POLITECNICO DI TORINO

Corso di Laurea Magistrale in Ingegneria per l'Ambiente e il Territorio

Tesi Magistrale

Caratterizzazione di materiali rocciosi finalizzata allo scavo meccanico mediante utensili a disco

Relatori

Prof. Marilena Cardu

Prof. Giorgio Iabichino

Candidato

Giovanni Castagnola

a.a. 2018/2019

Marzo 2019

Indice

Introduzione 5

1. Operazioni di scavo in sotterraneo 7

1.1 Generalità 7

1.2 Tecniche impiegate per lo scavo di gallerie 9

1.3 Scavo meccanizzato a piena sezione – TBM in roccia 11

1.3.1 TBM aperta 12

1.3.2 TBM a scudo singolo 15

1.3.3 TBM a doppio scudo 17

1.3.4 Scelta della tipologia di TBM 20

1.4 Scavo meccanizzato a piena sezione – TBM in terreno 22

1.4.1 Fresa Earth Pressure Balance – Scudo singolo 23

1.4.2 Fresa Slurry Shield – Scudo singolo 23

2. Scavo meccanizzato in roccia 25

2.1 Generalità 25

2.2 Scavo in roccia con TBM 27

2.2.1 Utensili rotolanti a disco 30

2.3 Meccanismo di rottura della roccia nello scavo meccanizzato 33

2.3.1 Indentazione della roccia 35

2.3.2 Distacco di scaglie 37

2.4 Granulometria del materiale distaccato 38

3. Linear Cutting Machine 41

3.1 Generalità 41

3.2 Linear Cutting test - “full scale” 42

3.2.1 Madalità di Esecuzione – I FASE 44

3.2.2 Modalità di Esecuzione – II FASE 45

3.3 Portable Linear Cutting Test – “small scale” 49

3.4 Intermediate Linear Cutting Test – “medium scale” 50

3.4.1 Intemediate Linear Cutting Machine (ILCM) 53
4. ILCM – Prove svolte presso il Politecnico di Torino 55
4.1 Rispoli (2013) 55
4.1.1 Risultati indagine sperimentale 58
4.2 Montes (2016) 64
4.2.1 Risultati indagine sperimentale 66
4.3 Rispoli (2018) 73
4.3.1 Risultati indagine sperimentale 79
5. Caratterizzazione dei materiali indagati 82
5.1 Materiali analizzati 82
5.1.1 Materiale per indagini geofisiche e prove di compressione monoassiale 83
5.1.2 Materiali per la prova a trazione indiretta 85
5.1.3 Materiali per l'analisi granulometrica detrito 86
5.2 Indagini conservative – Geofisica 88
5.2.1 Modalità di esecuzione 89
5.3 Indagini a distruzione – UCS e BTS 91
5.3.1 Prova di compressione monoassiale 92
5.3.2 Prova di trazione indiretta 95
5.4 Analisi granulometrica del detrito prodotto 97
5.4.1 Modalità di esecuzione 98
6. Risultati caratterizzazione materiali 100
6.1 Risultati indagini conservative – Geofisica 100
6.1.1 Confronto risultati indagine geofisica con valori di letteratura 101
6.2 Risultati indagini a distruzione – UCS 101
6.2.1 Confronto risultati UCS con valori di letteratura e dell'indagine geofisica 103
6.3 Risultati indagini a distruzione – BTS 104
6.4 Risultati analisi granulometrica 109
Conclusioni 123

7. Bibliografia 125

Allegato 1 129

Introduzione

Nel corso dell'ultimo secolo l'incremento della popolazione ha portato all'aumento della densità di popolazione e alla riduzione degli spazi accessibili in superficie nei centri abitati. Ciò ha generato la nascita di problematiche legate alle comunicazioni e ai trasporti nelle città stesse determinando così la spinta ad individuare soluzioni alternative. Per questo motivo la tendenza a spostare particolari attività negli spazi sotterranei è risultata inevitabile. A tale scopo il lavoro dei ricercatori e dei progettisti ha assunto maggiore rilevanza in termini di sviluppo tecnologico necessario alla realizzazione di opere sempre più grandi e sicure nel minor tempo possibile. In particolare, rispetto al passato, tra i metodi di scavo possibili per la realizzazione di gallerie, la tendenza odierna è quella di ricorrere al metodo di scavo meccanizzato con TBM rispetto al sistema tradizionale mediante esplosivo. Tale scelta è legata principalmente a quanto indicato in precedenza, ovvero: realizzazione di opere nel modo più efficiente possibile evitando interferenze che potrebbero provocare la nascita di problemi in termini di sicurezza.

Lo scavo in sotterraneo mediante esplosivo, infatti, nonostante sia più flessibile ed economico rispetto a quello con TBM, può però essere fonte sia di problematiche di sicurezza per gli addetti ai lavori sia di disagi per la popolazione presente in superficie che potrebbe risentire di notevoli vibrazioni.

Lo scavo meccanizzato risulta essere più costoso e meno flessibile ai cambiamenti sia di tracciato che della geologia del materiale attraversato ma al tempo stesso è preferito in quanto, nel caso di installazione immediata del rivestimento a tergo della testa fresante, è possibile realizzare un prodotto utilizzabile immediatamente.

Il corretto sviluppo di tale metodologia richiede la conoscenza sia delle caratteristiche della macchina che del materiale attraversato. Per quanto riguarda il primo aspetto è possibile fare riferimento a metodologie empiriche ricavate da studi di letteratura che però possono fornire risultati non corretti. Infatti, al variare delle condizioni al contorno, è possibile che i modelli empirici, non essendo universali, restituiscano dei risultati inaffidabili che non possono essere tenuti in considerazione nel progetto. Tuttavia sono stati sviluppati dei metodi sperimentali di laboratorio, tra cui il *Linear Cutting Test* (LCT) eseguito mediante *Linear Cutting Machine* (LCM), in grado di studiare l'interazione roccia-utensile. Tali prove permettono quindi di valutare i parametri di interesse che si generano in situazioni reali durante lo scavo di una galleria con TBM. A tale scopo presso il Politecnico di Torino, oltre a pochi altri centri di ricerca nel mondo, sono iniziati degli studi volti alla caratterizzazione e al miglioramento dei parametri necessari allo scavo di una galleria. In particolare, presso uno dei laboratori del Dipartimento di Ingegneria per l'Ambiente e il Territorio (DIATI) del Politecnico di Torino, è stata sviluppata una LCM di medie dimensioni, denominata Intermediate Linear Cutting Machine (ILCM), che ha permesso di ottenere importanti risultati in termini di interazione roccia-

utensile. Questi studi, nel corso degli ultimi anni, hanno permesso di valutare le prestazioni di scavo di utensili rotolanti a disco con differenti geometrie e dimensioni agenti su diverse tipologie di roccia, ad una scala quasi reale. Oltre agli obiettivi raggiunti nel corso delle indagini precedenti presso il Politecnico di Torino, per effettuare una caratterizzazione completa della roccia sottoposta alla sperimentazione con ILCM, si è deciso di realizzare, con il presente elaborato, una valutazione conclusiva. In particolare, quest'ultimo studio ha avuto come obiettivo quello di caratterizzare in termini geomeccanici, il marmo e la pietra di Luserna al fine dello scavo meccanico mediante utensili a disco in roccia. Secondo quanto riportato in letteratura, per una corretta valutazione dell'interazione roccia-utensile non è sufficiente conoscere solamente la corretta disposizione degli utensili sulla testa fresante ma è anche necessario definire le proprietà geomeccaniche della roccia che si intende scavare.

Il lavoro sperimentale svolto in laboratorio ha quindi previsto l'esecuzione di tre diverse tipologie di prova: una conservativa e due a distruzione. Tali prove sono state svolte su provini ricavati dagli stessi blocchi di materiale Marmo e Pietra di Luserna, in precedenza utilizzati durante le ricerche eseguite presso il Politecnico di Torino mediante ILCM. Le prove eseguite sui campioni sono le seguenti:

- Indagine geofisica conservativa per la valutazione dei moduli elastici (Modulo di Young e di taglio) e del Coefficiente di Poisson;
- Prova di compressione monoassiale (Uniaxial Compressive Strength (UCS)), per la valutazione della resistenza a compressione a rottura (C_0) e dei Moduli di Young sia tangente che secante;
- Prova di trazione indiretta (Prova Brasiliana (BTS)) per la valutazione della resistenza a trazione a rottura secondo il metodo indiretto.

Infine, oltre alle precedenti 3 tipologie di prova, è stata eseguita l'analisi granulometrica del detrito prodotto durante l'esecuzione dei solchi di taglio mediante ILCM, negli studi passati. I risultati hanno permesso di valutare sia la distribuzione media della pezzatura del detrito prodotto durante le prove sui campioni di marmo e di pietra di Luserna, sia la definizione del Coarseness Index (*CI*).

L'insieme delle indagini ha permesso di ricavare i principali parametri geomeccanici della roccia e di realizzare sia confronti con valori di letteratura che correlazioni tra i parametri ottenuti. Quest'ultimo aspetto ha fornito la possibilità di valutare l'efficienza in laboratorio della disgregazione della roccia mediante utensili a disco.

1. Operazioni di scavo in sotterraneo

1.1 Generalità

Nel corso degli ultimi due secoli si è verificato un incremento notevole della popolazione mondiale che, a partire dal miliardo di persone all'inizio dell'800, ha superato i 7 miliardi ai nostri giorni. Inoltre si è potuta osservare la tendenza delle persone a spostarsi nelle città. Infatti oggi esistono nel mondo 23 città con più di cinque milioni di abitanti e 284 con più di un milione, mentre nell'800 Londra era l'unica ad averne più di un milione. Ciò ha comportato un incremento della concentrazione di abitanti nelle città con una conseguente riduzione degli spazi a disposizione. Per far fronte a questo problema si è cercato di sfruttare sempre più gli spazi in sotterraneo, utilizzando questi ultimi per:

- Grandi infrastrutture tecnologiche come strutture ed impianti di generazione di energia, depositi di stoccaggio di rifiuti (RS, RTN, Radioattivi) e Impianti industriali;
- Infrastrutture di trasporto come gallerie parietali, di bassa e media profondità, basali ad uso stradale e ferroviario, ma anche gallerie urbane per trasporti stradali, ferroviari metropolitani, ferroviari extraurbani e cavità connesse (stazioni, locali tecnici);
- Strutture civili ad uso lavorativo, culturale, ricreativo ed abitativo come ospedali, centri commerciali e negozi;
- Strutture militari, come depositi di armi e munizioni, ma anche basi segrete e strategiche;
- Spazi derivanti da attività estrattive in sotterraneo, come cave e miniere.

La scelta di trasferire certe attività dalla superficie al sotterraneo ha comportato però un incremento di costi per quanto riguarda le operazioni per l'esecuzione dei lavori ma allo stesso tempo notevoli vantaggi. Sul piano ambientale è però possibile elencare alcuni aspetti positivi legati alla scelta di spostare alcune attività in sotterraneo:

- Isolamento legato all'inquinamento ambientale, acustico e termico. Infatti se si considera, per esempio, una galleria, l'aria, carica di particelle inquinanti prodotte dal traffico che la percorre, può essere raccolta e sottoposta ad un processo di disinquinamento prima di essere dispersa in superficie. Sul piano acustico e termico invece, il terreno permette sia di evitare che il rumore prodotto dai veicoli raggiunga la superficie, sia di garantire una temperatura più o meno costante negli ambienti sotterranei. Per quanto riguarda quest'ultimo aspetto, è possibile sottolineare un ulteriore vantaggio legato a un minor consumo energetico dovuto alle operazioni di raffreddamento e riscaldamento nelle varie stagioni climatiche.
- L'uso degli ambienti sotterranei permette la realizzazione di strutture che non potrebbero altrimenti essere realizzate a causa di problemi di impatto ambientale e paesaggistico.

- In sotterraneo è possibile utilizzare sistemi di trasporto a basso impatto, come mezzi a propulsione elettrica su rotaia anche in contesti sfavorevoli quali zone montuose e aree metropolitane. Infatti, secondo studi di letteratura, come riportato nel diagramma in Figura 1.1, al crescere della densità urbana si può osservare una riduzione del consumo annuo di gasolio. Di conseguenza grazie allo sviluppo di questi sistemi di collegamento sotterranei e all'utilizzo di mezzi ecologici, è possibile avere un maggior risparmio legato alla riduzione dei costi legati ai consumi delle risorse naturali.

