e interfaccia malta-terreno sono soddisfatte mentre per la resistenza dell'armatura sono state utilizzate le equazioni 7.12 e 7.13:

$$E_d = 150.05[kN] \cdot 1.3 = 195.07[kN] \quad (7.104)$$

$$R_d = \min\left(\frac{525[kN]}{1.15}; \frac{580[kN]}{1.35}\right) = 429.63[kN] \quad (7.105)$$

Essendo $R_d > E_d$ la verifica risulta essere soddisfatta.

Ancoraggi laterali

Per gli ancoraggi laterali sono state scelte barre di acciaio con diametro pari a 20 mm, diametro di perforazione di 90 mm e tiro massimo di 237.20 kN determinato a seguito di una prova MEL. Il procedimento di dimensionamento e verifica si basa sulle stesse equazioni utilizzate per l'ancoraggio di monte:

$$D_s = D_D \cdot \alpha = 90[mm] \cdot 1.3 = 99[mm] \quad (7.106)$$

$$L_s = \frac{T_L \cdot \gamma_F \cdot \gamma_R \cdot \xi}{\pi \cdot D_s \cdot q_s} = \frac{237.20[kN] \cdot 1.3 \cdot 1.2 \cdot 1.8}{\pi \cdot 99[mm] \cdot 0.36[MPa]} = 5.95[m] \rightarrow 6[m] \quad (7.107)$$

$$E_d = 237.20[kN] \cdot 1.3 = 308.36[kN] \quad (7.108)$$

$$R_d = \min\left(\frac{525[kN]}{1.15}; \frac{580[kN]}{1.35}\right) = 429.63[kN] \quad (7.109)$$

Essendo $R_d > E_d$ la verifica risulta essere soddisfatta.

7.4.7 Disposizione planimetrica delle barriere paramassi

La disposizione mostrata in Figura 7.8 non è la migliore in quanto l'estensione ottimale delle barriere è compresa tra i 30 e i 100 metri. Risulta quindi necessario spezzare le barriere ove si superino i 100 metri, in più tratte. Per calcolare le lunghezze di sovrapposizione è stata utilizzata la seguente espressione (www.maccaferri.it):

$$L_{sovrapposizione} = \frac{1}{2} \cdot L_{campata} + d \cdot \tan \delta \quad (7.110)$$

dove: d è la distanza normale tra le due file di barriere; δ è l'angolo di deviazione e vale: 15° per pendii regolari e blocchi arrotondati o 35° per pendii irregolari e blocchi tabulari.

Dalla disposizione planimetrica definitiva (Figura 7.9) si può osservare che la barriera teorica numero 4 è stata divisa in due tronconi (4a, 4b) e le barriere più esterne, la numero 1 e la numero 6, sono state accorciate in quanto sovrabbondanti rispetto all'area di invasione ottenuta dalle analisi traiettografiche.

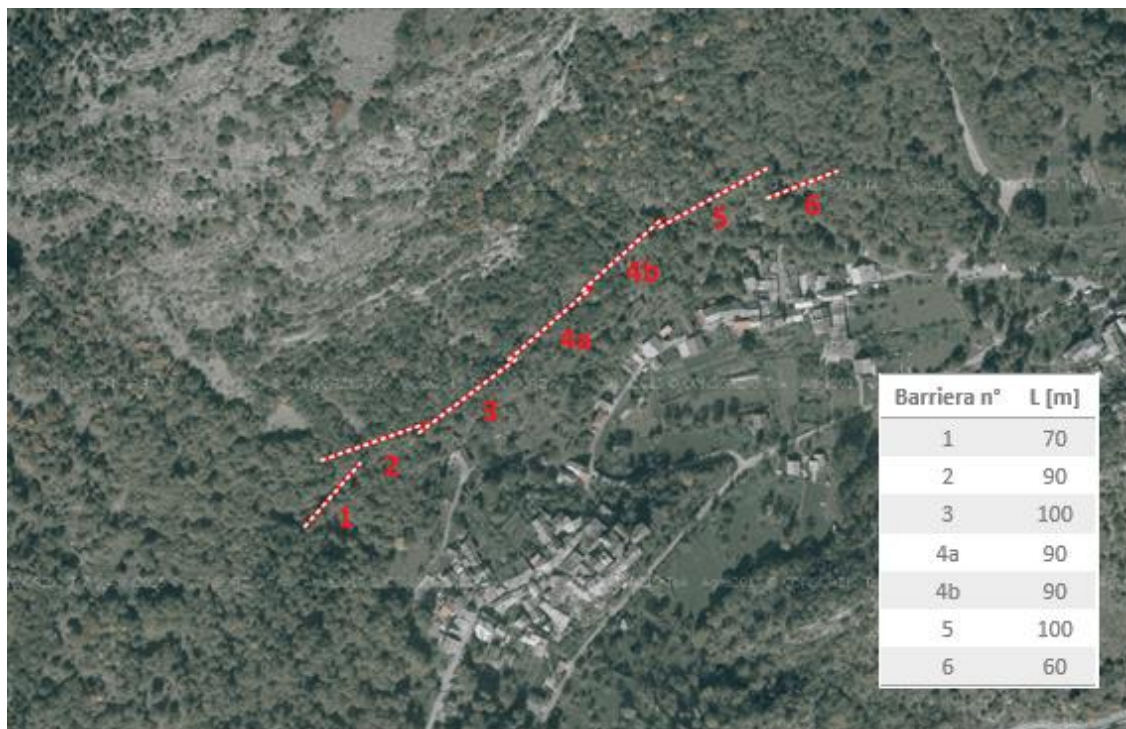


Figura 7.9 – Disposizione planimetrica definitiva delle barriere paramassi progettate (QGIS 2.18.28)

7.4.8 Analisi dei prezzi

In Tabella 7.10 sono riassunte le caratteristiche geometriche ed energetiche delle barriere paramassi scelte compresa l'estensione longitudinale, il costo al m² (www.maccaferri.it) e il costo complessivo. Quest'ultimo comprende la posa in opera in qualsiasi tipologia di terreno e il preventivo allestimento del piano di posa, le perforazioni ed iniezioni di malta fino all'occlusione dei fori (rimane escluso il costo relativo all'eventuale utilizzo dell'elicottero). Il totale ammonta a 1.932.012 €.

Barriera n°	E [kJ]	H [m]	L [m]	Area [m ²]	Costo al m ² [€]	Costo [€]
1	2083	5	70	350	386.98	135443
2	3136	5	90	450	452.18	203481
3	8644	7	100	700	918.27	642789
4a	5254	6	90	540	563.07	304058
4b	3136	6	90	540	563.07	304058
5	3136	5	100	500	452.18	226090
6	2080	5	60	300	386.98	116094

Tabella 7.10 – Caratteristiche e costo delle barriere paramassi

Aggiungendo i contributi relativi all'utile di impresa (5 %) e alle spese generali (15 %) si arriva a un costo complessivo di 2.318.414 €.

8. Valutazione della pericolosità residua

Nel capitolo precedente è stata condotta un'analisi previsionale per tre differenti tempi di ritorno (20, 50 e 100 anni). Dalla valutazione dei risultati, in termini di variabili cinematiche e area di invasione, si è deciso di progettare un intervento di difesa per lo scenario correlato alla volumetria di progetto di 3 m^3 (corrispondente al tempo di ritorno di 20 anni) che consiste in sei barriere paramassi (Figura 7.9) le cui caratteristiche sono riportate in Tabella 7.10.

In questo capitolo si vuole valutare la pericolosità residua non solo per lo scenario di progetto ma anche per quelli riguardanti i tempi di ritorno di 50 anni e 100 anni. Per fare questo si eseguono, per ciascun volume, delle nuove analisi traiettografiche in presenza delle opere di difesa progettate andando a valutare il cambiamento che esse producono in termini di area di invasione, variabili cinematiche e numero di blocchi arrestati.

8.1 Analisi volume 3 m^3 , tempo di ritorno 20 anni

Nei paragrafi a seguire sono confrontati i file raster dell'energia cinetica, velocità, altezza di rimbalzo e numero di depositi dell'analisi in presenza delle barriere progettate con quelli dell'analisi in assenza di esse.

8.1.1 Area di invasione

Confrontando le aree di invasione (Figura 8.1) si evince il corretto dimensionamento e posizionamento delle barriere paramassi che vanno ad arrestare i blocchi di roccia simulati. È chiaro che utilizzando i valori relativi al 95° percentile resta comunque presente una piccola percentuale di massi che le barriere non riescono a trattenere.

Nonostante ciò, sia la parte più a monte che quella più a valle dell'abitato di Morliere risultano non più interessate dal fenomeno ad eccezione di cinque abitazioni (pallini rossi) che però registrano un numero di passaggi pari all'unità (1-2-5) o inferiore a dieci (3-4).

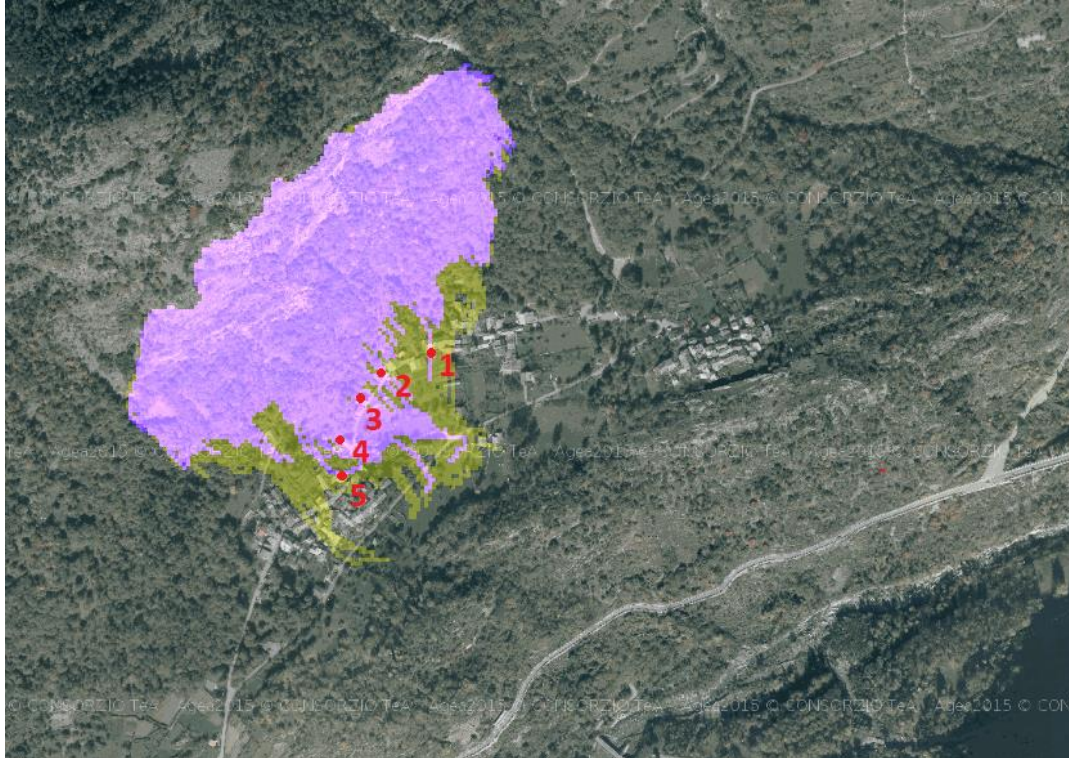


Figura 8.1 – Confronto area di invasione: giallo senza barriere, viola con barriere (QGIS 2.18.28)

8.1.2 Andamento dell'energia cinetica

In Figura 8.2 sono confrontati i valori medi dei massimi dell'energia cinetica registrati nelle celle interessate dal fenomeno. È possibile osservare la traccia delle barriere paramassi indicata dalle celle blu scuro che corrispondono a valori di energia cinetica compresi nell'intervallo 0-100 kJ. Nelle celle immediatamente a monte della barriera si registrano valori elevati di energia cinetica che vengono opportunamente assorbiti dalle opere di difesa progettate. A valle è presente una porzione dove si raggiungono energie comprese nell'intervallo 3000-5000 kJ che risultano superiori rispetto a quelle della simulazione senza barriera. Tale aspetto è dovuto al fatto che i massi non arrestati dalle

opere di difesa sono quelli che presentano energie superiori al 95° percentile. Essendo il file raster riprodotto la media dei massimi, si ottengono valori superiori. Tale conseguenza sarà visibile anche nei restanti file di output.

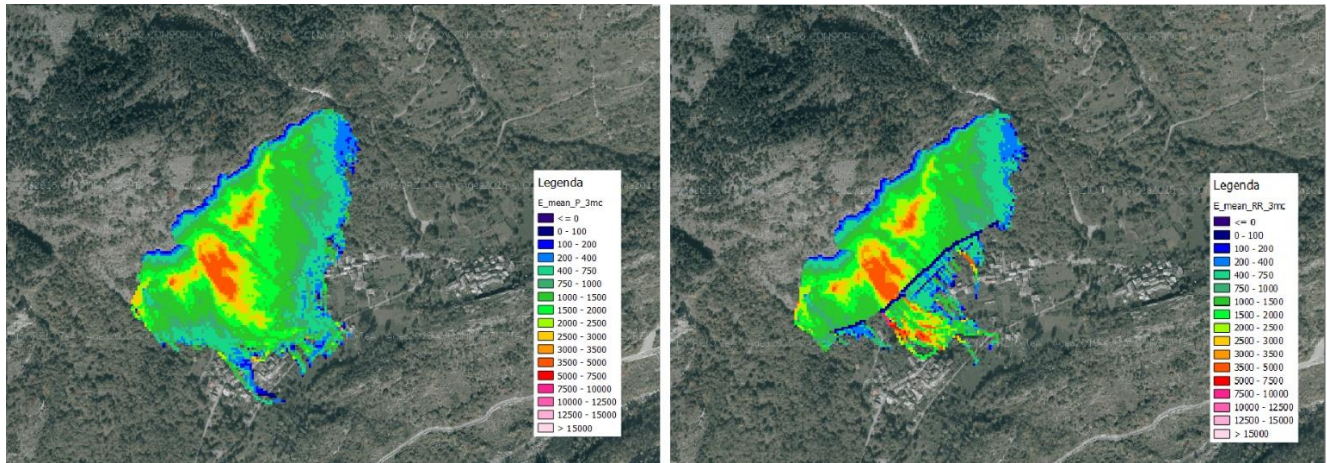


Figura 8.2 – Confronto file *E_mean.asc*: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

In Figura 8.3 sono riportati i valori massimi di energia cinetica registrati in ogni cella. È possibile osservare il corretto funzionamento delle barriere paramassi che assorbono le energie cinetiche dei massi simulati. Nella zona di valle è presente la stessa porzione vista in precedenza dove si raggiungono valori elevati.

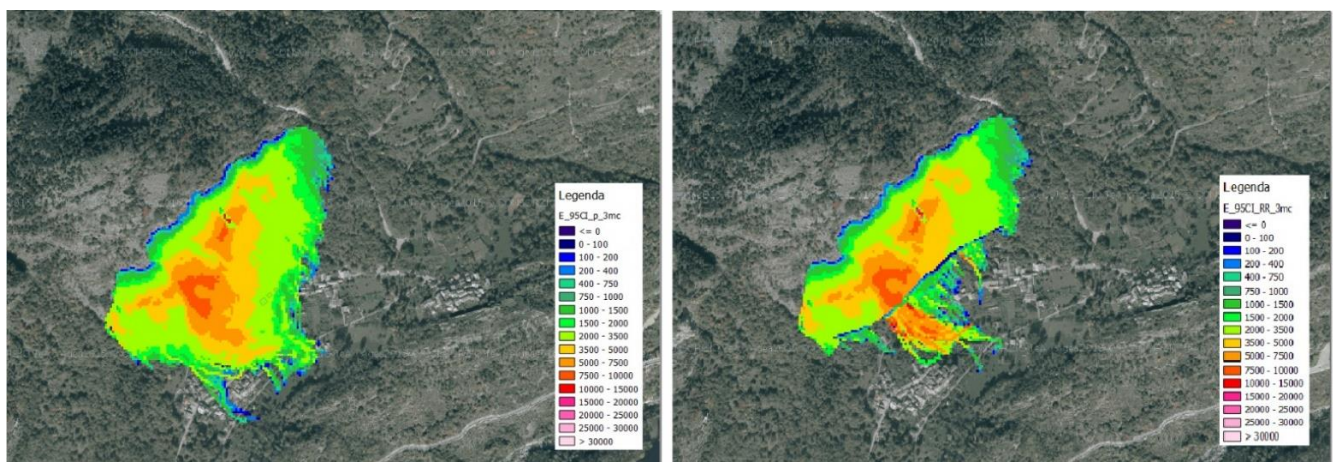


Figura 8.3 – Confronto file *E_95Cl.asc*: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

8.1.3 Andamento della velocità

In Figura 8.4 sono confrontate le velocità massime registrate in ogni cella. A monte delle barriere paramassi, i blocchi simulati presentano elevati valori di velocità, dell'ordine dei 30-40 m/s, che vengono rapidamente abbattuti dalle opere di difesa. A valle si osserva la zona già segnalata in precedenza per le energie dove si registrano velocità importanti.

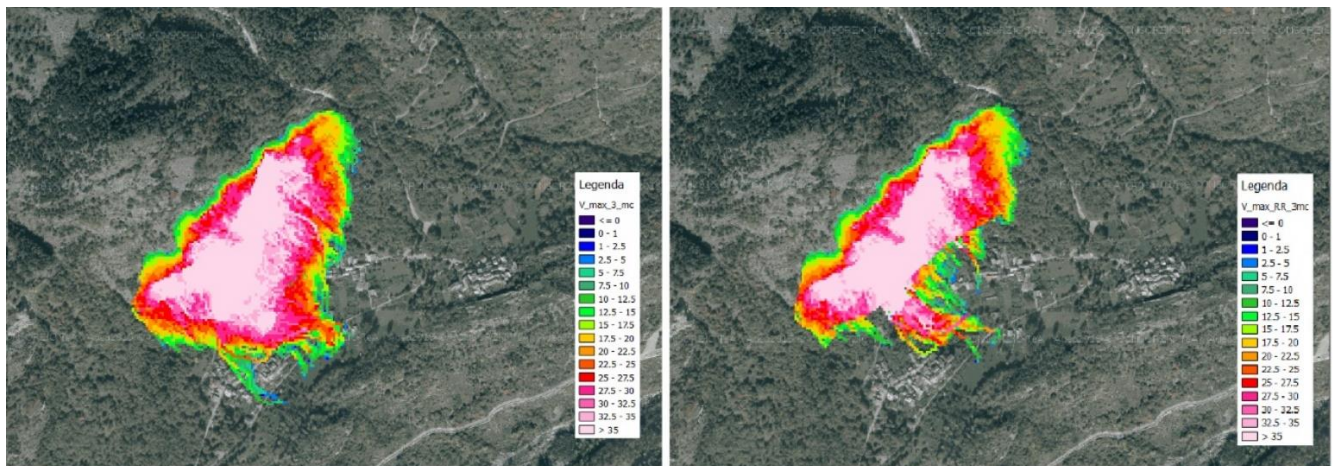


Figura 8.4 – Confronto velocità massime: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

8.1.4 Andamento dell'altezza di rimbalzo

In Figura 8.5 sono riportati i valori medi delle altezze di rimbalzo. Dal confronto delle due figure si evince che non sono presenti cambiamenti apprezzabili nell'area interessata dal fenomeno in entrambe le analisi. Nell'area blu scuro l'altezza assume il valore di 0.89 metri che corrisponde al raggio della sfera equivalente in termini volumetrici ed è associabile a un cinematismo di puro rotolamento. Le aree blu chiaro sono caratterizzate da valori superiori all'unità riconducibili a un cinematismo composto da una sequenza di rimbalzi.

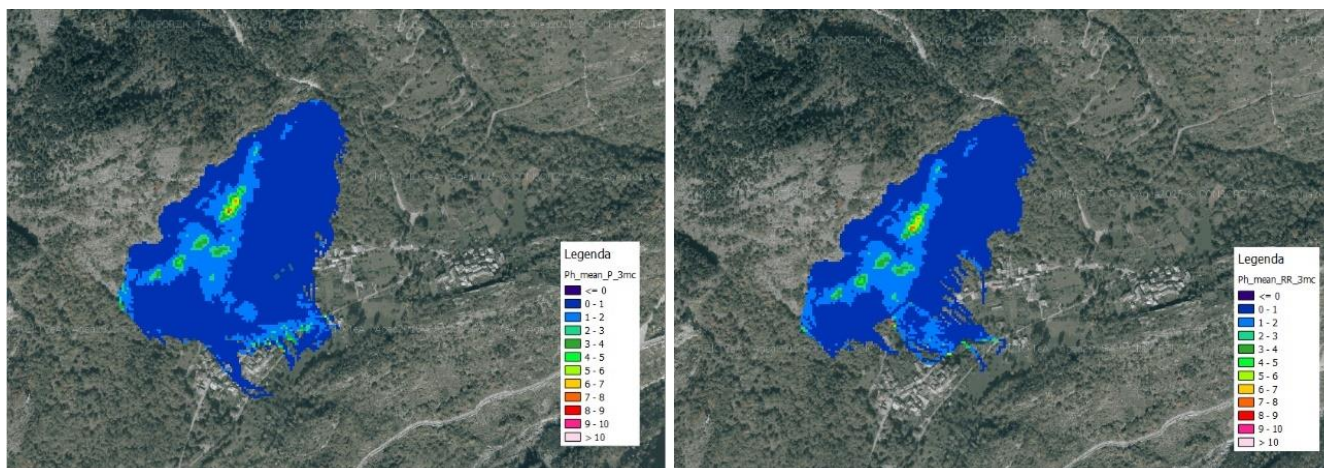


Figura 8.5 – Confronto altezza media: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

In Figura 8.6 sono confrontate le altezze massime registrate in ogni cella e si può notare che i valori raggiunti rimangono invariati con la porzione verde che corrisponde a un'altezza di 2.59 metri.