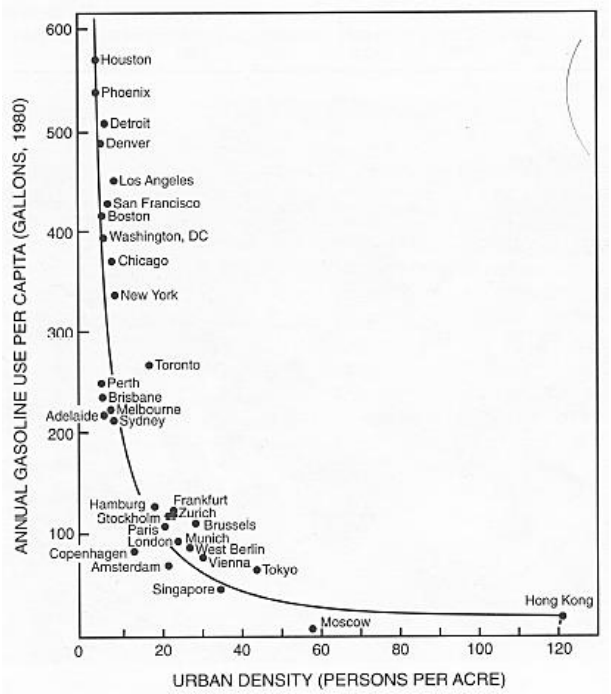


Figura 1.1: Correlazione tra densità di popolazione urbana e consumo di gasolio (Orit Mindali et al., 2004).

Tuttavia si possono verificare degli effetti negativi correlati alla realizzazione e all'uso di spazi sotterranei:

- Impatti ambientali e paesaggistici dovuti sia allo stoccaggio del marino sia all'eventuale tossicità dei materiali che esso può contenere (amianto, bentonite, schiume nel caso di scavo con EPB);
- Nonostante sia un problema tipicamente a giorno, è possibile riscontrare vibrazioni nei pressi di punti sensibili (edifici e infrastrutture) nel caso di scavo di gallerie superficiali nel caso di operazioni di scavo con esplosivo o scavo meccanico.

In generale, vista la tendenza della popolazione globale a spostarsi verso i centri urbani, si è avuto un ridimensionamento delle vie di trasporto: le normali strade urbane ed extraurbane hanno iniziato ad essere sottodimensionate per il traffico odierno; ciò ha obbligato ad adeguare le infrastrutture alle esigenze della popolazione e del territorio, portando l'ambito delle infrastrutture in sotterraneo (Guglielmetti et al. 2008) ad essere quello più importante tra i precedenti elencati. Lo sviluppo di vie

di comunicazione sotterranee ha comportato non solo una crescita dei centri urbani, con la costruzione delle metropolitane, ma ha anche permesso di potenziare gli scambi commerciali con la creazione di linee ad alta velocità a livello sia nazionale che internazionale.

1.2 Tecniche impiegate per lo scavo di gallerie

Il grande entusiasmo che si è diffuso attorno al tema delle infrastrutture in sotterraneo ha portato numerosi studiosi a cercare di sviluppare o migliorare le tecniche e i metodi di scavo per la loro realizzazione. In particolar modo si possono evidenziare due metodi principali: il metodo convenzionale e lo scavo meccanizzato a piena sezione. La scelta del metodo di avanzamento dipende da diversi fattori – ad esempio, la lunghezza del tracciato, le caratteristiche della roccia, le possibilità economiche, nonché i tempi di costruzione previsti.

Il metodo convenzionale è tipicamente realizzato facendo ricorso a due tecniche: il Drill&Blast e lo scavo mediante macchine ad attacco puntuale. Le differenze tra le due tecniche riguardano le modalità di realizzazione, la pezzatura del materiale ottenuto e l'energia specifica di scavo. Tuttavia, considerando la natura del materiale da scavare, nel caso dell'esplosivo si è nel campo delle rocce dure e resistenti (hard rock) mentre qualora la roccia fosse fratturata, è possibile lo scavo con macchine puntuali come Roadheaders o martelloni. Allo stesso tempo, però, le caratteristiche di durezza del materiale non sono una prerogativa nella scelta della tecnica in quanto lo scavo con Roadheader non è esclusivo in roccia tenera e fratturata ma può essere realizzato in roccia dura a patto che presenti un buon grado di fratturazione.

Il secondo metodo prevede l'impiego di macchine dotate di una testa fresante a piena sezione, ovvero avente le stesse dimensioni della galleria da scavare, garantendo la possibilità di effettuare lo scavo sia in roccia che in terreno.

Figura 1.2: TBM Virginia utilizzata nel cantiere del Brennero con parte del relativo back-up (Ghella S.p.A.).

In generale lo scavo meccanizzato, come quello tradizionale, prevede l'esecuzione di operazioni in una ambiente in cui è opportuno il controllo della stabilità. Infatti, se il materiale ha proprietà scadenti, lo scavo della galleria necessita dell'applicazione di una pressione al fronte e l'utilizzo di uno scudo con lo scopo di controllare la stabilità rispettivamente della sezione di scavo e delle pareti della cavità (TBM scudate). Tuttavia è anche possibile che lo scavo avvenga in un ambiente in cui la roccia è caratterizzata da un elevato grado di autoportanza e quindi non è richiesto il ricorso agli accorgimenti precedenti. Per questo motivo è possibile suddividere le frese a piena sezione in due grandi famiglie in base al tipo di materiale scavato:

- *Tunnel Boring Machine* (TBM - Figura 1.2): si tratta di una macchina aperta ovvero senza scudo di protezione in quanto l'abbattimento avviene in formazioni rocciose coerenti.
- *Shield Machine*: la macchina è dotata di uno scudo avente lo scopo sia di proteggere la testa fresante sia di consentire la posa del rivestimento nel caso di scavi in materiali incoerenti (*weak rocks*) e terreni.

Si considera però anche una terza famiglia di TBM, descritte al paragrafo 1.4.1, denominate *Earth Pressure Balanced* (EPB - Figura 1.3) che permettono di effettuare lo scavo in terreni e materiali incoerenti senza l'utilizzo di bentonite, impiegata nel caso di *Slurry Machines* (paragrafo 1.4.2), per sostenere lo scavo al fronte. Infatti esse sono particolari tipi di macchina dotate di una camera pressurizzata al fronte in cui vengono modificate le proprietà del materiale in escavazione mediante il suo condizionamento. In questo modo, grazie al dosaggio di schiuma in tale camera, è possibile creare uno strato di terreno impermeabile e pressurizzato su cui è applicabile la spinta in modo omogeneo. Le macchine di tipo EPB, come anche le shield machines, viste le condizioni in cui si opera, sono dotate di scudo di protezione per la testa fresante.

Figura 1.3: EPB Martina impiegata per la realizzazione della galleria Sparvo nei pressi di Firenze (HERRENKNECHT).

Attualmente, a causa della rigidezza delle frese a piena sezione ai cambiamenti riguardanti le condizioni geologiche lungo il tracciato della galleria, la tendenza è quella di realizzare macchine molto più versatili che si adattino a qualsiasi litotipo. Per questo motivo le macchine scudate di tipo EPB (*Earth Pressure Balanced*), grazie alla loro versatilità, stanno monopolizzando la scena globale dello scavo di gallerie in sotterraneo.

La scelta del metodo da seguire per la realizzazione dell'opera è legata al tipo di configurazione geologica da attraversare, ma dipende anche da aspetti geometrici. Infatti il metodo convenzionale, contrariamente a quello meccanizzato, permette di adattarsi a cambiamenti della geometria di scavo in corso d'opera ed è inoltre caratterizzato dalla possibilità di realizzare sezioni di scavo con sezioni differenti a seconda dell'esigenza. Allo stesso tempo però, per gallerie con elevata lunghezza, lo scavo meccanizzato diventa più conveniente in termini di tempo e di costi. Infatti, secondo studi di letteratura (Innaurato et al., 2007), è stato possibile osservare come, a parità di caratteristiche dell'ammasso roccioso, superata una lunghezza della galleria pari a 1 km, risulti conveniente effettuare il progetto dello scavo con una Tunnel Boring Machine anziché con Roadheader. Questa scelta è legata al fatto che, nel caso di scavo con TBM, le operazioni preparatorie richiedono molto tempo mentre nel caso di scavo convenzionale (Roadheader) è possibile iniziare lo scavo con un tempo minore, riducendo l'incidenza dei tempi morti e garantendo un coefficiente di utilizzazione elevato. Inoltre si devono effettuare delle considerazioni in termini economici in quanto il costo di mobilizzazione di una fresa e delle attrezzature necessarie non sarebbe economicamente conveniente.

In generale quindi la pratica degli scavi prevede il ricorso a uno di questi due metodi; tuttavia il presente lavoro è limitato all'ambito di utilizzo dello scavo meccanizzato in roccia (TBM) e alla valutazione, attraverso determinazioni sperimentali di laboratorio, di alcuni parametri tecnici che ne caratterizzano l'applicabilità e consentono di effettuare la previsione delle prestazioni.

1.3 Scavo meccanizzato a piena sezione – TBM in roccia

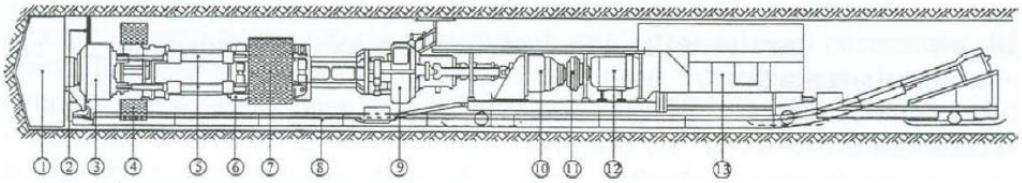
Il metodo di scavo meccanizzato è tendenzialmente moderno in quanto il suo sviluppo tecnologico ha avuto inizio a partire dagli anni '60 del '900. Con il termine "scavo meccanizzato" si intende la tecnica di scavo che prevede l'utilizzo di mezzi meccanici (Daneshmand, 2014). In questa categoria rientrano macchine semplici come gli escavatori a benna rovescia fino alle Tunnel Boring Machine che rientrano nell'ambito dello scavo meccanizzato e permettono di realizzare lo scavo e il completamento della galleria. Infatti le frese a piena sezione (TBM) sono macchine che permettono la meccanizzazione completa dello scavo delle gallerie e la realizzazione immediata del rivestimento delle stesse, ove necessario.

Le TBM da roccia possono quindi essere suddivise in tre categorie principali:

- TBM aperte;

- TBM a scudo singolo;
- TBM doppio scudate.

In generale il funzionamento di una TBM si fonda sulla presenza del cosiddetto cuscinetto reggispinta (*main bearing*) che permette di avere contemporaneamente sia la rotazione della testa fresante (*cutterhead*) che l'applicazione della spinta longitudinale al fronte. La testa fresante ha lo stesso diametro della sezione di scavo ed è equipaggiata con utensili o taglienti che nel caso di TBM da roccia sono rotolanti (*discs*). Tali utensili si trovano a una spaziatura stabilita in fase di progetto della testa fresante sulla base di indagini svolte a scala reale in funzione della tipologia di materiale da attaccare nel tracciato dell'opera. Grazie alla contemporanea presenza della forza normale al fronte e all'azione torcente si induce localmente la propagazione di fratture che permettono il distacco della roccia sotto forma di scaglie (*chips*). Si genera quindi del materiale da rimuovere che viene raccolto da opportune tasche (*bucket lips*) presenti nella parte periferica dell'organo di scavo. Tale materiale costituisce il *marino* che viene convogliato, mediante nastro trasportatore, attraverso la parte posteriore della macchina (*back-up*), verso la coda della macchina dove sarà trasportato su rotaia o su nastro nel cantiere esterno. Il back-up rappresenta la parte retrostante la testa e comprende tutte le componenti elettriche e idrauliche necessarie al corretto funzionamento della macchina oltre ai vari sistemi di montaggio dei supporti, al sistema di smarino e le altre componenti indicate in Figura 1.4.



Legenda:

- 1.Testa di taglio;
- 2. Paratia stagna;
- 3. Affusto di spinta con cuscinetto reggispinta;
- 4. Sistema d'ancoraggio anteriore;
- 5. Martinetti di spinta;
- 6. Martinetti di guida;
- 7. Sistema d'ancoraggio posteriore;
- 8. Trasportatore continuo;
- 9. Ingranaggi di trasmissione del moto;
- 10. Riduttore a planetario;
- 11. Turbocoppia;
- 12. Motori di comando;
- 13. Cabina di comando e pannello di distribuzione per i comandi elettrici ed idraulici.

Figura 1.4: Componenti principali costituenti una TBM (Pepino et al. 2009).