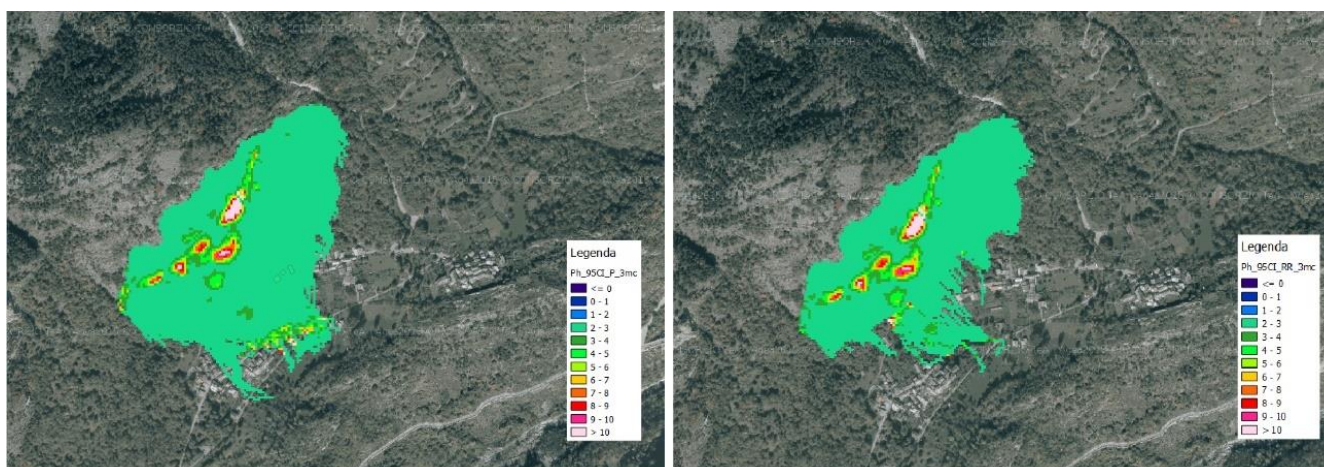


Figura 8.6 – Confronto altezza massima: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

8.1.5 Distribuzione dei depositi

In Figura 8.7 sono rappresentate le distribuzioni dei depositi relative alle analisi in assenza e presenza delle barriere paramassi progettate nel capitolo precedente. Tra i file raster di output forniti dal software è quello dove si evince meglio l'influenza delle opere di difesa progettate. Dall'immagine di destra si può notare che la quasi totalità dei massi si arrestano in corrispondenza delle barriere. A valle di queste ultime si registra un'area limitata con depositi compresi nell'intervallo 10-25 unità, mentre nella restante porzione di territorio coinvolta si osservano valori unitari. Tutte le abitazioni appartenenti alla borgata di Morliere risultano non interessate dai massi ad eccezione delle cinque indicate in precedenza nel confronto delle aree di invasione (Figura 8.1).

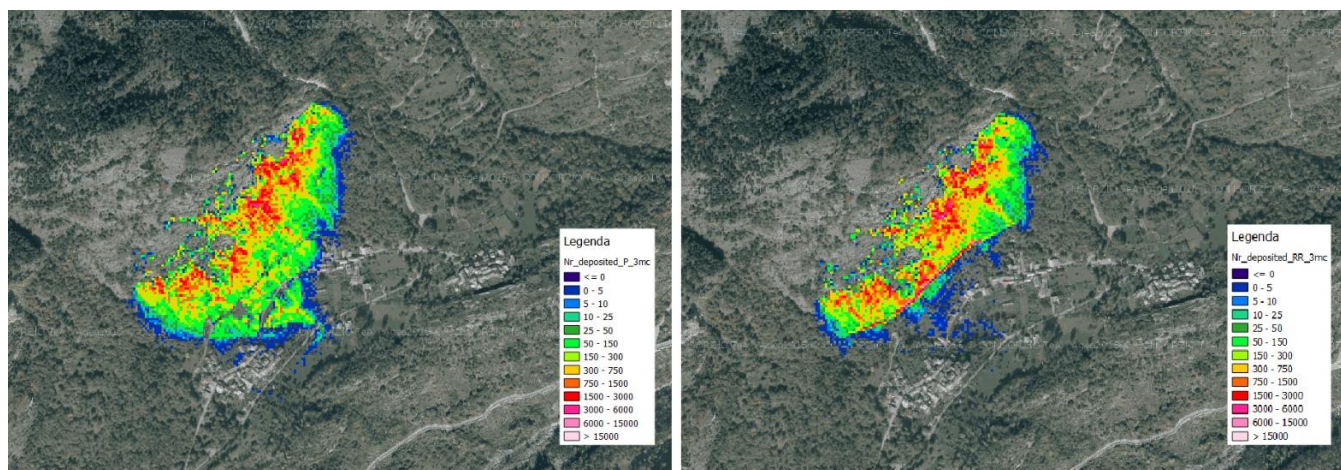


Figura 8.7 – Confronto numero di depositi: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

8.1.6 Calcolo della pericolosità residua

Le mappe raster sopra riportate non forniscono, ad eccezione di quella inerente al numero di depositi, una chiara indicazione dell'efficacia dell'intervento. Infatti, avendo progettato l'opera in funzione del 95° percentile delle variabili cinematiche, una piccola parte dei massi simulati oltrepassa le barriere paramassi e prosegue il suo moto verso valle. Inoltre, i massi che riescono ad oltrepassare le opere di difesa sono quelli che possiedono un

contenuto energetico superiore. Tale aspetto produce una distorsione nel calcolo dei risultati e soprattutto nei valori medi. Per verificare in maniera più accurata l'efficacia dell'intervento progettato, si calcola il numero di massi arrestati in corrispondenza delle barriere paramassi progettate:

$$N_{arresti} = \left(1 - \frac{N_{r1}}{N_{r2}}\right) \cdot 100$$

dove: N_{r1} è il numero di blocchi che superano la barriera e N_{r2} è il numero di blocchi che impattano la barriera.

Dalla Tabella 8.1 è possibile notare che i manufatti progettati sono in grado assorbire un possibile evento di caduta massi con volumetrie massime pari a 3 m³. La percentuale di arresto più elevata si ha per la barriera numero 6, quella collocata più ad Est, mentre la percentuale più bassa la ottiene la barriera numero 5 con il 96.49%.

Barriera n°	Blocchi arrestati [%]
1	98.94
2	99.44
3	98.76
4	99.01
5	96.49
6	100.00

Tabella 8.1 – Blocchi arrestati in corrispondenza delle barriere progettate (vol. 3 m³)

8.2 Analisi volume 7 m³, tempo di ritorno 50 anni

Nonostante il volume di progetto scelto per il dimensionamento delle opere di difesa sia 3 m³, è stata eseguita un'ulteriore analisi traiettografica per la volumetria di 7 m³ per andare a indagare gli effetti delle barriere paramassi e valutare la pericolosità residua.

8.2.1 Area di invasione

In Figura 8.8 sono confrontate le aree di invasione prodotte dalle analisi traiettografiche in assenza (celeste) e in presenza (rosa) delle barriere paramassi progettate. Si può notare che la zona di invasione resta praticamente invariata ad eccezione dei rami terminali. Sia le abitazioni più a Nord che quelle a Sud-Est della borgata di Morliere rimangono interessate dal fenomeno di caduta massi simulato. L'effetto limitato è dovuto alle energie cinetiche in gioco che, nel caso di un volume di 7 m^3 , risultano di gran lunga superiori rispetto a quelle ottenute per il volume di 3 m^3 . Dalle Tabella 6.7 e Tabella 6.8 è infatti possibile osservare che i frattili al 95° percentile del volume di 7 m^3 sono più del doppio dei frattili al 95° percentile del volume da 3 m^3 . Questi ultimi risultano paragonabili ai frattili riferiti al 50° percentile per il volume di progetto di 7 m^3 .

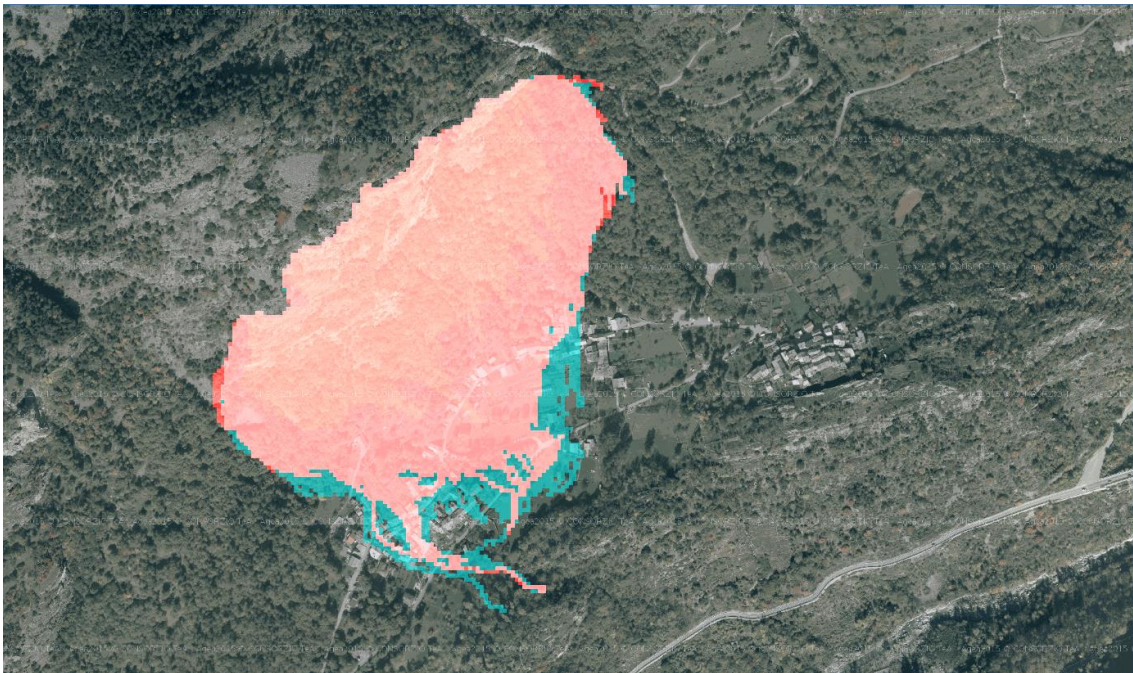


Figura 8.8 – Confronto area di invasione: celeste senza le barriere, rosa con barriere (QGIS 2.18.28)

8.2.2 Andamento dell'energia cinetica

Nonostante le energie in gioco più elevate è possibile notare come le barriere abbiano un effetto sui valori medi dei massimi dell'energia cinetica (Figura 8.9). Dall'immagine di destra è possibile notare la traccia delle opere di difesa che riducono puntualmente le energie dei massi. Questo effetto si ripercuote nella distribuzione delle energie nella zona di valle. Centralmente si osserva un cambiamento cromatico che corrisponde a una diminuzione delle energie che varia all'incirca da 1500 kJ fino a 3000 kJ in funzione della singola cella considerata (cerchio blu). Anche nella parte terminale le energie dei massi assumono valori inferiori che determinano un loro arresto anticipato (cerchio giallo).

In Figura 8.10 sono confrontati i valori massimi di energia cinetica registrati in ogni cella. È possibile osservare gli stessi effetti individuati in precedenza anche se meno marcati trattandosi di valori massimi per i quali le opere progettate risultano piuttosto sottodimensionate.

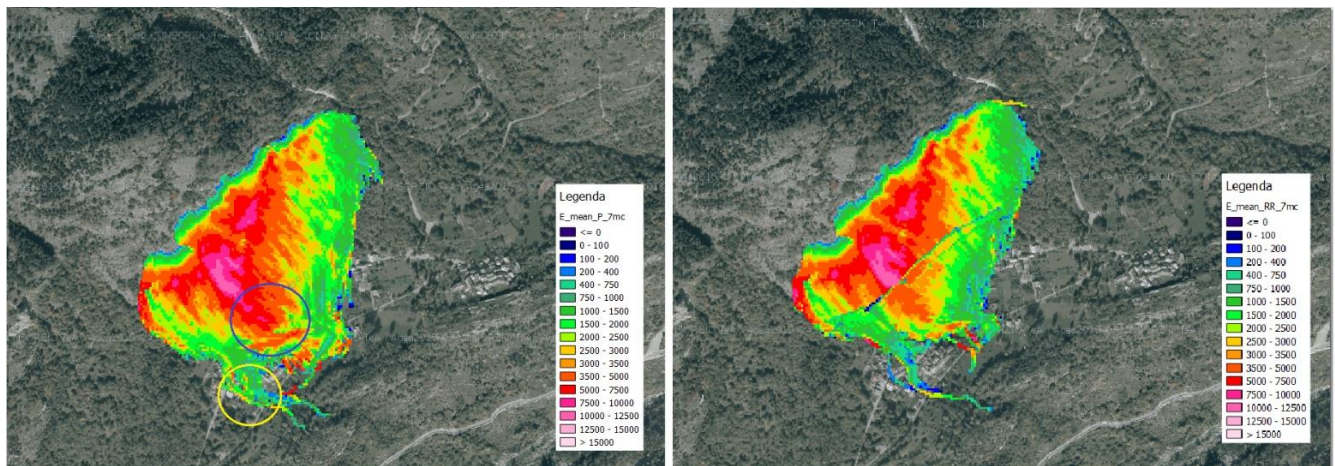


Figura 8.9 – Confronto file *E_mean.asc*: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

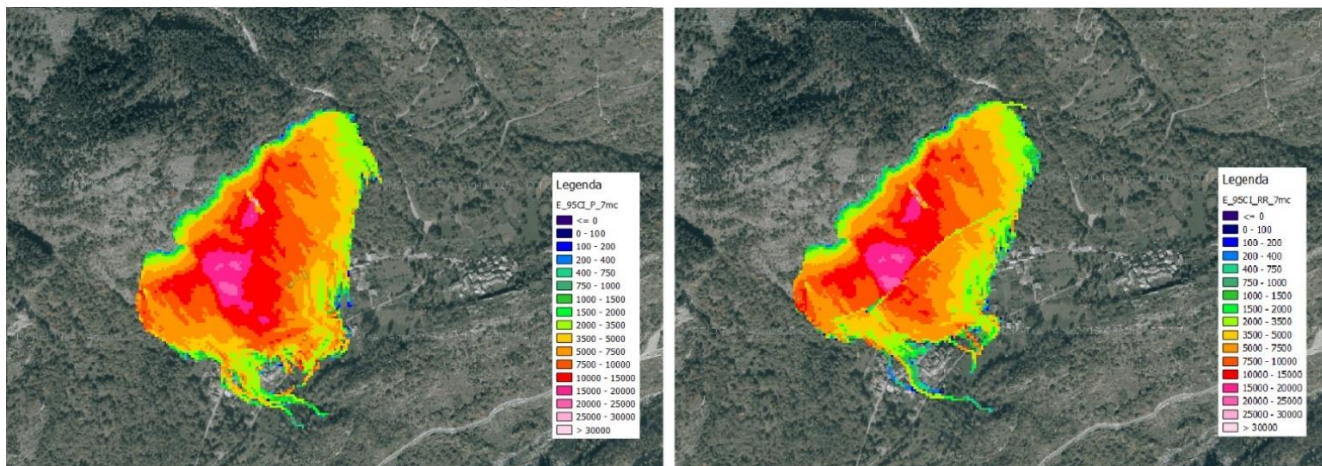


Figura 8.10 – Confronto file E_95Cl.asc: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

8.2.3 Andamento della velocità

Le due immagini mostrate in Figura 8.11 sono riferite alle velocità massime registrate in ogni cella. È possibile osservare come le barriere paramassi progettate vadano inizialmente a diminuire le velocità dei blocchi simulati che successivamente ritorna ad assumere valori elevati a causa della marcata pendenza del versante (area circoscritta dalla linea blu).

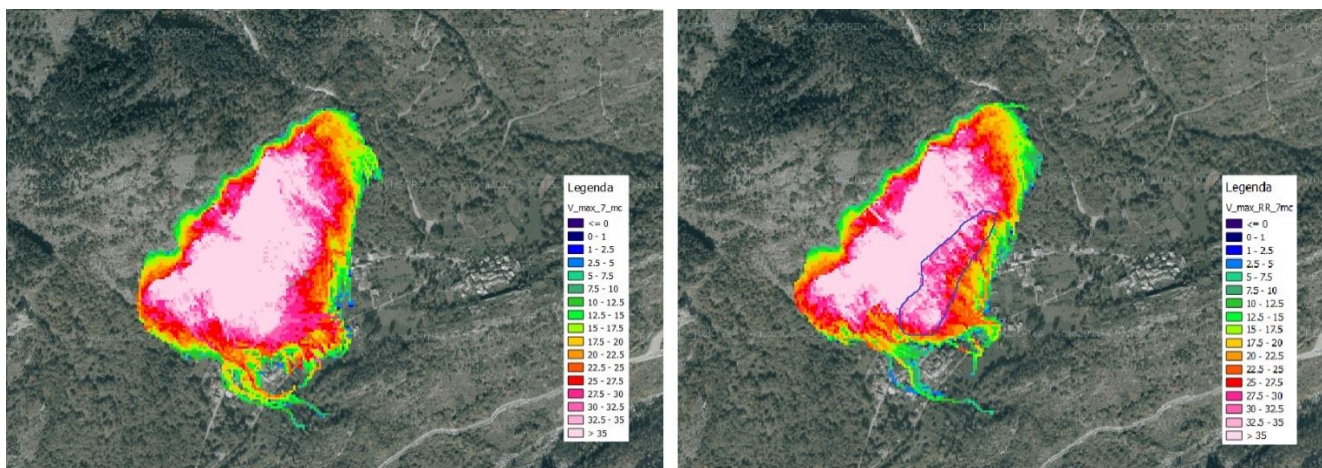


Figura 8.11 – Confronto velocità massime: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

8.2.4 Andamento dell'altezza di rimbalzo

In Figura 8.12 sono confrontati i valori medi delle altezze di rimbalzo. Dal confronto delle due immagini si deduce che non sono presenti cambiamenti, ad eccezione dell'area racchiusa dal cerchio giallo che, nell'analisi senza barriera, era caratterizzata da valori compresi tra 2 metri e 7 metri. Nella restante porzione blu scuro l'altezza di rimbalzo assume un valore pari a 1.17 metri che corrisponde al raggio della sfera equivalente in termini volumetrici (tenendo in considerazione anche la variazione del volume impostata al 5%).

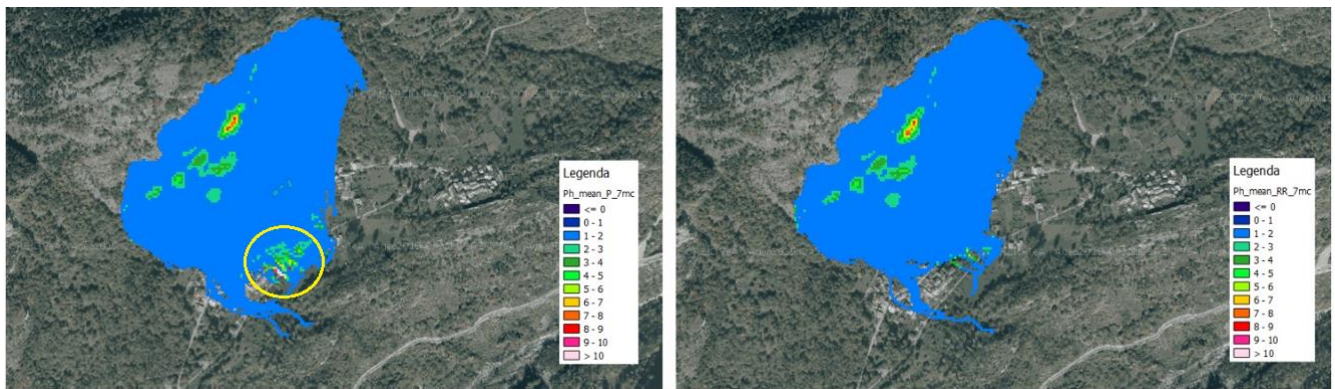


Figura 8.12 – Confronto altezza media: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

In Figura 8.13 sono riportate le altezze massime per le quali valgono le stesse osservazioni viste nell'immagine precedente per i corrispettivi valori medi, ad eccezione delle celle inscritte nel cerchio blu che, nell'analisi traiettografica in assenza di barriere, assumono un valore pari a 4 metri.