Una componente fondamentale della fresa è il meccanismo che permette di garantire la spinta richiesta per avere l'avanzamento e varia a seconda della tipologia di macchina considerata. Per questo motivo il suo funzionamento verrà descritto con particolare dettaglio nei paragrafi seguenti.

1.3.1 TBM aperta

Le TBM aperte sono impiegate per lo scavo in ammassi rocciosi aventi sia caratteristiche geomeccaniche buone che elevato tempo di autoportanza. È proprio per questo che lo scudo di protezione in questi casi risulta superfluo e la TBM viene detta aperta.

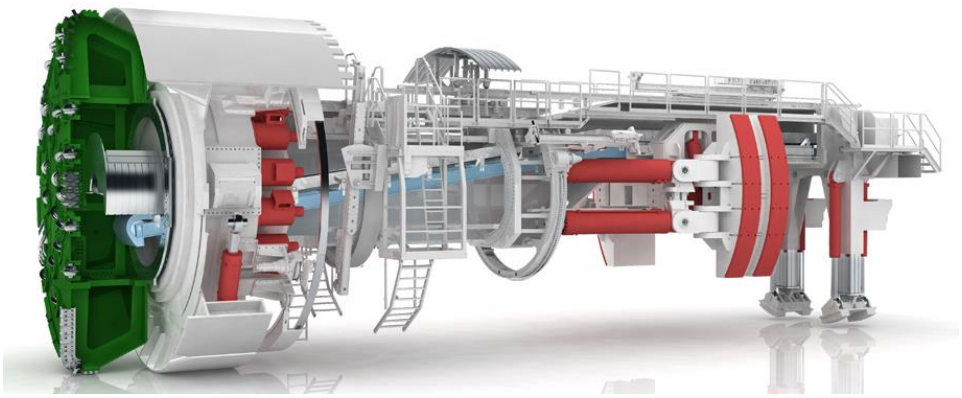


Figura 1.5: TBM di tipo aperto a singola coppia di grippers (HERRENKNECHT).

Solitamente, per sicurezza, tali frese montano uno scudo ridotto che ha il compito di proteggere gli operatori presenti immediatamente a tergo della testa fresante dall'eventuale distacco di frammenti di roccia. In generale però, vista la stabilità dell'ammasso roccioso in cui vengono impiegate, oltre a non prevedere uno scudo, non è nemmeno richiesta l'istallazione di opere di sostegno nella zona immediatamente retrostante il fronte. Tuttavia, qualora ci si trovasse in condizioni di instabilità, è comunque possibile installare delle centine di supporto oppure uno dei sostegni di prima fase in calotta, come bulloni, calcestruzzo proiettato con rete elettrosaldata annegata, ecc. Queste attività di consolidamento però influenzano la produttività di scavo. Infatti più la roccia è scadente più le operazioni richieste per ottenere l'avanzamento desiderato determineranno un aumento dei tempi. Le problematiche connesse all'instabilità della roccia crescono all'aumentare del diametro della galleria, e perciò è sconsigliato l'impiego di tali macchine per gallerie con diametro superiore a 8 m. Inoltre, se la roccia in parete ha caratteristiche scadenti, la capacità di ancoraggio dei *grippers,* necessaria a garantire un'idonea spinta per consentire l'avanzamento della macchina, risulterà ridotta. I *grippers* sono costituiti da una o più coppie di piastre di ancoraggio spinte contro le pareti della galleria a formare dei punti fissi mediante appositi martinetti idraulici. Infatti, come segnalato da Peila et al. (2013), esistono due tipologie di TBM aperte in funzione del numero di gripper montati:

- Frese a singolo ancoraggio (TBM tipo Robbins): sono dotate di una sola coppia di gripper di ripartizione sulla parete dello scavo (Figura 1.6-a);
- Frese a doppio ancoraggio (TBM tipo Kelly style): sono dotate di due coppie di gripper di ripartizione delle forze di ancoraggio sulle pareti della galleria (Figura 1.6-b) che vengono poste a una certa distanza tra loro.

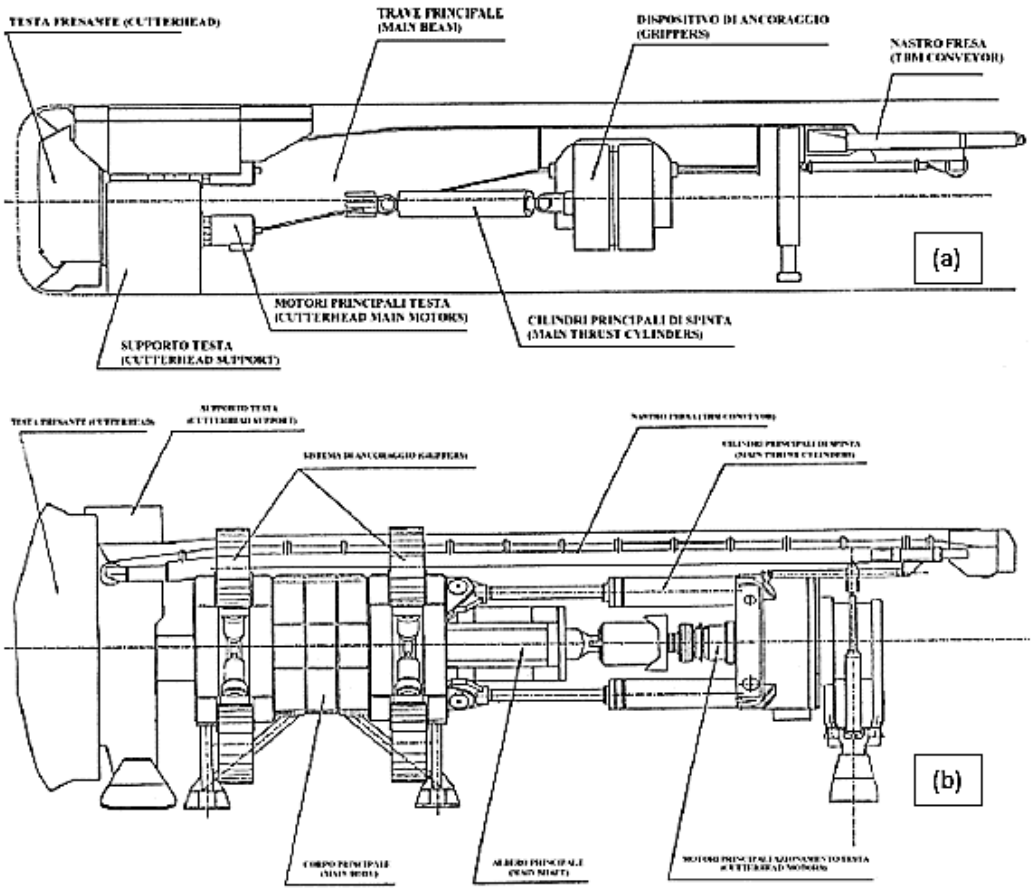


Figura 1.6: a) Fresa aperta con sistema singolo di ancoraggio; b) Fresa aperta con doppio sistema di ancoraggio (Peila et al. 2013).

Un altro aspetto da non sottovalutare riguarda la superficie delle piastre di ancoraggio che dipende sia dalla qualità della roccia che dalla spinta da applicare al fronte. Infatti più i gripper sono piccoli, maggiore è la pressione che agisce sulla roccia assumendo le caratteristiche di un carico puntuale. Questo fatto può portare alla rottura della roccia per superamento della UCS.

In generale si evidenzia che il sistema ad ancoraggio singolo, a differenza di quello doppio più costoso ma più stabile, è difficile da governare correttamente in quanto può causare problemi di deviazione della traiettoria del tracciato della galleria.

Una volta effettuato l'ancoraggio, indipendentemente dal tipo (singolo o doppio), grazie a un sistema di martinetti longitudinali (*cilindri principali di spinta*), considerando come appoggio il sistema di grippers appena introdotto, si attua la spinta in avanti per la corsa che compete alla macchina. Quando i cilindri longitudinali di spinta arrivano a fine corsa, si interrompe lo scavo e si ritraggono i gripper dalle pareti. Essi poi vengono fatti avanzare di una lunghezza pari alla corsa dei martinetti longitudinali recuperando i cilindri di spinta precedentemente estesi per avere l'avanzamento. A questo punto i gripper vengono nuovamente ancorati alle pareti dello scavo per far ripartire il ciclo. Durante l'operazione di riposizionamento dei grippers, lo scavo viene interrotto e mediante un piede

estendibile (*cilindro ausiliario*) si evitano deviazioni dell'asse del tracciato della galleria. A titolo esplicativo si riportano in Figura 1.7 le fasi del ciclo di scavo per una TBM aperta.

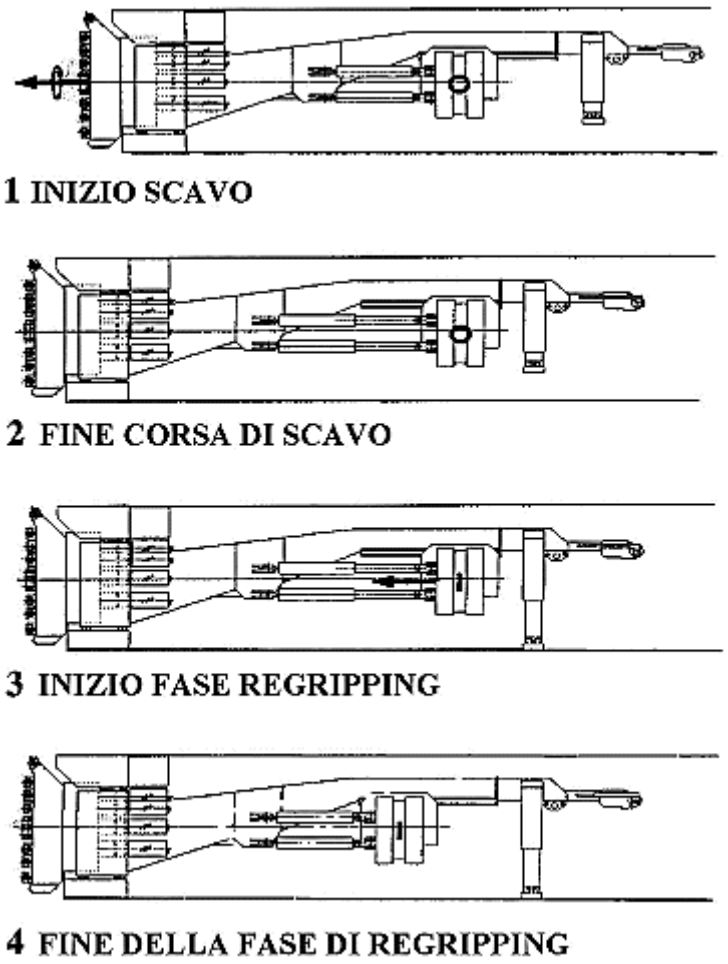


Figura 1.7: Fasi del ciclo di scavo con TBM aperta (Peila et al. 2013).

1.3.2 TBM a scudo singolo

Le TBM a singolo scudo sono utilizzate per lo scavo di gallerie in cui si è constatato, dalle indagini preliminari, che le caratteristiche della roccia non sono sufficienti a garantire un ancoraggio adeguato ad applicare la spinta richiesta (caso delle TBM aperte).

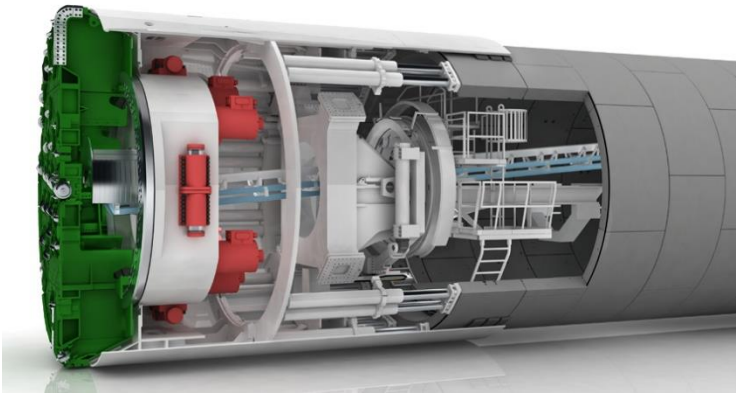


Figura 1.8: TBM a singolo scudo (HERRENKNECHT).