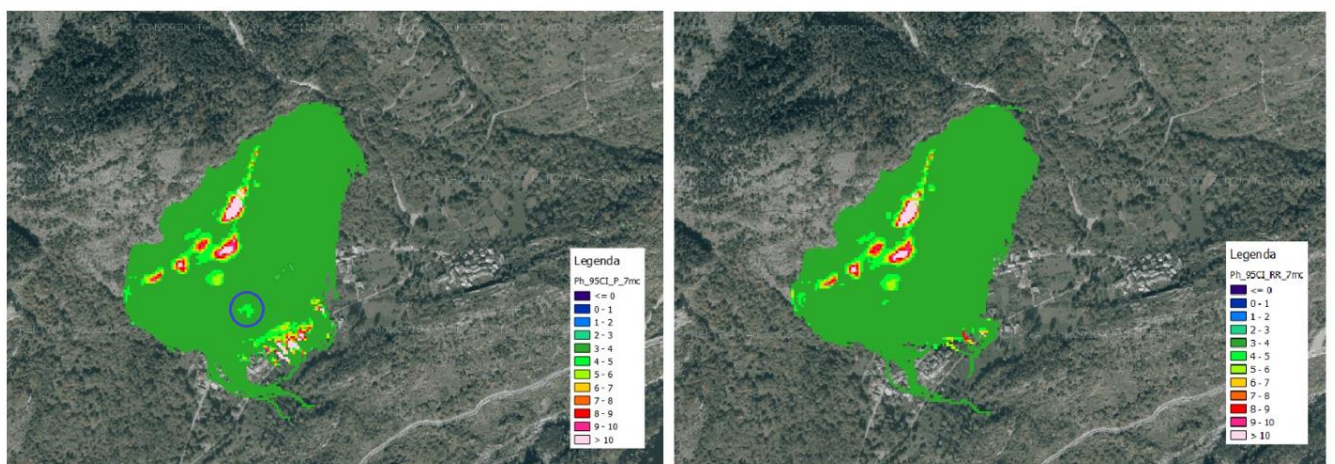


Figura 8.13 – Confronto altezza massima: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

8.2.5 Distribuzione dei depositi

In Figura 8.14 sono confrontate le mappe raster di output relative al numero di depositi. Dall'immagine di destra si può notare la traccia delle barriere paramassi nelle cui celle corrispondenti si registrano un numero elevato di depositi. Questi ultimi presentano ulteriori aree aventi distribuzioni spaziali diverse tra le due analisi traiettografiche. Nella simulazione in presenza delle barriere paramassi progettate si riducono, fino quasi a sparire, i depositi nella zona a Sud della borgata di Morliere (cerchio rosso). Un'ulteriore differenza è individuabile nella zona a valle delle opere di difesa (cerchi bianchi) dove, nell'analisi senza barriere, si ottenevano valori elevati del numero di depositi. Nel complesso si ha quindi una ridistribuzione delle zone di arresto dei massi simulati, che tendono a concentrarsi nella zona a monte delle opere di difesa progettate e in corrispondenza di esse. L'effetto prodotto dalle barriere è lo stesso osservato nella simulazione con il volume di progetto di 3 m^3 (Figura 8.7) ma più limitato a causa delle maggiori energie in gioco.

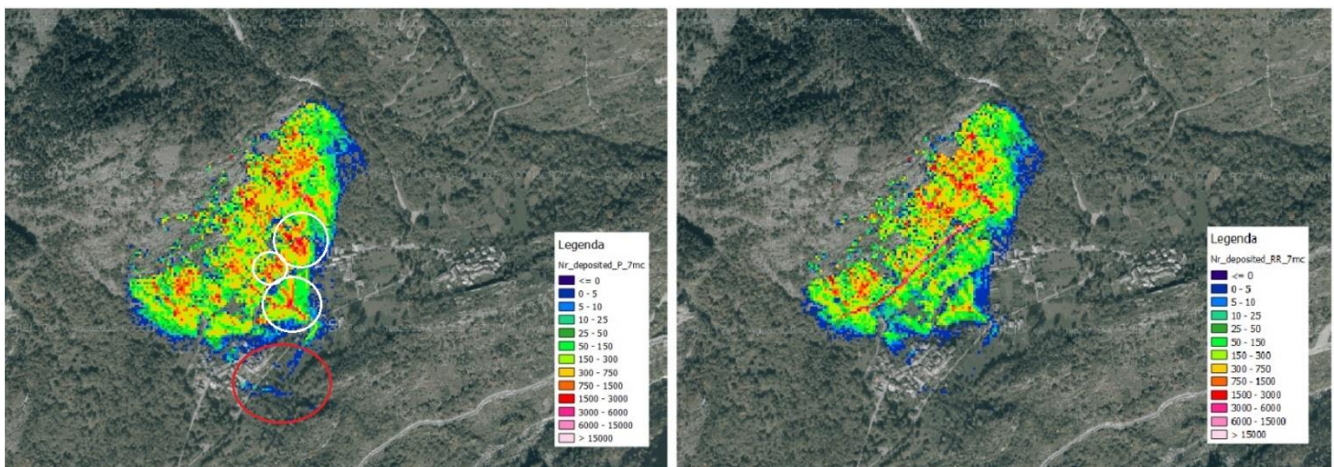


Figura 8.14 – Confronto numero di depositi: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

8.2.6 Calcolo della pericolosità residua

Nonostante i valori di input per la progettazione delle barriere siano riferiti al volume di progetto di 3 m^3 , si vuole ugualmente verificare l'efficacia dell'intervento nell'ipotesi

volumetrica di 7 m³. In Tabella 8.2 è riportato, espresso in percentuale, il numero di blocchi arrestati dalle barriere paramassi progettate. La riduzione media è pari al 76.75% con un massimo di 87.64% e minimo di 70.29% fatti registrati rispettivamente in corrispondenza della barriera numero 1 e numero 5.

Barriera n°	Blocchi arrestati [%]
1	87.64
2	81.77
3	73.90
4	71.14
5	70.29
6	75.78

Tabella 8.2 – Blocchi arrestati in corrispondenza delle barriere progettate (vol. 7 m³)

8.3 Analisi volume 12.7 m³, tempo di ritorno 100 anni

Nei paragrafi successivi vengono riportati i risultati ottenuti dall'analisi traiettografica in presenza delle barriere paramassi progettate e con il volume di progetto di 12.7 m³ che corrisponde a un tempo di ritorno di 100 anni. In questo scenario l'effetto delle opere di difesa risulta limitato in quanto le energie in gioco (Tabella 6.9) sono di molto superiori rispetto ai frattili al 95° percentile del volume da 3 m³ che sono stati utilizzati per il dimensionamento dei manufatti (Tabella 6.7).

8.3.1 Area di invasione

In Figura 8.15 sono confrontate le aree di invasione ottenute dalle analisi traiettografiche in assenza (rosa) e in presenza (celeste) delle barriere paramassi progettate. La porzione di territorio interessata dal fenomeno di caduta massi risulta praticamente la stessa ad eccezione dei contorni.



Figura 8.15 – Confronto area di invasione: celeste senza barriere, rosa con barriere (QGIS 2.18.28)

8.3.2 Andamento dell'energia cinetica

In Figura 8.16 sono riportati i valori medi dei massimi dell'energia cinetica. Dal confronto si evince che le barriere progettate producono una riduzione locale dell'energia cinetica dei massi (traccia della barriera) che si estende in parte anche a valle. In particolare, si osserva la zona cerchiata di blu dove le energie diminuiscono di una quantità compresa nell'intervallo 3000-5000 kJ. Anche nelle zone terminali le energie in gioco risultano minori (cerchi bianchi).

In Figura 8.17 sono confrontati i valori massimi di energia cinetica per i quali le barriere paramassi progettate producono un effetto parziale di riduzione con intensità massima (5000-7000 kJ) nella zona circoscritta dal cerchio blu precedentemente individuata.

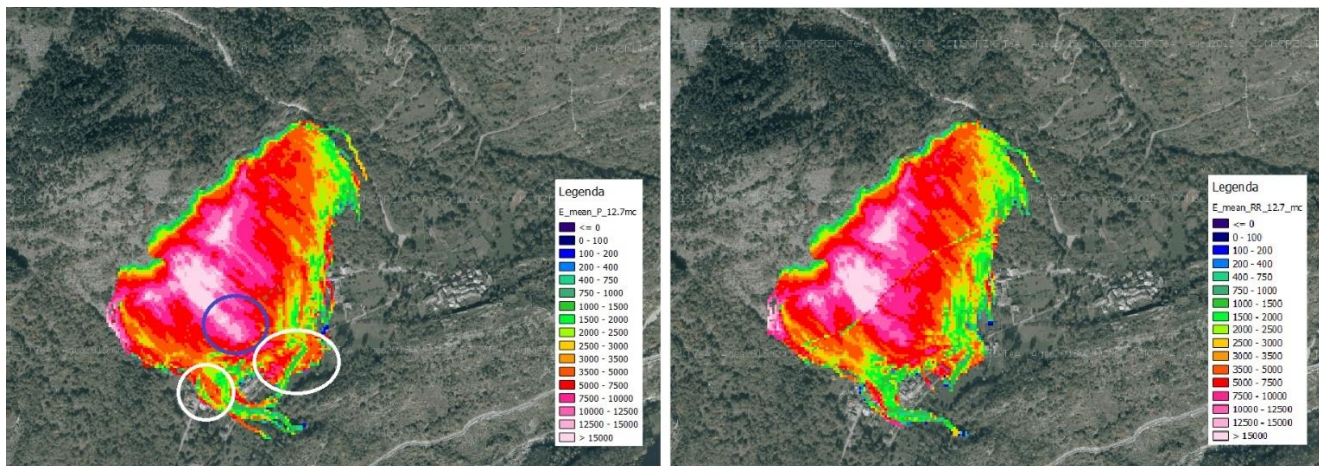


Figura 8.16 – Confronto file *E_mean.asc*: sinistra senza barriera, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

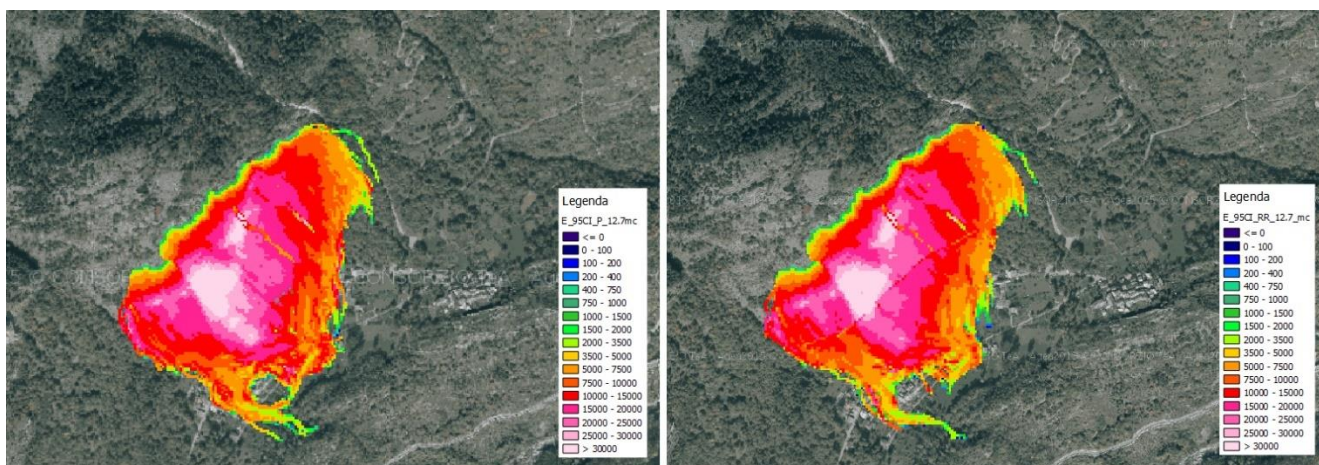


Figura 8.17 – Confronto file *E_mean.asc*: sinistra senza barriera, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

8.3.3 Andamento della velocità

In Figura 8.18 sono confrontati gli andamenti della velocità massima per le due analisi traiettografiche. L'effetto riduttivo prodotto dalle barriere paramassi sulle velocità massime registrate in ogni cella è dell'ordine dei 2-5 m/s e riguarda in particolare l'area inscritta all'interno dell'ellisse celeste.

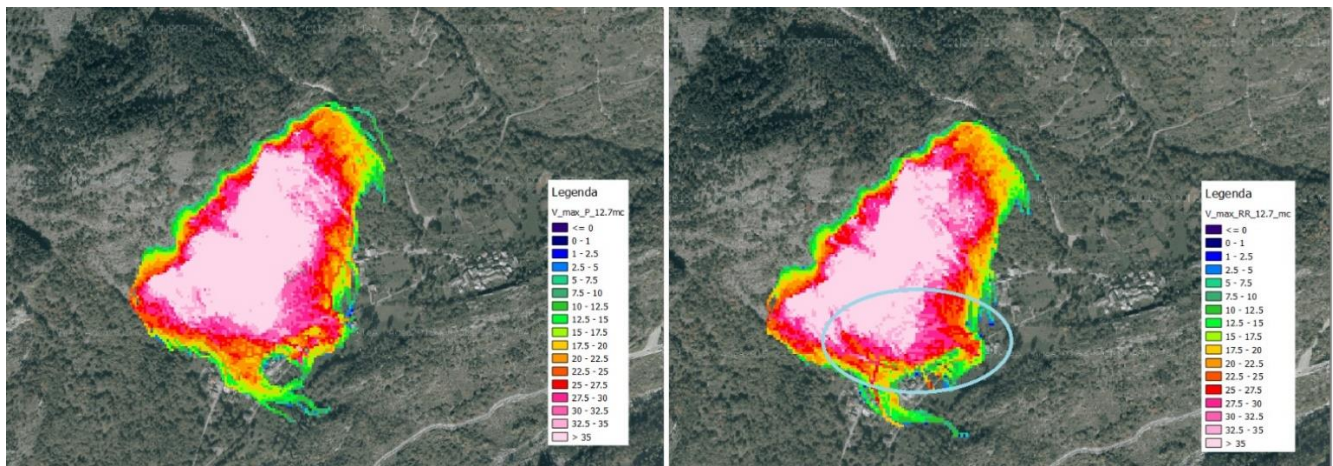


Figura 8.18 – Confronto velocità massime: sinistra senza barriera, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

8.3.4 Andamento dell'altezza di rimbalzo

In Figura 8.19 sono riportati i valori medi delle altezze di rimbalzo. Dal confronto delle due immagini si evince che non sono presenti cambiamenti apprezzabili ad eccezione dei valori registrati nelle poche celle inscritte all'interno del cerchio arancione e nell'area individuata dall'ellisse bianca dove si osservano un numero inferiore di celle con valori superiori ai 2 metri. Nella restante area di colore blu chiaro i massi simulati hanno un'altezza media di rimbalzo pari a 1.46 metri che corrisponde al raggio della sfera equivalente in termini volumetrici ed è quindi associabile a un cinematismo di puro rotolamento. Il confronto tra i valori massimi delle altezze è riportato in Figura 8.20. Dalle due immagini si può notare che le differenze osservabili riguardano solo i valori assunti in corrispondenza delle celle individuate dal cerchio bianco.

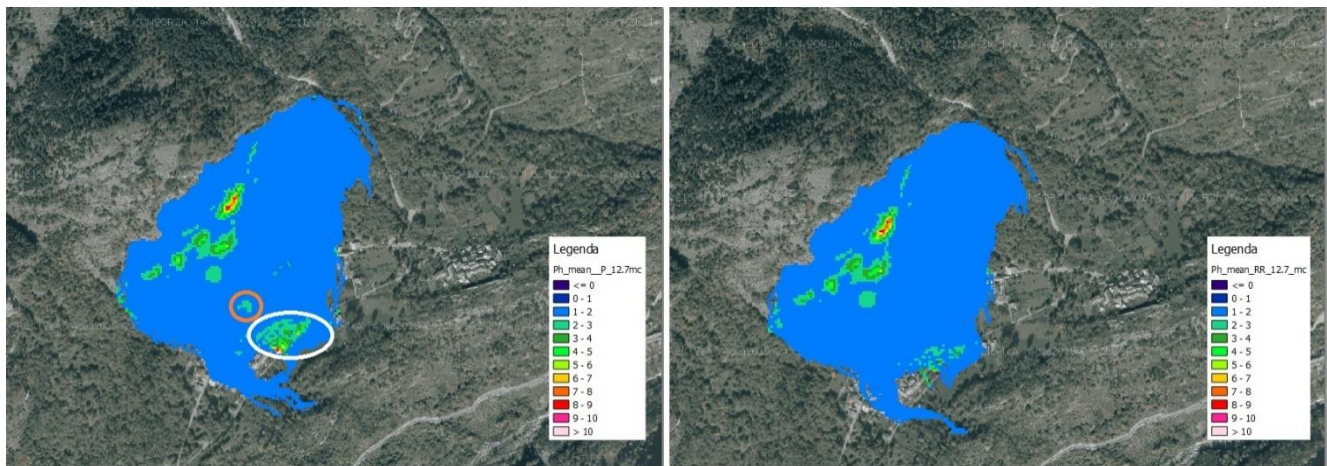


Figura 8.19 – Confronto altezza media: sinistra senza barriera, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

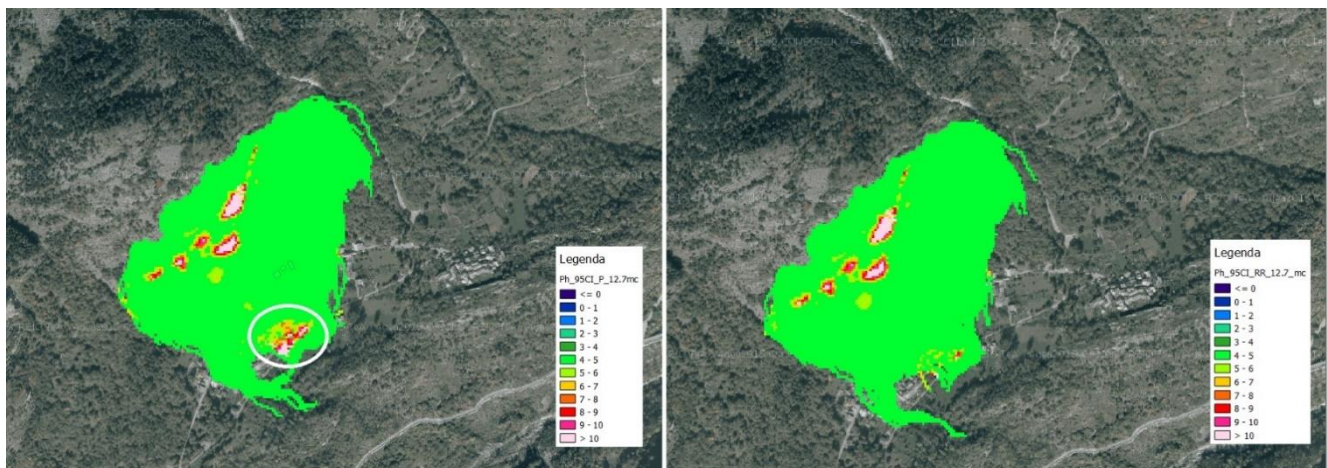


Figura 8.20 – Confronto altezza massime: sinistra senza barriera, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

8.3.5 Distribuzione dei depositi

In Figura 8.21 sono confrontate le distribuzioni spaziali inerenti al numero di depositi. Dall'immagine di destra è possibile notare la traccia delle barriere paramassi in corrispondenza delle quali si registrano valori elevati del numero di massi arrestati. A valle delle opere di difesa la situazione rimane pressoché invariata ad eccezione delle zone segnalate (cerchi bianchi) che presentano un numero di depositi all'incirca dimezzato.

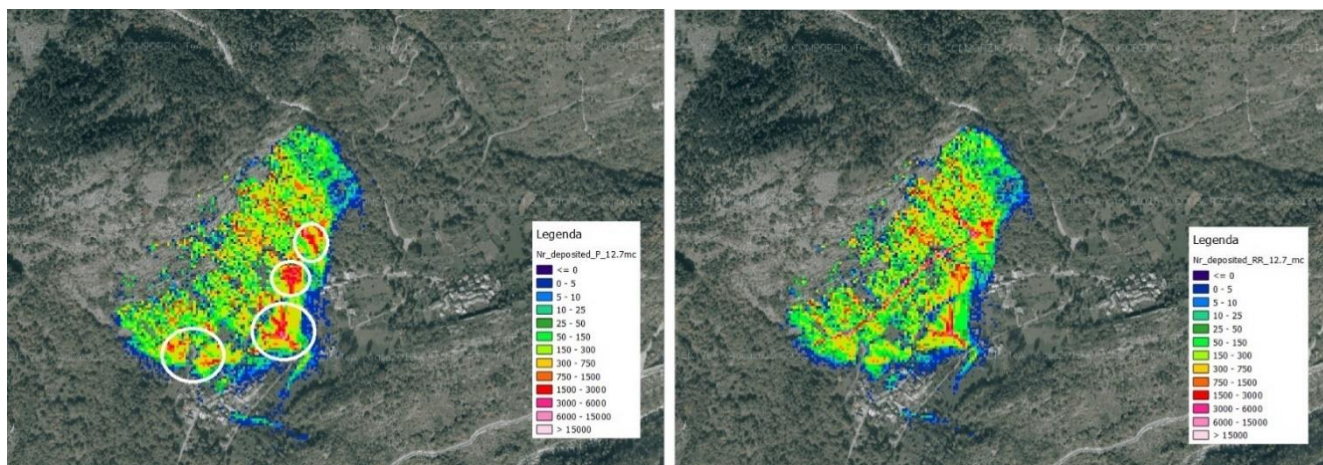


Figura 8.21 – Confronto numero di depositi: sinistra senza barriere, destra con barriere (QGIS 2.18.28)

8.3.6 Calcolo della pericolosità residua

Nelle figure precedenti si è evidenziato come le barriere paramassi progettate abbiano un contributo limitato per il volume di progetto di 12.7 m^3 a causa delle energie cinetiche dei massi che risultano di gran lunga superiori rispetto a quelle ottenute per il volume da 3 m^3 . Tale aspetto si riflette nel numero di blocchi che le opere di difesa riescono ad arrestare. Il valore medio di arresti è pari al 55.15 % con un massimo di 78.49% e minimo di 44.41% registrati rispettivamente in corrispondenza della barriera numero 1 e numero 5.