Infatti per questa tipologia di macchina (Figura 1.8) la spinta avviene mediante un certo numero di martinetti idraulici che si appoggiano sull'anello di rivestimento della galleria assemblato nel ciclo di avanzamento precedente. Il rivestimento inserito rappresenta quello finale ed è costituito da conci prefabbricati in calcestruzzo armato che vengono posizionati mediante erettore.
Siccome la spinta è garantita da martinetti che agiscono sull'ultimo anello di rivestimento installato, non possono essere effettuate contemporaneamente la fase di scavo e il collocamento dei conci. Si tratta quindi di un'operazione sequenziale in cui si alternano queste due fasi: avanzamento dello scavo e installazione dei conci di un anello di rivestimento.
Nel caso in cui le proprietà meccaniche dell'ammasso roccioso siano davvero scadenti (elevato grado di fratturazione), lo scudo permette quindi sia di eseguire le operazioni di installazione degli anelli di rivestimento che quelle di conduzione dello scavo in sicurezza.
In Figura 1.9 si illustrano, a titolo esplicativo, le principali componenti di una TBM a singolo scudo. La componente principale che contraddistingue questa tipologia di macchina è lo scudo. Si tratta di un cilindro metallico avente uno spessore che varia tra 2÷7 cm a seconda delle condizioni del sito di scavo. La sua funzione principale è quella di fungere da supporto temporaneo dello scavo prima dell'installazione del rivestimento. Quest'ultimo infatti, come accennato in precedenza, è composto da conci prefabbricati che vengono montati mediante erettore sotto la protezione dello scudo stesso. L'erettore è un dispositivo idraulico che è in grado di compiere movimenti sia rotazionali che secondo i tre piani principali, in modo da garantire una corretta posa in opera dei conci.

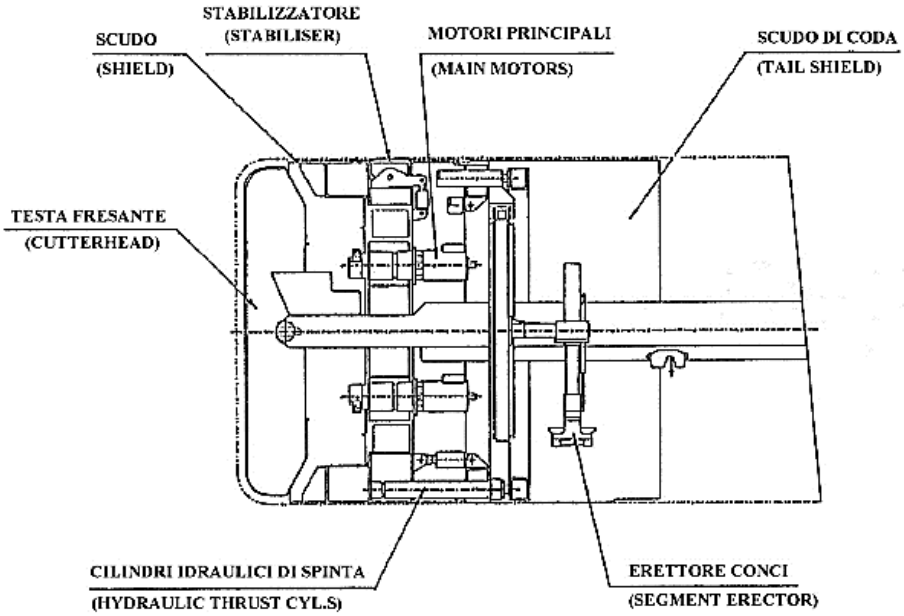


Figura 1.9: Componenti che caratterizzano una TBM a scudo singolo (Peila et al. 2013).

La parte anteriore dello scudo è chiusa dalla testa fresante che ha un diametro leggermente maggiore di quello dello scudo. Questo perché l'obiettivo è quello di ridurre il pericolo di *squeezing* ovvero il

rischio di bloccare la macchina per l'eccessivo attrito generato dalla roccia alle pareti dello scavo sullo scudo. Si genera quindi un sovrascavo che deve essere riempito, a seguito dell'installazione del rivestimento definitivo, per mezzo di iniezioni cementizie e pea-gravel, al fine di stabilizzare il cavo. Come per le TBM aperte, la *cutterhead* è dotata di *bucket lips*, tasche periferiche, per raccogliere il detrito distaccato al fronte. Tali tasche devono quindi essere adeguatamente dimensionate per far fronte alla produttività richiesta. Successivamente il materiale raccolto viene trasportato attraverso il *back-up* mediante nastro trasportatore.

La spinta al fronte deve essere omogenea per evitare possibili deviazioni del tracciato della galleria (Figura 1.10-a). Infatti la forza risultante generata dai martinetti longitudinali deve coincidere con l'asse della galleria. Inoltre, anche durante la fase di installazione dei conci, per evitare deviazioni del tracciato e garantire una pressione omogenea al fronte, non tutti i martinetti vengono retratti contemporaneamente ma solo quelli che corrispondono al concio in posizionamento (Figura 1.10-b).

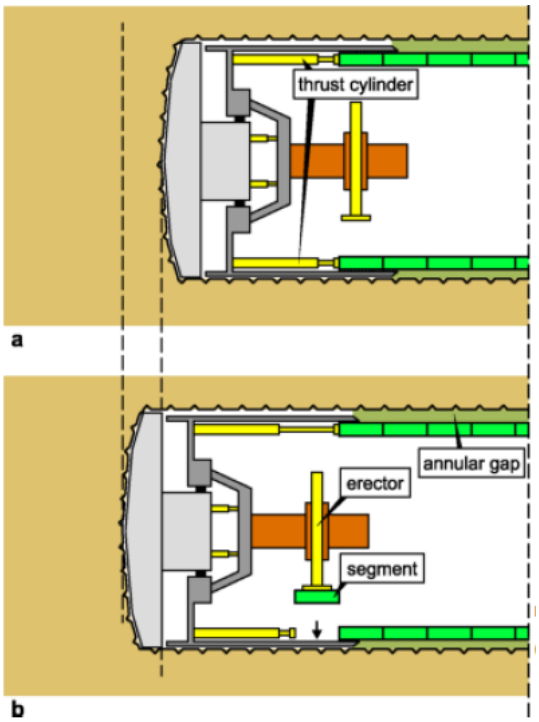


Figura 1.10: Fasi del ciclo di scavo con TBM a scudo singolo (Wittke et al. 2006).

1.3.3 TBM a doppio scudo

Le TBM doppio scudate (Figura 1.11) sono l'unione di una TBM aperta con una TBM a scudo singolo. Questa tipologia di fresa è molto versatile in quanto permette di scavare le gallerie in diverse condizioni geo-meccaniche, mantenendo però elevati canoni di sicurezza per gli operatori.

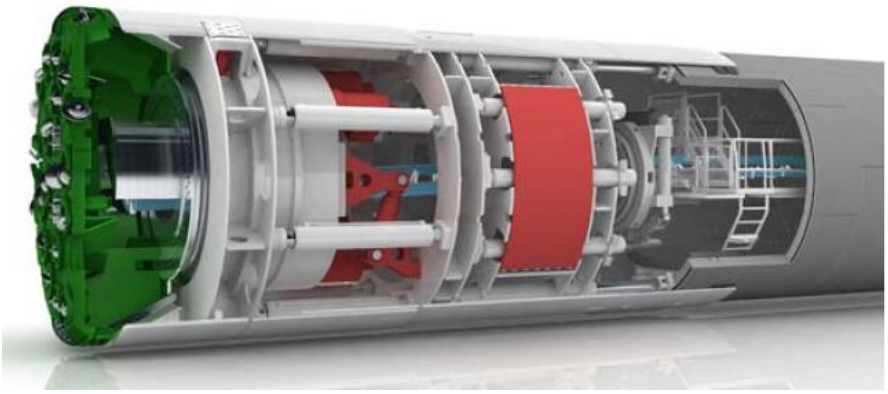


Figura 1.11: TBM a doppio scudo (HERRENKNECHT).

Come si può osservare nell'immagine in Figura 1.11, tali TBM sono caratterizzate dalla presenza di due scudi, uno anteriore ed uno posteriore, connessi da un giunto telescopico e dotate di un sistema di grippaggio.

Le componenti principali che costituiscono una TBM a doppio scudo vengono rappresentate nella raffigurazione proposta da Peila et al. (2013) (Figura 1.12).

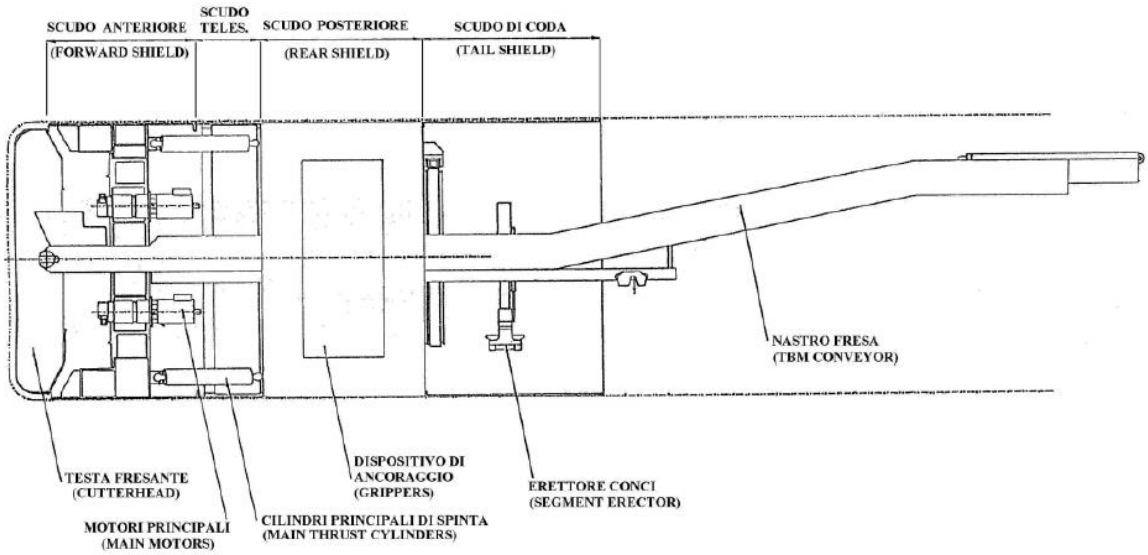


Figura 1.12: Componenti che caratterizzano una TBM a doppio scudo (Peila et al. 2013).

Lo scudo anteriore ha il compito di protegge la testa fresante e il cuscinetto reggispinta ed è collegato a quello posteriore dai cilindri principali di spinta. Essi sono dei martinetti idraulici disposti longitudinalmente in modo da ripartire la loro azione su quattro porzioni ovvero nella parte superiore, in quella inferiore e sulle due parti laterali. La collocazione dei martinetti appena descritta permette quindi alla testa fresante, collegata a sua volta allo scudo anteriore, di avanzare con omogeneità in qualsiasi direzione.

Lo scudo posteriore invece è dotato di grippers che vengono messi in opera se necessario e ha il compito di protegge l'erettore per il collocamento dei conci di rivestimento e i martinetti longitudinali di spinta ausiliari. Questi ultimi hanno due compiti principali:

- Mantenere in posizione l'anello di rivestimento in conci prefabbricati durante la fase di avanzamento dello scudo posteriore (ammasso roccioso con buone caratteristiche geo-meccaniche);
- Fornire una controspinta adeguata alle forze di avanzamento trasmesse alla testa fresante dai cilindri principali di spinta, garantendo così un contrasto sull'anello di conci prefabbricati precedentemente messo in opera (ammasso roccioso con condizioni geo-meccaniche avverse).

I martinetti longitudinali di spinta ausiliari sono anch'essi idraulici e vengono disposti come quelli principali.

Il collegamento tra scudo anteriore e posteriore è garantito dallo scudo telescopico. Esso permette di proteggere le attrezzature situate nella zona telescopica quando i cilindri principali di spinta vengono estesi per far avanzare lo scudo anteriore. Allo stesso tempo però mantiene stazionario lo scudo posteriore, permettendo così l'installazione dei conci prefabbricati dell'anello di rivestimento ma anche dei sostegni provvisori, se richiesti, contemporaneamente allo scavo.

La versatilità della TBM a doppio scudo è legata al fatto che in relazione alle condizioni della roccia è possibile variare il sistema di spinta. Infatti se l'ammasso roccioso ha buone caratteristiche geomeccaniche e presenta un elevato tempo di autoportanza, è possibile ricorrere al sistema di grippers. In questo caso si ha quindi che, a differenza del caso delle tipologie di TBM precedentemente descritte, l'avanzamento avviene mentre si installano i conci prefabbricati all'interno dello scudo posteriore (Figura 1.13-a). In questa configurazione i martinetti longitudinali ausiliari hanno due funzioni principali: bloccare i conci una volta posizionati dall'erettore e svolgere la funzione di contrasto nella fase di richiamo e ricollocamento dei grippers (Figura 1.13-b).