Barriera n°	Blocchi arrestati [%]
1	78.49
2	58.77
3	54.22
4	45.36
5	44.41
6	49.63

Tabella 8.3 – Blocchi arrestati in corrispondenza delle barriere progettate (vol. 12.7 m^3)

9. Conclusioni

Nella presente tesi si analizza il fenomeno di caduta massi verificatosi il 9 Novembre 2011 nel sito di Morliere (comune di Exilles, TO) per il quale è stata successivamente eseguita un'analisi previsionale. Dai risultati di quest'ultima è stato dimensionato un intervento di difesa. Infine, è stata eseguita un'ulteriore analisi traiettografica per testare l'efficacia dell'intervento di difesa proposto e valutare la pericolosità residua.

L'area oggetto di studio corrisponde alla porzione di pendio che sovrasta l'abitato di Morliere che, nella sua storia, è stato soggetto a numerosi fenomeni di crollo fin dal 1636, anno in cui si riporta la completa distruzione dell'abitato. Per tale ragione lungo il corso degli anni sono stati realizzati una serie di interventi tra i quali l'installazione di una barriera paramassi (1984).

Le informazioni inerenti all'evento del 9/11/2011 sono state reperite da varie fonti e in particolare dai verbali dei sopralluoghi effettuati dai tecnici della Regione Piemonte e del Consorzio Forestale Alta Valle di Susa nei giorni immediatamente successivi al crollo. Inoltre, è stato eseguito un rilievo in sito con lo scopo di ottenere ulteriori informazioni necessarie per condurre le analisi traiettografiche, in particolare quelle inerenti alla scabrezza del versante, alle caratteristiche della copertura forestale e alla distribuzione volumetrica dei massi depositati al piede del versante.

Per l'analisi traiettografica è stato utilizzato il software Rockyfor3D (Dorren et al., 2014) che implementa un approccio rigid body, probabilistico e tridimensionale. Il software richiede in input una serie di mappe raster che vanno a definire le caratteristiche del pendio, della vegetazione, della nicchia di distacco e del blocco. La mappa riguardante la scabrezza del versante ha richiesto uno studio complesso e dispendioso in termini di tempo in quanto è stato necessario un numero elevato di tentativi.

Sulla base delle mappe raster create sono state eseguite tre differenti analisi: la prima, tarata sull'evento del 9/11/2011 e le altre due per indagare l'effetto della densità di vegetazione.

In particolare, nell'analisi 1 la copertura forestale utilizzata è quella stimata sulla base del rilievo in sito. In termini di area di invasione si ottiene un riscontro positivo, sia per

l'impronta lungo il versante sia per la porzione di barriera interessata e le tre abitazioni colpite. Nell'analisi sono stati inseriti alcuni collettori, i quali hanno consentito di ricavare informazioni statistiche sulle variabili che descrivono le traiettorie simulate in alcune zone del versante. Il collettore 1, posizionato in corrispondenza della barriera esistente, fornisce valori di energia cinetica al 95° percentile non compatibili con la capacità della barriera che effettivamente è stata abbattuta. Il collettore 2, posizionato in corrispondenza delle abitazioni interessate dall'evento, rileva energie cinetiche al 95° percentile non compatibili con il danneggiamento osservato in sito. Tale discrepanza può essere dovuta al fatto che la convergenza dell'analisi traiettografica si è ottenuta con un numero di simulazioni elevato (100000), prendendo quindi in considerazione anche le traiettorie meno probabili associate a un contenuto energetico elevato.

Nell'analisi 2 si è invece indagato il risultato ottenuto con il tool FINT, il quale determina le posizioni degli alberi per differenza di quota tra DSM e DTM. Dal confronto con l'analisi 1 è emersa una chiara discrepanza nei risultati in termini di: area di invasione (più estesa), distribuzione dei depositi (traslata verso valle), variabili cinematiche e in particolare in termini di energia cinetica (valori più elevati). Tali differenze erano attese in quanto una minore densità di vegetazione implica una minore dissipazione energetica prodotta dagli alberi e quindi un'alterazione dei risultati sopra elencati.

Visti i risultati del confronto tra l'analisi 1 e l'analisi 2, si è voluto indagare se, utilizzando gli alberi individuati da FINT ma modificando i valori di scabrezze in un range ragionevole, fosse possibile andare a riprodurre l'evento del 9/11/2011 con un buon grado di verosimiglianza. È stata quindi condotta un'ulteriore analisi, la numero 3, che per ottenere lo scopo prefissato ha comportato un'ulteriore variazione dei valori della scabrezza. Per ottenere una simulazione sovrapponibile all'analisi 1 è bastato aumentare solo leggermente le scabrezze nonostante la notevole differenza di densità di vegetazione. Tale risultato è dovuto alle elevate energie cinetiche in gioco contro le quali la copertura forestale ha un'influenza limitata. Infatti, dalla letteratura emerge che un volume di 5 m³ (uguale a quello utilizzato nella back-analysis) è generalmente ritenuto essere il limite volumetrico superiore dei massi che possono essere arrestati dalla vegetazione anche se, lungo le Alpi, sono noti molteplici casi di blocchi arrestati con volumi anche di 10 m³ (Dorren e Berger, 2005). Ulteriormente, si stima che una foresta di sole conifere adulte sia in grado di dissipare energie cinetiche pari a 500 kJ (Dorren et al. 2006), energia

piuttosto inferiore rispetto a quelle ricavate dall'analisi traiettografica. Quindi, un volume inferiore del masso avrebbe comportato differenze ancora maggiori nel confronto con la simulazione numero 2 e variazioni più marcate delle scabrezze nella simulazione numero 3.

La back-analysis si conclude con un'analisi speditiva della vulnerabilità delle abitazioni colpite, con lo scopo di andare a verificare se le energie ricavate dall'analisi traiettografica siano compatibili con il danneggiamento osservato in sito. L'approccio utilizzato è stato quello sviluppato per l'evento di Fiumelatte (LC) del 4 Novembre 2004 (Agliardi et al., 2009) che consiste nella stima di una funzione empirica di vulnerabilità sito dipendente. In realtà, nel caso di Morliere i dati a disposizione sono troppo pochi per poter costruire tale funzione e si è quindi deciso di utilizzare l'espressione trovata per Fiumelatte. Utilizzando i valori di energia cinetica al 95° percentile si ottiene una vulnerabilità elevata, pari a circa il 90%, che corrisponderebbe alla distruzione dell'edificio, fatto che non è avvenuto. Infatti, i danni subiti dalle tre abitazioni (collasso locale del paramento murario in laterizio, danneggiamento della parete posteriore, sfondamento di un gabinetto esterno) ricadono all'interno della classe di danno 2 alla quale corrisponde una vulnerabilità compresa nell'intervallo 10-30%. Entrando con tali valori nell'equazione di Fiumelatte si trova un'energia cinetica pari 50 kJ (10% di danno) e 125 kJ (30% di danno). Esse corrispondono rispettivamente alla frequenza cumulata pari a 0.12 e 0.30 dell'energia cinetica: l'analisi traiettografica risulta quindi conservativa.

Successivamente è stata condotta un'analisi previsionale che parte con la stima di una relazione periodo di ritorno-volume di progetto (De Biagi et al., 2017) la quale ha necessitato di un rilievo dei blocchi al piede del versante e la redazione di un catalogo degli eventi storici. Tale relazione cerca di risolvere il problema legato all'impossibilità di definire una probabilità di distacco su base "meccanica", allineandosi quindi ai criteri di progettazione moderni che seguono un approccio probabilistico.

Dalla legge volume-tempo di ritorno sono stati scelti tre periodi distanti nel tempo (20-50 e 100 anni) per andare a indagare scenari con differenti volumetrie. Per ognuna di esse è stata eseguita un'analisi previsionale utilizzando una nuova zona di distacco che comprende le aree con maggiore propensione al distacco del pendio sovrastante la frazione di Morliere. Esse sono definite dalla contemporaneità delle due condizioni: roccia esposta priva di vegetazione e pendenza uguale o superiore al 45%. L'elevata quota di

distacco unita alle pendenze particolarmente marcate sia della zona di distacco (dal 45% a oltre il 70%) e sia del versante che si frappone tra la parete rocciosa e l'abitato di Morliere (dal 35% a oltre il 40%) hanno comportato energie cinetiche molto elevate già a partire dalla volumetria minore (3 m^3).

Il passo successivo è stato quello di dimensionare un'opera di difesa. Viste le energie in gioco e l'impossibilità di realizzare un rilevato paramassi, si è deciso di dimensionare una serie di barriere paramassi a rete per il volume di progetto di 3 m^3 . Tale intervento necessita di reti ad alto assorbimento energetico, in particolare nella porzione centrale dell'area di invasione.

È stata infine eseguita un'analisi di pericolosità residua, andando a calcolare la percentuale dei blocchi arrestati dalle opere di difesa proposte rispetto a quelli impattanti. Nel caso del volume di progetto di 3 m^3 si ottiene un arresto pressoché totale dei massi, con una media del 98.77%, mentre per le altre due volumetrie la percentuale di arresti si riduce ai valori medi pari al 76.75% per il volume da 7 m^3 e 55.15% per quello da 12.7 m^3 . Tali risultati mostrano il corretto dimensionamento delle barriere paramassi proposte che inoltre producono una mitigazione parziale della pericolosità per le volumetrie superiori a quella di progetto.

Ringraziamenti

Dicono che noi siamo la media delle persone che ci circondano. Per tale motivo credo fermamente che per il raggiungimento di certi obiettivi sia condizione necessaria avere la fortuna di essere circondati da persona capaci a cui si vuole bene e si possa fare affidamento reciprocamente. Un percorso universitario è sicuramente uno di questi.

Innanzitutto, vorrei ringraziare le prof.sse Monica Barbero e Marta Castelli e l'ing. Gianmarco Vallero per la loro disponibilità frequente e costante mostrata in questi mesi e per il clima di serenità instaurato. Un altro grazie va al prof. Valerio De Biagi per l'aiuto ricevuto e all'ing. Stefano Campus che fin dal principio mi ha instradato nella retta via con i suoi preziosi consigli e spiegazioni.

Altro tassello fondamentale e imprescindibile è stata mia famiglia: mia madre, mio padre e mio fratello i quali hanno sempre creduto in me e sostenuto nei momenti di difficoltà.