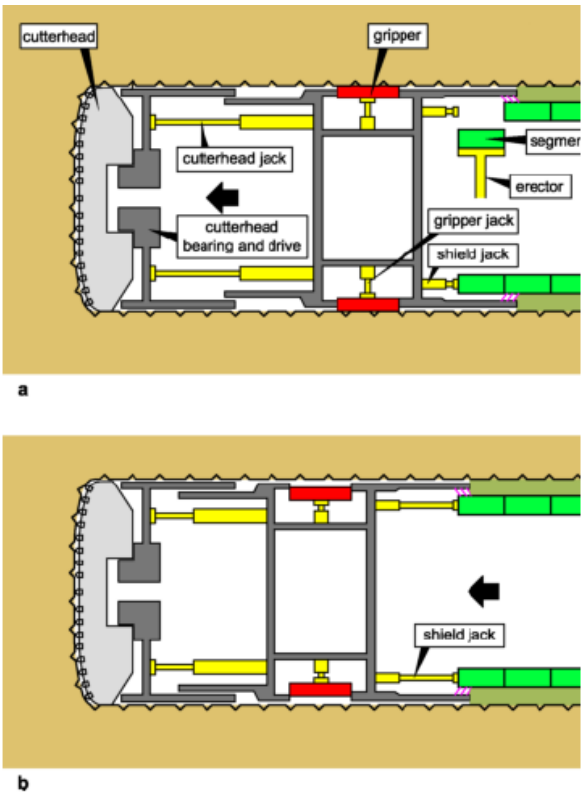


Figura 1.13: Fasi del ciclo di scavo con TBM a doppio scudo in un ammasso roccioso con elevate caratteristiche geomeccaniche (Wittke et al. 2006).

Al contrario, se l'ammasso roccioso presenta proprietà geomeccaniche scadenti, i grippers non possono essere utilizzati e quindi il funzionamento della macchina è quello di una TBM a singolo scudo (Figura 1.10). Questo fatto comporta una riduzione della produttività rispetto al caso precedente in quanto le due fasi, avanzamento e installazione dei conci, non possono avvenire contemporaneamente. In questa seconda configurazione, infatti, lo scavo procede utilizzando i cilindri ausiliari di spinta con funzione di contrasto al posto del sistema di ancoraggio (gripper) che, in questo caso, viene tenuto chiuso. Nella parte terminale dei cilindri ausiliari di spinta sono montate delle piastre al fine di ottenere una ripartizione ottimale della spinta sull'anello di conci prefabbricati.

1.3.4 Scelta della tipologia di TBM

La scelta della tecnologia più adatta dipende sia dalle caratteristiche dell'ammasso roccioso (UCS e grado di fratturazione) sia dalle produttività ricercata per rispettare i tempi realizzativi richiesti (Figura 1.14). È possibile osservare che il primo aspetto è connesso al secondo, in quanto la produzione raggiungibile dipende dalle condizioni geo-meccaniche dell'ammasso roccioso da attraversare.

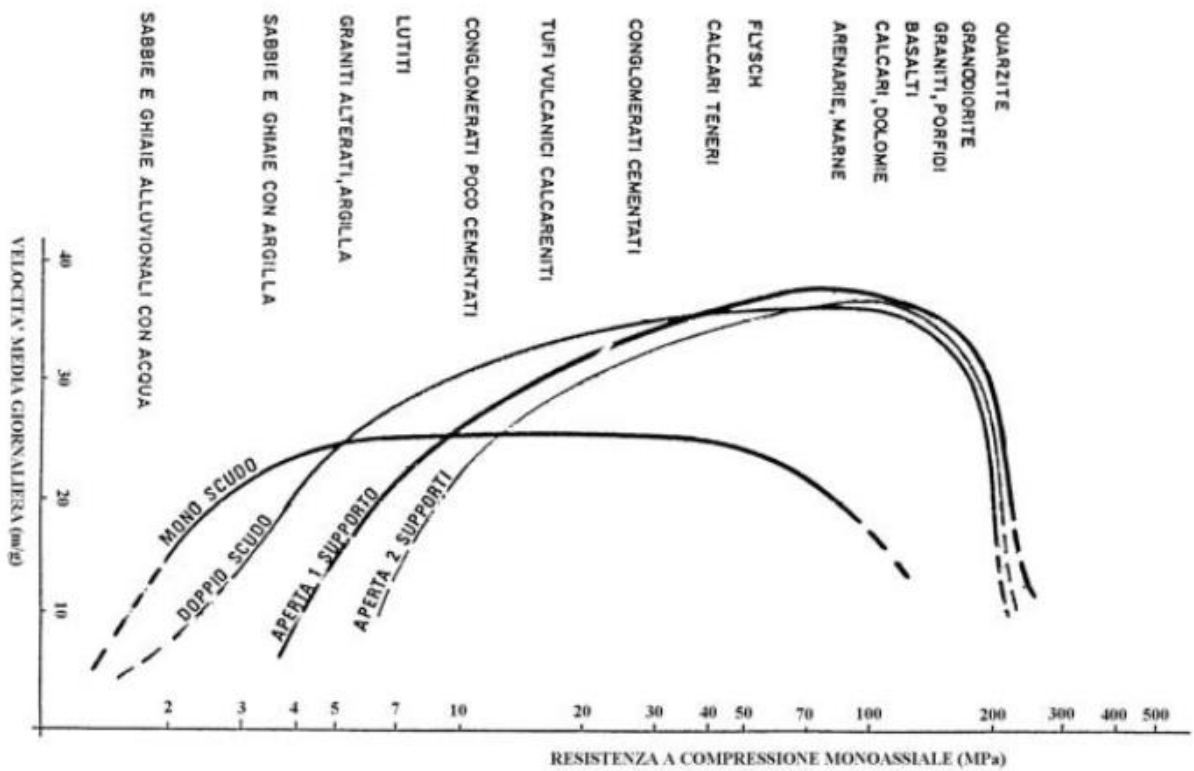


Figura 1.14: Velocità di avanzamento in funzione della resistenza a compressione monoassiale per diversi tipi di TBM (Wittke et al. 2006)

All'aumentare della resistenza a compressione monoassiale (UCS) si ha che le TBM a doppio scudo telescopico si adattano maggiormente alle condizioni presenti in sito rispetto alle altre tipologie, poiché sono in grado di operare in differenti condizioni geologiche. Esse inoltre permettono di scavare mentre viene messo in opera sia il rivestimento di prima fase che quello finale, consentendo quindi di ottenere elevati valori di produttività. Tuttavia tali frese presentano un limite legato fondamentalmente alla lunghezza dello scudo. I problemi legati a questa caratteristica sono la difficoltà di realizzare curve con un angolo stretto e il pericolo di *squeezing* (intrappolamento della macchina a causa della chiusura del cavo). Qualora si ipotizzi in fase di progetto che tali problematiche potrebbero essere riscontrate nella fase di esecuzione, è opportuno prevedere l'utilizzo di una TBM a singolo scudo.

Nel caso invece di TBM aperte, se lo scavo avviene in un ammasso roccioso con elevate caratteristiche di stabilità, la produzione è più elevata rispetto alle altre tipologie di TBM poiché non si perde tempo per il montaggio dei conci prefabbricati immediatamente a tergo. Al contrario se la UCS è bassa, le TBM aperte presentano produzioni inferiori a quelle con scudo doppio. Ciò è legato alle basse prestazioni di ancoraggio dei grippers che non riescono a esercitare l'attrito sulla roccia sufficiente per applicare la spinta necessaria all'avanzamento. Tuttavia, a causa della bassa resistenza della roccia, è possibile che si manifestino fenomeni di instabilità sia del fronte che della cavità. Per questo motivo è necessario installare subito a tergo della testa fresante delle centine che saranno tanto

più ravvicinate quanto più la roccia è instabile. Questo fatto comporta una riduzione della produttività in quanto si ha una diminuzione dell'avanzamento per far fronte all'instabilità e all'installazione dei sostegni. Sul grafico è possibile quindi individuare il limite inferiore di resistenza al di sotto del quale non è possibile utilizzare una TBM aperta ma si deve ricorrere a una macchina dotata di scudo. Inoltre si osserva la presenza di un limite superiore di UCS della roccia per le TBM aperte oltre cui gli utensili non sono più in grado di frammentarla efficacemente.

Un altro aspetto nel grafico in Figura 1.14 riguarda la differenza di prestazioni tra le TBM aperte a singolo sistema di ancoraggio e quelle a doppio gripper, dove si nota che le prime hanno un campo di applicazione più esteso.

Le TBM a singolo scudo, invece, sono caratterizzate da produttività più bassa rispetto alle altre frese da roccia ma allo stesso tempo permettono di svolgere le operazioni in situazioni in cui la UCS è molto bassa. In esse, infatti, nel corso dello scavo i conci di rivestimento finale sono obbligatoriamente installati in prossimità del fronte. Si tratta di un'operazione necessaria perché, come anticipato in precedenza, i martinetti longitudinali di spinta si appoggiano sull'anello di conci inserito al termine dell'avanzamento precedente. Si tratta quindi di un'operazione che non può essere effettuata contemporaneamente a quella di scavo. Come per le TBM aperte, anche quelle a scudo singolo presentano un limite di applicabilità legato all'UCS della roccia. Tale limite è legato alla resistenza a compressione del calcestruzzo che costituisce i conci. Infatti se la resistenza del materiale supera tale valore si ha il rischio di rompere i conci su cui appoggiano i martinetti longitudinali di spinta.

1.4 Scavo meccanizzato a piena sezione – TBM in terreno

Lo scavo di gallerie in materiale incoerente, come anticipato al paragrafo 1.2, prevede principalmente il ricorso al metodo di scavo a piena sezione. Le tipologie di macchine sono le stesse impiegate nello scavo in roccia, considerando però che sono necessarie modifiche sostanziali. La prima differenza riguarda l'impossibilità di effettuare le operazioni mediante TBM aperte in quanto la configurazione geologica da attraversare è caratterizzata dall'instabilità sia del fronte che al contorno della galleria. Per questo motivo le principali tipologie di frese impiegate sono quelle a singolo o doppio scudo, che permettono di garantire l'avanzamento senza dover effettuare il gripping sulle pareti della galleria. Un'ulteriore differenza riguarda il fatto che le TBM per lo scavo in terreno sono progettate per lavorare sotto falda mentre le frese da roccia non sono in grado di bloccare eventuali venute d'acqua se non per mezzo di iniezioni al fronte. Le teste fresanti delle TBM per lo scavo in terreno infatti hanno una struttura differente dalle altre perché, a causa dell'instabilità del fronte e della presenza di acqua, devono essere in grado allo stesso tempo di applicare una spinta omogenea e di rendere impermeabile la macchina.

Inoltre è opportuno considerare anche che, per lo scavo in terreno, non vengono usati gli stessi utensili montati sulla testa fresante delle TBM da roccia in quanto non è necessario applicare la medesima azione di disgregazione del materiale al fronte. In questo caso infatti l'operazione svolta dagli utensili non è più data dalla combinazione del distacco e asportazione di scaglie, ma solo dall'asportazione di materiale sciolto, non coesivo.

1.4.1 Fresa Earth Pressure Balance – Scudo singolo

La principale macchina impiegata per lo scavo in terreno è rappresentata dall'Earth Pressure Balance (EPB). La struttura di tale macchina è la stessa di una macchina a singolo scudo per lo scavo in roccia: la testa fresante è premuta contro il fronte di scavo grazie ai martinetti idraulici che agiscono sull'ultimo anello di rivestimento installato in precedenza.

In questo caso, a causa del problema dell'instabilità, per fermare il collasso, la TBM utilizza il terreno già scavato dalla testa fresante per sostenere il fronte della galleria. Ciò avviene nella camera pressurizzata in testa alla macchina in cui si effettua il condizionamento del terreno mediante schiume che ne modificano le caratteristiche. Il nuovo materiale ottenuto deve essere in grado di permettere sia l'applicazione della pressione al fronte in modo omogeneo ma anche l'estrazione del materiale per mezzo di una vite di Archimede (*screw conveyor*) che deve essere sempre piena per evitare cali di pressione al fronte. Inoltre, al fine di evitare ulteriori problemi di instabilità al fronte, è opportuno che la quantità di materiale distaccato durante l'avanzamento sia pari a quella estratta dallo screw conveyor, per garantirne la continuità ed evitare il sovrascavo. La pressione al fronte della galleria viene infatti continuamente monitorata da sensori di pressione, mentre la coppia della ruota di taglio e la rotazione del trasportatore a coclea vengono monitorate dall'operatore addetto alla TBM nell'unità di comando e controllo.

Per quanto riguarda l'installazione del rivestimento, le operazioni sono le stesse descritte al paragrafo 1.3.2. La differenza sostanziale riguarda l'iniezione di coda, che deve essere fatta prestando molta attenzione in quanto ha diversi obiettivi: evitare la formazione di cedimenti eccessivi in superficie nel caso di scavo superficiale, bloccare il rivestimento rendendolo iperstatico e contribuire all'impermeabilizzazione del rivestimento stesso (Peila et al. 2011).

1.4.2 Fresa Slurry Shield – Scudo singolo

L'obiettivo di questa tipologia di macchina è lo stesso delle EPB, ovvero stabilizzare il fronte di scavo per garantire lo svolgimento delle operazioni di scavo in sicurezza. La differenza riguarda il diverso metodo di stabilizzazione del fronte in quanto, rispetto al caso delle EPB in cui si ha il condizionamento del terreno mediante schiuma, le Slurry Shield Machines fanno ricorso al fango bentonitico. Quest'ultimo crea una membrana impermeabile (*filter cake*) che permette sia l'applicazione di un'adeguata pressione di confinamento che l'impermeabilizzazione del fronte.

Per controllare la pressione della sospensione di fango bentonitico e terreno, si ricorre ad aria compressa che permette, con la sua applicazione, di controllare le variazioni di pressione nella camera di scavo.

Il fango bentonitico però, oltre alla funzione di supporto al fronte, viene usato per il trasporto del materiale escavato, all'interno di condotte opportunamente dimensionate al fine di evitare sedimentazione del materiale in esse, verso l'impianto di trattamento esterno. Ciò è dovuto al fatto che la bentonite è molto costosa e quindi deve essere riciclata. Inoltre si tratta di un materiale dannoso per l'ambiente e una sua dispersione potrebbe causare problematiche ambientali.

2. Scavo meccanizzato in roccia

2.1 Generalità

Lo scavo meccanizzato mediante TBM non è l'unico metodo possibile per frammentare la roccia e ottenere una certa produttività in termini di avanzamento dello scavo. Infatti, come riportato da Ozdemir (1992), vi sono svariate alternative (Figura 2.1).

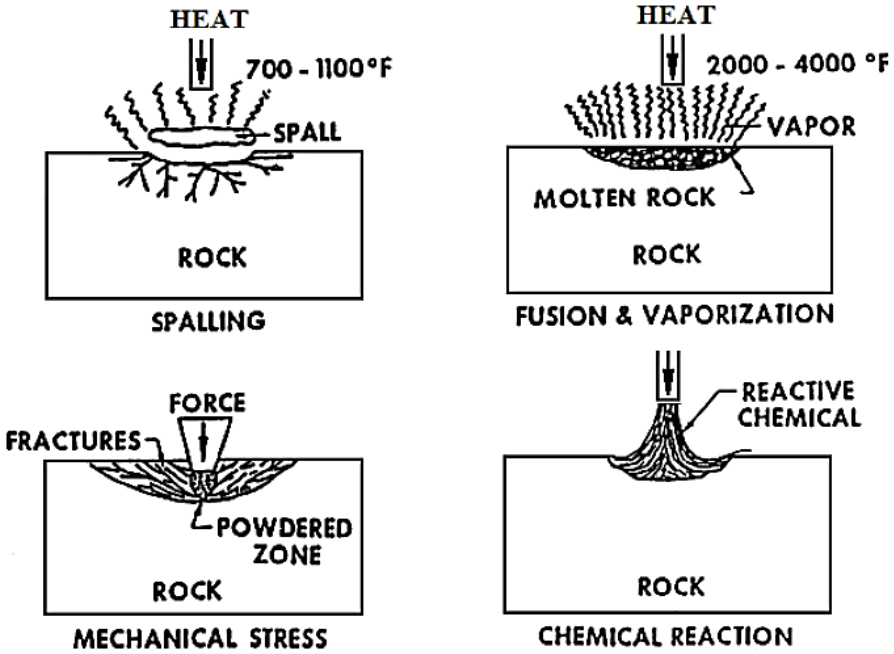


Figura 2.1: Metodi differenti per ottenere il distacco di roccia (Ozdemir, 1992)

Secondo l'autore si può ricorrere ai seguenti metodi:

- Frantumazione termica (*Spalling*): rappresenta un metodo ormai non più utilizzato che tuttavia era conosciuto con il nome di *jet piercing* e consisteva nell'applicare una sorgente di calore alla roccia in modo da creare delle fratture sfruttando l'espansione differenziale dei vari minerali che la compongono al fine di ottenere il distacco;
- Fusione e vaporizzazione (*Fusion and Vaporization*): anche questo metodo, come il precedente, non è più diffuso, tuttavia tale sistema garantiva il distacco di frammenti di roccia a seguito dell'applicazione di un'energia molto elevata in grado di superare il punto di fusione della roccia;
- Frammentazione meccanica (*Mechanical Stress*): si tratta del metodo che ha permesso negli anni lo sviluppo dello scavo meccanizzato. Il principio base che permette di avere la rottura della roccia è legato al superamento della resistenza a trazione dovuto all'applicazione di un carico concentrato;

- Frantumazione per reazione chimica (*Chemical Reaction*): tale metodo sfrutta determinate reazioni chimiche che generano elevate pressioni in modo da indurre la rottura della roccia (es. esplosivo).

L'aspetto fondamentale da tenere in considerazione per la valutazione dei metodi è la relazione tra l'energia specifica di scavo e la dimensione dei frammenti di roccia ottenuti. Con il termine energia specifica si intende il quantitativo, per unità di volume, di energia richiesta per provocare la rottura della roccia (Pomeroy, 1963; Roxborough, 1973). Se si considera inoltre che l'energia specifica di scavo è funzione della dimensione dei frammenti prodotti, sulla base di tale parametro si è potuto quindi constatare che i primi due metodi sono da ritenersi inadeguati ad ottenere un'efficiente rottura della roccia (Ozdemir, 1992). Infatti essi si collocano nella parte in alto a sinistra nel grafico (Figura 2.2), in cui si ha che le dimensioni delle particelle distaccate sono piccole mentre l'energia richiesta è elevata. Questa posizione nel grafico dimostra quindi l'inefficienza dei due metodi in quanto, secondo la definizione di energia specifica, l'obiettivo è minimizzare l'energia richiesta per un certo livello di produzione.

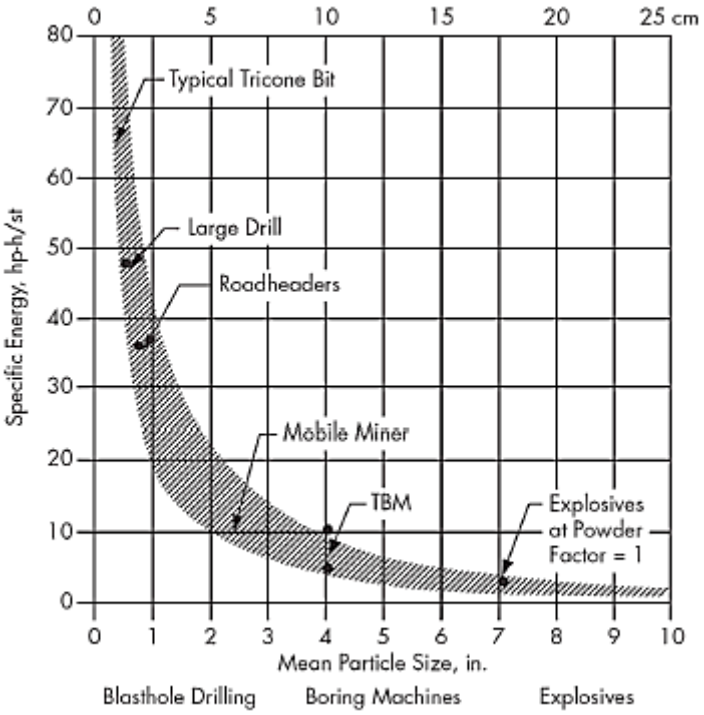


Figura 2.2: Relazione tra energia specifica di scavo e dimensione delle particelle di roccia ottenute (Ozdemir, 1992)

Al contrario, l'abbattimento con esplosivo è caratterizzato da limitata energia specifica di scavo, poiché dà luogo a frammenti di dimensioni grossolane, che dovranno essere ridotti in un secondo momento. Tuttavia, nel confronto, non si è tenuto conto della perforazione da mina, che genera frammenti di dimensioni sub-millimetriche, con un elevato apporto di energia specifica.

Inoltre, come si può osservare in Figura 2.2, solo lo scavo meccanico è caratterizzato da un rapporto ottimale tra dimensione dei frammenti ottenuti dall'abbattimento e energia specifica di scavo. Questo fatto spiega perché l'azione meccanica esercitata dalle TBM è caratterizzata da un'elevata efficienza di scavo. Tale aspetto però è funzione delle caratteristiche meccaniche dell'ammasso roccioso e della tipologia di utensili impiegati. Infatti sono proprio gli utensili, in relazione alla loro geometria e alla resistenza all'usura, a rappresentare un vincolo per la trasmissione dell'energia alla roccia.

2.2 Scavo in roccia con TBM

Lo scavo meccanizzato in roccia con TBM è caratterizzato principalmente da due fasi: una fase di "decoesione", ossia di trasformazione della roccia in materiale granulare ed una fase di asportazione del detrito. Le TBM sono macchine che, a differenza dello scavo con esplosivo, se si considera una visione a grande scala, permettono di effettuare queste due fasi contemporaneamente.

L'organo di scavo è costituito, come anticipato, da un certo numero di utensili ed è progettato per realizzare una sezione prestabilita, non modificabile, che solitamente è circolare. Tali macchine sono adatte allo scavo in rocce tenere, in rocce dure ed anche in rocce che pongono problemi di stabilità durante lo scavo ma, allo stesso tempo, non esiste una macchina caratterizzata da buoni risultati in qualunque tipo di roccia o terreno. Per avere però la massima efficienza è necessario che lungo il tracciato dell'opera sia presente una ragionevole uniformità geomeccanica del mezzo. Il raggiungimento di tale obiettivo è correlato alla scelta della corretta tipologia di utensili da montare sulla testa fresante ma è opportuno effettuare una valutazione anche sulla loro disposizione su di essa. Infatti gli utensili, per garantire un adeguato distacco di roccia, devono cooperare tra loro in quanto è proprio grazie ad essi che l'azione torcente e la spinta della macchina vengono ripartite al fronte garantendo una certa penetrazione nella roccia. Gli utensili quindi rappresentano il mezzo attraverso cui l'energia della macchina viene trasferita alla roccia per garantire la rottura. Di conseguenza un aspetto cruciale dello scavo meccanico con TBM diventa la conoscenza corretta delle condizioni geologiche in cui si opera, al fine di scegliere adeguatamente la tipologia di utensili con cui equipaggiare l'organo di scavo. In primo luogo è importante conoscere tali informazioni in quanto, a seconda dei materiali che compongono l'ammasso roccioso, è possibile avere una più o meno marcata usura degli utensili. Un'usura precoce comporta due conseguenze: una in termini di tempo per la sostituzione e l'altra legata all'approvvigionamento e montaggio dei pezzi sostitutivi. L'usura però, oltre ad essere dovuta alla tipologia di materiale in fase di scavo, può essere legata alla velocità di rotazione della testa (2÷6 rpm). Più la macchina è grande, più la rotazione della cutterhead deve essere bassa per avere un'usura contenuta. Infatti se si considera un utensile periferico, esso sarà caratterizzato da un valore di velocità angolare ma anche da una certa velocità tangenziale che

dipende dal raggio della traiettoria percorsa dall'utensile considerato. Ciò comporta quindi che maggiori sono le dimensioni della testa fresante, maggiore sarà la velocità tangenziale per gli utensili periferici. Di conseguenza è opportuno limitare la velocità in relazione alle dimensioni della testa fresante poiché più la velocità è elevata, maggiori sono gli effetti dinamici che danneggiano gli utensili periferici.

Inoltre, per quanto riguarda gli aspetti geologici del tracciato, variazioni delle caratteristiche dell'ammasso roccioso potrebbero determinare il blocco dei lavori per inefficienza del tipo di utensili montati. Per far fronte a tali problematiche sono state elaborate e migliorate nel corso degli anni tre categorie di utensili, come riportato in Figura 2.3.