Un altro grazie va a Tata e Toto che costituiscono un'ancora insostituibile fonte di impagabili consigli e sulla quale so di poter contare. Ulteriore grazie a mio padrino, mia madrina e le mie cugine per il supporto continuo e sui quali, in qualunque momento, so di poter fare affidamento.

Un altro grazie (big come mister Yeah buddy) va al mio coinquilino Fabio per questi anni passati assieme. Senza quei momenti di delirio senza senso, di complicità, i preferiresti e tutte le altre cazzate, sarebbe stato sicuramente meno facile affrontare questo percorso.

Un grazie enorme ai colleghi più cari: Fede, Ivan, Stefano e Vito per la collaborazione reciproca e per avermi rallegrato nel tempo trascorso dentro e fuori dalla facoltà. Un ringraziamento anche a tutti gli altri colleghi conosciuti in questi anni che hanno contribuito, chi più e chi meno, ad arricchire e rendere più belli questi anni trascorsi a Torino.

Un grazie lungo tredici anni e per qualcuno anche di più va agli amici di giù, sempre presenti sia nei momenti belli che in quelli meno belli e grazie ai quali mi vien da ridere, spesso anche da solo, al solo ricordo di qualche cavolata detta/fatta.

Insomma, un grazie di CUORE a tutti

17/04/2019

Bibliografia

Agliardi F. e Crosta G.B., (2003): “High resolution three-dimensional numerical modelling of rockfalls”, International Journal of Rock Mechanics and Mining Science, 40, pp. 455-471.

Brang P., (2001): “Resistance and elasticity: promising concepts for the management of protection forests in the Alps”, Forest Ecology Manage, 145 (1), pp. 107-117.

Broili, L., (1974): “Ein Felssturz in Großversuch”, Rock Mechanics Supplement, 3, pp. 69-78.

Barbero M., (2017): “Stabilità di versanti in roccia: la caduta massi”, Corso di Meccanica delle Rocce, Politecnico di Torino.

Bassato G., Cocco S. e Silvano S., (1985): “Programma di simulazione per lo scoscendimento di blocchi rocciosi”, Dendronatura, 6 (2), pp. 34-46.

Bustamante M. e Doix B., (1985): “Une méthode pour le calcul des tirants et des micropieux injectés”, Liaison Laboratoire Central des Ponts et Chaussées, pp. 82-90.

Castelli M., De Biagi V. e Netti T., (2016), “Effect of the Number of Simulations on the Accuracy of a Rockfall Analysis”, Procedia Engineering, 158, pp. 64–69.

Consorzio Forestale Alta Valle Susa, verbale di sopralluogo n° 32/2011, (2011), pp. 4-7.

Consorzio Forestale Alta Valle Susa, verbale di sopralluogo n° 01/2012, (2012), pp. 3-6.

Chau, K.T., Wong, R.H.C. e Wu, J. J., (2002): "Coefficient of restitution and rotational motions of rockfall impacts", *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 39, pp. 69-77.

De Biagi V., (2017): "Brief communication: Accuracy of the fallen blocks volume-frequency law", *Natural Hazards and Earth System Sciences*, pp. 1487-1492.

De Biagi V., Barbeo M., Napoli M. e Pelia, D., (2017): "Estimation of the return period of rockfall blocks according to their size", *Natural Hazards and Earth System Sciences*, pp. 103-113.

Dolce M., Kappos A.J., Masi A., Penelis G. e Vona M., (2006): "Vulnerability assessment and earthquake scenarios of the buildingstock of Potenza (Southern Italy) using the Italian and Greek methodologies", *Engineering Structures*, 28, pp. 357-371.

Dorren L.K.A., Berger F., Lehir C., Mermin E. e Tardif P., (2005): "Mechanisms, effects and management implications of rockfall in forests", *Forest Ecology Manage*, 215 (1-3), pp. 183-195.

Dorren L.K.A. e Berger F., (2005): "Stem breakage of trees and energy dissipation during rockfall impacts", *Tree Physiol*, 26, pp. 63-71.

Dorren L.K.A e Berger F., (2006): "Stem breakage of trees and energy dissipation at rockfall impacts", *Tree Physiol*, 26, pp. 63-71.

Dorren L.K.A., Berger, F. e Putters U.S. (2006): “Real size experiments and 3D simulation of rockfall on forested and non-forested slopes”, *Natural Hazards and Earth System Sciences*, 6, pp. 145-153.

Dorren, L.K.A. e Heuvelink G.B.M., (2004): “Effect of support size on the accuracy of a distributed rockfall model”, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 18, pp. 595-609.

Dorren L.K.A. e Seijmonsbergen A.C., (2003): “Comparison of three GIS-based models for predicting rockfall runout zones at a regional scale”, *Geomorphology*, 56 (1-2), pp. 49-64.

Dorren L.K.A. e Simoni S., (2014): “Rockyfor3D (V5.1) rivelato – Descrizione trasparente del modello 3D di caduta massi”, Ecorisq.

EOTA (European Organisation for Technical Approvals), (2008): “ETAG027 - GUIDA PER IL BENESTARE TECNICO EUROPEO di SISTEMI DI PROTEZIONE PARAMASSI”, Brussels.

Eurock, (1982): “Interventi di salvaguardia dalla caduta massi di volumi rocciosi, progetto esecutivo”.

Evans S.G. e Hungr O., (1993): “The assessment of rockfall hazard at the base of talus slopes”, *Canadian Geotechnical Journal*, 30, pp. 620-636.

Gerber W., (1998): “Waldwirkung und Steinschlag. In: Schwitter, R. (Ed.): Dokumentation der 14. Arbeitstagung der Schweizerischen Gebirgswaldpflegegruppe mit der FAN 1998”, unpublished report, Grafenort / Engelberg, pp. 1-15.

Habib P., (1977): “Note sur le rebondissement des blocs rocheux. In: Proc. Meet. On Rockfall Dynamics and Protective Works. Bergamo, Italy”, ISMES Publication, 90, pp. 123-125.

Heim A., (1932): “Bergsturz und Menschenleben. Beiblatt Vierteljahrschrift Naturforsch”, Gesell Zürich, pp. 77-218.

Hoek E., (1987): “Rockfall. A program in basic for the analysis of rockfall from slope”, Unpublished notes, University of Toronto, Canada.

Hungr O., Evans S.G., Bovis M.J. e Hutchinson J.N., (2001): “A review of the classification of Landslides of the Flow Type”, Environmental and Engineering Geoscience, 7, pp. 221-238

Jaboyedoff M. e Laboiuse V., (2003): “Preliminary assessment of rockfall hazerd based on GIS data. ISRM 2003, Technology roadmap for rock mechanics”, South Africa Institute of Mining and Metallurgy.

Jaboyedoff M. e Labiouse V., (2011): “Technical note: Preliminary estimation of rockfall runout zones”, Natural Hazards and Earth System Sciences, 11, pp. 819–828.

Jonsson M.J., (2007): “Energy absorption of trees in a rockfall protection forest”, PhD Thesis ETHZ No. 17214, 209 S.

Kirkby M.J. e Statham I., (1975): “Surface stone movement and scree formation”, Journal of Geology, 83, pp. 349-362.

McClung D., (1999): “The encounter probability for mountain slope hazards”, Canadian Geotechnical Journal, 6, pp. 1195–1196.

Ministero delle Infrastrutture e dei Trasporti, (2018): “Norme tecniche per le costruzioni 2018 (NTC 2018)”.

Paiola A., (1978): “Movimenti franosi in Friuli. Comportamento dei corpi che cadono su di un pendio e calcolo del limite di espansione potenziale”, Tecnica Italiana, pp. 6.

Pariseau W.G. e Voight B., (1979): “Rockslides and avalanches: basic principles and perspectives in the realm of civil and mining operations”, Rockslides and avalanches. Engineering sites. Elsevier, The Netherlands, pp. 1-92.

Pfeiffer T.J. e Bowen T.D., (1989): “Computer simulation of rockfalls”, Assoc Engineering Geology, XXVI, pp. 135-146.

QGIS, (2015): “Manuale utente”, versione 2.18.28.

Regione Lombardia, (2001): “Valutazione della pericolosità e del rischio da frana”, Struttura Rischi Idrogeologici della Regione Lombardia.

Regione Piemonte, (10/2/1984): “Verbale di sopralluogo in località Cels di Exilles”, pp. 3-187.

Regione Piemonte, (9/11/2011): “Relazione di Sopralluogo: Caduta massi in frazione Cels Morliere”, pp. 1-4.

Regione Piemonte, (11/11/2011): “Protocollo n° 87512, Caduta massi in frazione Cels Morliere nel comune di Exilles. Relazione di sopralluogo”.

Richards L., (1988): “Rockfall protection: a review of a current analytical and design methods.”, Secondo Ciclo di Conferenze di Meccanica e Ingegneria delle Rocce, Torino, I(A).

Rocscience, (2000): “manuale utente”, Rocscience Inc.

Ruiz-Carulla, R., Corominas, J. e Mavrouli, O., (2015): “A methodology to obtain the block size distribution of fragmental rockfall deposits”, *Landslides*, 12, pp. 815-825.

Scavia C., (2017): “Corso di Meccanica delle Rocce. Politecnico di Torino”, Materiale Didattico.

Scheidegger A.E., (1973): “On the prediction of the reach and velocity of catastrophic landslides”, *Rock Mechanics*, 5, pp. 231-236.

Stoffel M., Lievre I., Monbaron M. e Perret S., (2006): “Seasonal timing of rockfall activity on a forested slope at Taschgufer (Swiss Alps) - a dendrochronological approach”, *Geomorphology*, 49.

U.S. Army Corps of Engineers (USACE), (1996): “Risk Based Analysis for Evaluation of Hydrology/Hydraulics, Geotechnical Stability, and Economics in Flood Damage Reduction Studies”, ER 1105-2-101, Washington, DC.

Varnes D.J. e IAEG Commission on Landslides, (1984): “Landslides Hazard Zonation – a review of principles and practice”, UNESCO, Paris, pp. 63.

Varnes D.J., (1978): "Slope movement types and processes. In Schuster R.L., & Krizek R.J. (eds) landslides analysis and control", Transport Research Board, Washington, DC, pp. 11-33.

Viggiani C., (1999): "Fondazioni", Hevelius Edizioni, 2a edizione.

Wu S.S., (1984): "Rockfall evaluation by computer simulation. Transportation Research Record", Transport Research Board, Washington, DC, Nr. 1031: pp. 1-5.

Zevenbergen L.W. e Thorne C.R., (1987): "Quantitative Analysis of Land Surface Topography", Earth Surface Processes Landforms, 12, pp. 47-56.

Sitografia:

www.arpa.piemonte.it

www.ecorisq.org

www.maccaferri.it

www.qgis.org

www.regione.piemonte.it

www.roscience.com

www.wsgs.wyo.gov