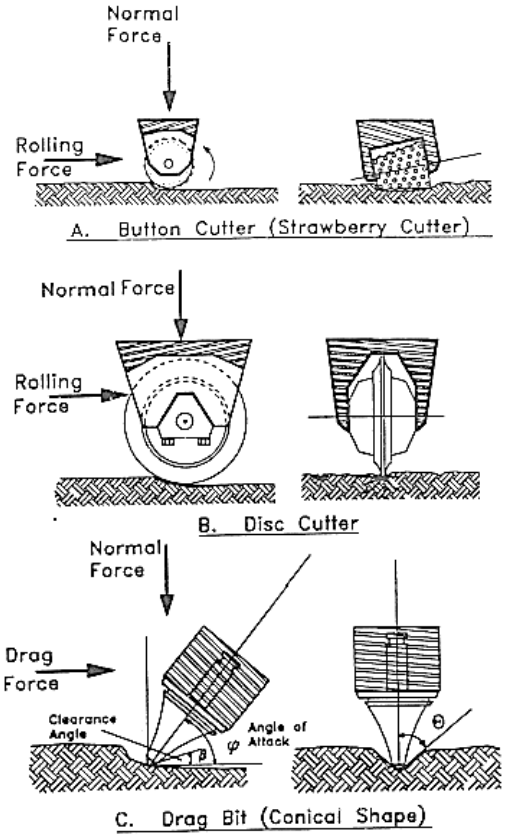


Figura 2.3: Differenti tipologie di utensili per TBM da roccia (Ozdemir, 1992).

Per quanto riguarda la prima tipologia di utensili (A), essi sono costituiti da rulli tronco-conici su cui sono saldati inserti di widia detti "bottoni" che, agendo sulla roccia, ne determinano il distacco. Si tratta però di utensili scarsamente utilizzati a causa dell'elevata inefficienza poiché caratterizzati da un elevato consumo di energia specifica. Infatti essi, essendo caratterizzati da spaziatura ridotta tra gli inserti, comportano un'elevata macinazione della roccia, cui consegue un'elevata energia specifica di scavo. Inoltre spesso accade che la rotazione dell'utensile si interrompa per un'usura precoce dovuta all'abrasività del materiale attaccato causando così un incremento dell'azione torcente della testa fresante.

La seconda categoria di utensili (B) è composta da dischi singoli, generalmente caratterizzati da un'elevata efficienza. Il principio di funzionamento è basato sul fatto che essi, grazie all'azione di rotolamento, imprimono un carico concentrato che determina la formazione di fratture per trazione. Tali fratture inducono il distacco delle scaglie di roccia. Questa tipologia di utensili ha contribuito maggiormente allo sviluppo dello scavo meccanizzato con TBM in quanto ha permesso di scavare in rocce sempre più dure e abrasive. Al contrario, gli utensili del tipo (C), detti utensili striscianti o *drag bits*, sono impiegati solo in caso di scavo in roccia tenera o con un grado elevato di fratturazione. Il loro utilizzo su TBM negli ultimi anni è tuttavia in declino ma vengono largamente impiegati su macchine ad attacco puntuale (Roadheader).

La principale differenza tra le tipologie di utensili B e C è quindi determinata dalla differente durezza e resistenza a compressione (UCS) del mezzo in fase di scavo: più la roccia è tenera, più l'utensile deve avere angolo di attacco positivo, e viceversa.

Se si considera il grafico in Figura 2.4, si è in grado di effettuare un confronto tra utensili a disco e utensili striscianti. In questo caso però non è possibile un confronto ottimale in quanto i materiali impiegati nello studio considerato (Bilgin et al., 2014) presentano differenti valori di resistenza a compressione. Tuttavia si nota che gli utensili striscianti richiedono un'energia specifica minore, a causa della maggiore profondità di passata che sono in grado di garantire quando la resistenza del mezzo è inferiore a un certo limite, oltre il quale sono comunque preferibili utensili a disco.

Inoltre, secondo Roxborough e Rispin (1973), nel caso in cui la roccia da scavare sia mediamente resistente e non abrasiva, l'efficienza degli utensili striscianti è 3-4 volte superiore a quella degli utensili a disco.

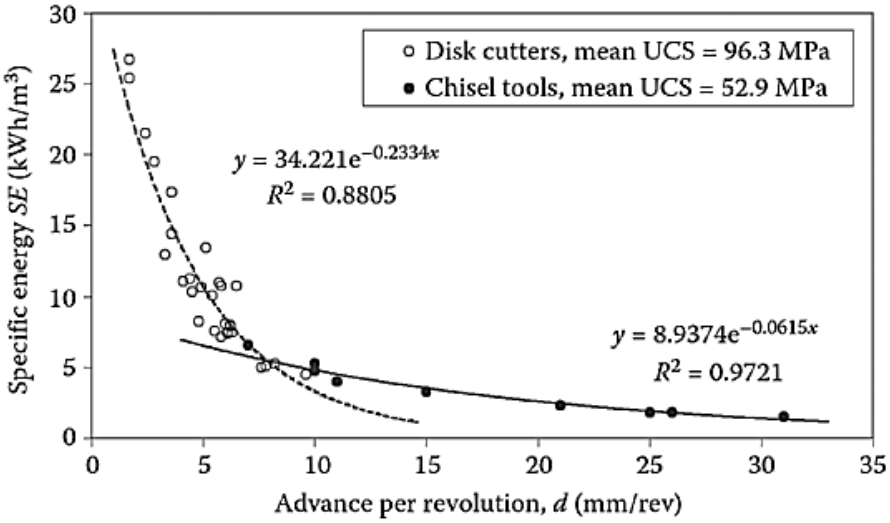


Figura 2.4: Relazione fra l'avanzamento/giro di una TBM e l'energia specifica di scavo, per utensili striscianti e rotolanti, per differenti valori medi di resistenza a compressione della roccia (Bilgin et al., 2014).

Tuttavia, rispetto ai precedenti, si può affermare che gli utensili a disco risultano fondamentali in rocce dure e abrasive: essi permettono di applicare spinte maggiori e garantire una maggiore durata nei confronti dell'usura. In rocce tenere, al contrario, è preferibile utilizzare utensili striscianti, in quanto essi richiedono una coppia e una spinta inferiori mostrando, allo stesso tempo, una maggiore produttività rispetto a quelli a disco.

Il principale svantaggio degli utensili striscianti è l'usura elevata che in rocce dure comporta un abbassamento notevole delle prestazioni (Figura 2.5) scongiurandone l'utilizzo.

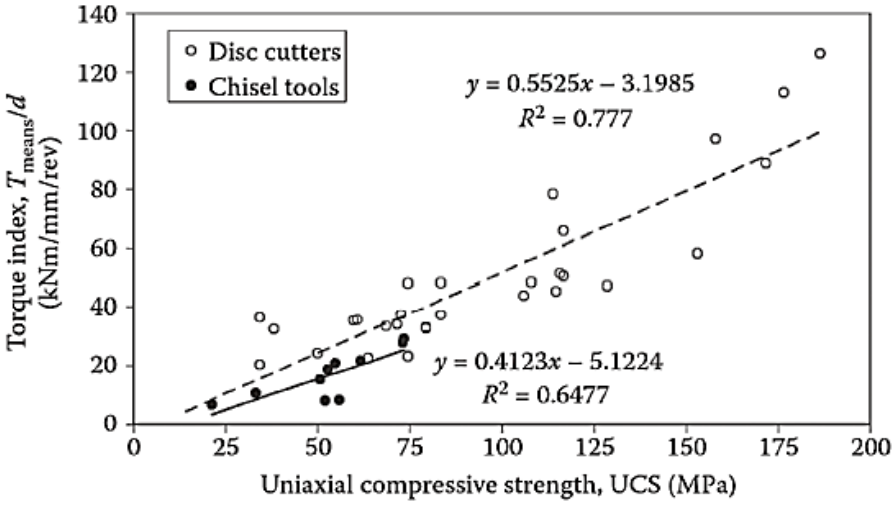


Figura 2.5: Relazione fra resistenza a compressione delle rocce e coppia per unità di profondità di taglio in un giro della testa fresante registrata per utensili striscianti e rotolanti montati sull'organo di scavo di una TBM (Bilgin et al., 2014).

Infatti un incremento dell'usura determina un aumento dell'azione torcente richiesta alla testa fresante per garantire l'avanzamento.

In generale, nel corso della trattazione di questo elaborato si farà riferimento a utensili a disco, in quanto i materiali oggetto dell'analisi sperimentale effettuata provengono da studi di laboratorio su tale tipologia di utensili.

2.2.1 Utensili rotolanti a disco

Lo scavo con TBM in roccia avviene mediante la cooperazione fra utensili a disco rotolanti opportunamente disposti sull'organo di scavo. Essi sono costituiti da un anello in acciaio avente profilo di taglio di forma triangolare con bordo tagliente che può essere irrobustito con un rivestimento in carburo di tungsteno (Widia). In generale gli utensili attualmente presenti in commercio sono tipicamente di due tipologie: acciaio *Heavy Duty* (HD) e acciaio *Standard*. Sia il primo, più duro, che il secondo, più tenero, sono formati da una lega di acciaio dove la principale distinzione riguarda il quantitativo di manganese che nel caso dell'acciaio HD, vista l'elevata percentuale che lo caratterizza, ne provoca l'aumento della fragilità. Inoltre quest'ultima tipologia di acciaio è realizzata mediante una lavorazione termica a caldo che ne determina una maggiore

resistenza. In generale però, operativamente, gli utensili di tipo Heavy Duty resistono molto all'usura ma allo stesso tempo hanno un prezzo superiore rispetto a quello "Standard". Per tale motivo vengono utilizzati esclusivamente per lo scavo in rocce molto abrasive e con elevata resistenza meccanica alla rottura.

Gli utensili a disco, durante la fase di scavo, sono sottoposti a tre diversi movimenti:

- Rotazione attorno all'asse longitudinale della galleria;
- Avanzamento longitudinale lungo l'asse della galleria;
- Rotazione dell'utensile attorno al proprio asse.

In particolar modo è possibile effettuare un'ulteriore separazione tra i movimenti introdotti in quanto i primi due caratterizzano la testa fresante mentre l'ultimo, oltre ad essere correlato ai primi due, riguarda solo gli utensili.

Il movimento rotazionale della testa fresante e la spinta in avanti garantiscono quindi rispettivamente la forza laterale e quella normale necessarie per il rotolamento del disco sulla superficie da scavare (Figura 2.3-B) mentre la rotazione dell'utensile garantisce la formazione della forza tangenziale.

L'utensile vero e proprio è installato su cilindri di sostegno, presenti sulla cutterhead, dotati di cuscinetti, cilindrici o conici, che permettono la rotazione del disco (Figura 2.6).

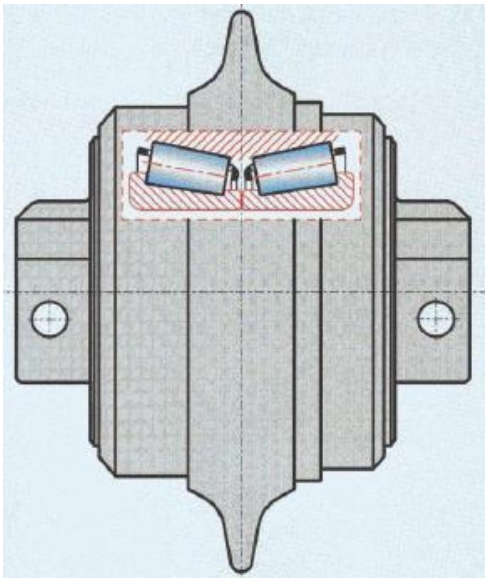


Figura 2.6: Rappresentazione schematica di un utensile a disco (Peila et al. 2013)

Le principali tipologie di utensili rotolanti a disco sono riportate nel seguente elenco (Figura 2.7):

- A) Disco singolo;
- B) Disco doppio;
- C) Disco centrale accoppiato.

Figura 2.7: Tipologie di utensili rotolanti a disco (Palmieri S.p.A.)

La tipologia (A) rappresenta il modello di utensili a disco più impiegati mentre il modello C è quello tipicamente usato per lo scavo in rocce a bassa resistenza meccanica. Il tipo di dischi denominato nell'elenco con la lettera B è caratterizzato da utensili con diametro inferiore perché si possono bloccare. Essi non sono altro che utensili a disco singolo che, saldati tra loro, vengono montati nella parte centrale della cutterhead al fine di garantirne lo scavo anche in questa porzione del fronte.

È opportuno ricordare che, oltre alle tre tipologie appena introdotte, esistono utensili particolari, detti "copy cutters", che sono montati sul bordo esterno dell'organo di scavo: essi non ruotano attorno all'asse della macchina ma permettono di alesare lo scavo di qualche centimetro (3÷5 cm) rispetto alla sezione di progetto della cutterhead.

Un altro aspetto da tenere in considerazione per la caratterizzazione degli utensili rotolanti a disco è la forma del loro profilo: infatti, come suggerito da Ozdemir (1992), la forma del disco influenza la profondità di penetrazione nella roccia e quindi l'efficienza dello scavo.

In passato venivano usati prevalentemente dischi del tipo "*V-shaped cutter*" caratterizzati da un profilo stretto e acuto. Tale caratteristica è in grado di garantire alte prestazioni in avanzamento quando l'utensile è nuovo, mentre esse si abbassano notevolmente all'aumentare dell'usura in quanto la superficie di contatto roccia-utensile aumenta. Attualmente si preferisce ricorrere a un'altra tipologia di utensili, definita "*Constant-Cross Section cutters* (CCS)" e caratterizzata da una forma più ottusa e massiccia: essa garantisce una minore decadenza delle prestazioni con l'usura, in quanto tali utensili sono progettati per mantenere un profilo di forma pressoché costante nel tempo.

Tuttavia, nella fase di scelta degli utensili ottimali, è necessario valutarne le dimensioni in quanto tale caratteristica dipende dalle caratteristiche meccaniche e di abrasività della roccia da scavare. In particolar modo, attualmente in commercio, esistono tre diametri standard per gli utensili a disco:

- 15.5'' / 393.7 mm;
- 17'' / 432.8 mm;
- 19'' / 482.6 mm.

Si è potuto inoltre osservare che più aumenta il diametro del disco, naturalmente, aumenta la spinta che può essere trasmessa alla roccia. Allo stesso tempo però, secondo Ozdemir (1992), a parità di

spinta, all'aumentare del diametro del disco si ha una riduzione della penetrazione. Infatti, se aumentano le dimensioni, il tagliente diventa più largo e quindi per avere un incremento di penetrazione nella roccia è necessaria una maggiore spinta. Di conseguenza, all'aumentare del diametro del disco, la spinta massima applicabile (S_{max}) risulta (Peila et al., 2013):

- S_{max} = 180 kN (circa 18 t) per dischi con diametro di 15.5'' / 393.7 mm;
- S_{max} = 220 kN (circa 22 t) per dischi con diametro di 17'' / 432.8 mm;
- S_{max} = 300 kN (circa 30 t) per dischi con diametro di 19'' / 482.6 mm.

Inoltre, se aumenta il diametro del disco, a parità di materiale da scavare, si ha un aumento della penetrazione e una riduzione dell'usura dell'utensile. Infatti, grazie ad una maggiore circonferenza e sezione trasversale utile, si osserva un conseguente aumento della vita media produttiva.

Per questi motivi, per rocce ad elevata resistenza (UCS superiore a 100 MPa), si ricorre a utensili con diametri maggiori (minimo 17'' di diametro del disco), poiché, come anticipato, in caso contrario non si riuscirebbe a garantire una spinta adeguata ad avere la produttività richiesta.

La scelta degli utensili, oltre a dover considerare le caratteristiche del materiale da scavare, deve comunque essere effettuata sulla base delle proprietà della fresa su cui saranno montati. In particolare, è opportuno verificare sia la coppia disponibile per l'azionamento della testa sia la capacità del nastro di smarino, in quanto tali parametri costituiscono un limite alla penetrazione massima raggiungibile.

Una volta definito il diametro è quindi necessario valutare la spaziatura tra gli utensili sulla testa fresante. Quest'ultima rappresenta un parametro strettamente connesso al diametro del tagliente: infatti, considerando i 3 diametri degli utensili introdotti in precedenza (15,5'', 17'' e 19''), si è valutato che rispettivamente non vengano superati valori di spaziatura pari a 70 mm, 77 mm e 90 mm (Peila et al., 2013). Tuttavia, se tali valori venissero superati, in presenza di ammassi rocciosi con elevata resistenza, si potrebbero generare dei problemi legati al rischio di non garantire la formazione delle fratture che sono alla base del meccanismo di distacco della roccia.

2.3 Meccanismo di rottura della roccia nello scavo meccanizzato

Il meccanismo di rottura della roccia sotto l'azione degli utensili a disco di una TBM è un fenomeno di tipo dinamico in cui si ha una continua interazione tra la roccia e gli utensili montati sulla testa fresante. Tuttavia si ipotizza, per semplicità di trattazione, che esso possa essere ricondotto a un fenomeno di tipo statico in quanto il distacco delle scaglie di roccia, grazie all'azione degli utensili, avviene in un tempo stimabile in *1.2 s* (Vagnon, 2012).

Gli utensili a disco, nell'azione di rotolamento sulla superficie del fronte, generano dei solchi con una certa profondità di passata (Figura 2.8). Tali solchi hanno distanza pari alla spaziatura dei dischi sulla testa fresante.

Figura 2.8: Solchi derivanti dal rotolamento degli utensili a disco montati sulla testa fresante di una TBM (www.tunnelbuilder.it).

In particolar modo, grazie alla cooperazione tra utensili contigui, si verifica il distacco di scaglie di roccia (chips) tra due solchi. L'azione compiuta dai dischi durante il rotolamento sulla roccia è rappresentata da una forza risultante che può essere scomposta considerando combinazione di tre componenti (Figura 2.9):

- componente normale alla superficie della roccia che varia in continuazione a causa del rotolamento;
- componente trasversale con direzione pari a quella della traiettoria del disco;
- componente laterale con direzione ortogonale a quella dell'utensile.

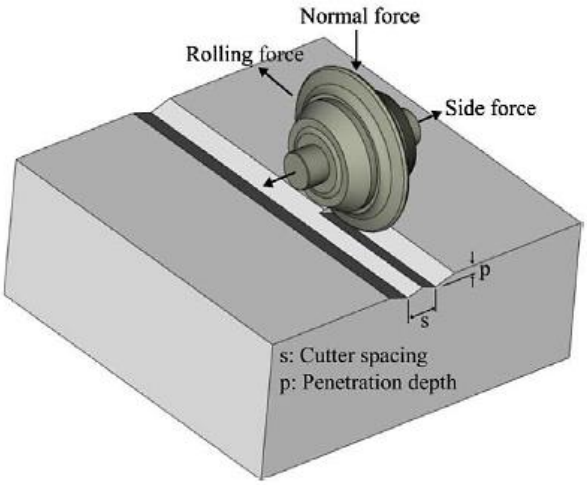


Figura 2.9: Componenti della forza trasmessa dall'utensile alla roccia (Cho et al., 2013).

La forza normale è quella che permette di ottenere la penetrazione, in genere da qualche mm a 15 mm, nella roccia e la conseguente la formazione del solco.

La penetrazione del disco però, come anticipato nel paragrafo 2.2.1, dipende delle caratteristiche geomeccaniche della roccia ma anche della tipologia e dimensione del disco. Infatti se la roccia è fragile, le fratture che si formano tra solchi adiacenti si generano per trazione mentre se il comportamento è plastico si generano principalmente sforzi di taglio.
Un altro aspetto da considerare è la continua variazione della spinta normale alla scala dell'utensile che può essere paragonata ad una azione di percussione. Questo perché l'utensile, mentre rotola, risente delle variazioni delle caratteristiche meccaniche della roccia alla scala dell'utensile ovvero, per esempio, variazioni di durezza e abrasività a livello locale generano una maggiore resistenza alla decoesione. Ciò determina uno stress da contatto che induce la formazione di una zona ad elevata frammentazione della roccia definita bulbo delle pressioni. In tale zona si producono degli sforzi di trazione che, se superano il valore corrispondente di resistenza, inducono la creazione delle fratture. Queste ultime si formano indistintamente per ogni solco, di conseguenza quando si incontrano due fratture generate da solchi adiacenti si ha il distacco di scaglie.
Il meccanismo di rottura quindi è rappresentato dalla combinazione di queste due fasi: l'indentazione della roccia nella porzione al di sotto dell'utensile e la formazione di fratture tra solchi adiacenti che determinano il distacco di scaglie (chips).
Il detrito che si ottiene tipicamente dallo scavo con TBM ha una composizione mista: a seconda che esso si sia generato durante la prima fase o la seconda, se ne possono identificare diverse tipologie:

- Roccia polverizzata prodotta nel processo di indentazione;
- Chips con forma appiattita (5-15 mm di spessore) aventi lunghezza dell'ordine della spaziatura tra i cutters e larghezza pari a circa due/tre volte il valore dello spessore (paragrafo 2.4).

2.3.1 Indentazione della roccia

Il fenomeno di indentazione è strettamente correlato al carico applicato sulla roccia dai dischi in direzione normale alla superficie del fronte. A causa di questo fenomeno, come anticipato al paragrafo 2.3, si ha la formazione di tre differenti zone nella roccia adiacente all'utensile (Figura 2.10).

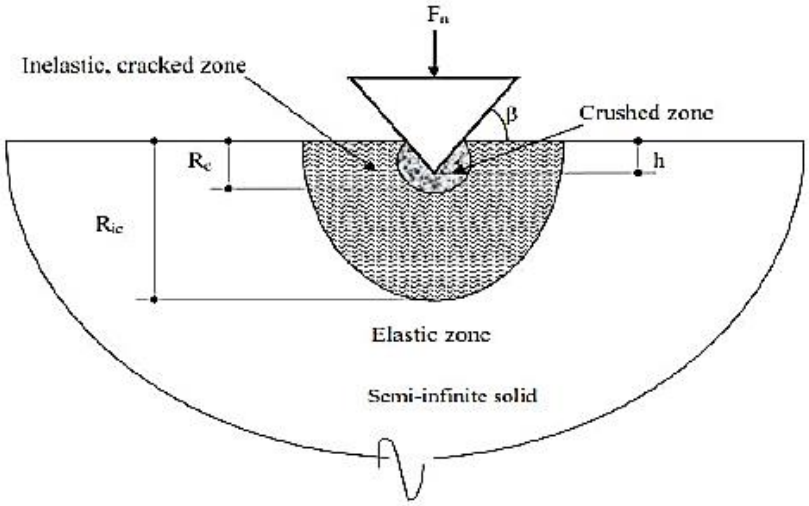


Figura 2.10: Raffigurazione delle tre differenti zone di roccia a seguito del passaggio dell'utensile (ABD Al-Jalil, 2006)

Le tre zone che si identificano sono:

1. Zona di roccia polverizzata definita "crushed zone";
2. Zona in cui sono presenti micro e macro fratture che hanno origine dalla crushed zone per poi propagarsi nella cosiddetta "inelastic-cracked zone";
3. Zona indisturbata definita "elastic zone" in cui non si osservano fratture.

La crushed zone, nota anche come bulbo delle pressioni, si genera nella porzione di roccia immediatamente adiacente all'utensile. Essa, a seguito dell'applicazione del carico, è caratterizzata sia da microfratture ma anche da macrofratture che derivano dall'espansione delle precedenti. La commistione di queste due tipologie di fratture rende il materiale prodotto inizialmente composto da particelle di dimensioni variabili. Successivamente però si verifica la rottura per trazione di queste particelle che rendono così il materiale prodotto costituito da roccia polverizzata e granulare. La rottura della roccia e la formazione delle fratture terminano nel momento in cui lo sforzo di trazione generato è inferiore alla resistenza intrinseca della roccia.

La porzione di roccia al di sotto della crushed zone viene definita inelastic-cracked zone ed è caratterizzata dal fatto che in essa si estendono le fratture generate nella crushed zone. Essa ha una forma tipicamente a nuvola ellittica con centro lungo l'asse dell'utensile e in corrispondenza del punto di applicazione della risultante del carico. In tale zona si nota una prevalenza degli sforzi di trazione e la sua rigidezza è una percentuale della rigidezza della roccia intatta. Si tratta di una porzione di roccia in cui il materiale assume un comportamento plastico.

La terza e ultima zona viene definita elastic zone e in essa l'influenza del carico applicato dall'utensile è nulla, di conseguenza non c'è dilatazione delle fratture preesistenti. Si tratta quindi, come indicato nel nome, di una zona in cui il materiale ha un comportamento elastico.

2.3.2 Distacco di scaglie

La seconda fase, come accennato in precedenza, è caratterizzata dalla cooperazione degli utensili al fine di garantire il distacco del materiale tra due solchi contigui. Affinché tale fenomeno avvenga, è necessario che l'estensione delle fratture all'interno dell'inelastic zone sia tale da intersecare quelle prodotte dal passaggio dell'utensile del solco adiacente.

Il distacco delle scaglie è condizionato dalle caratteristiche meccaniche del materiale: se esso presenta una bassa resistenza a trazione o è fortemente discontinuo e fratturato, l'efficienza del distacco è più elevata e viceversa.

Un altro aspetto da tenere in considerazione è la presenza di piani di scistosità nella roccia, che naturalmente condizionano l'efficienza del distacco.

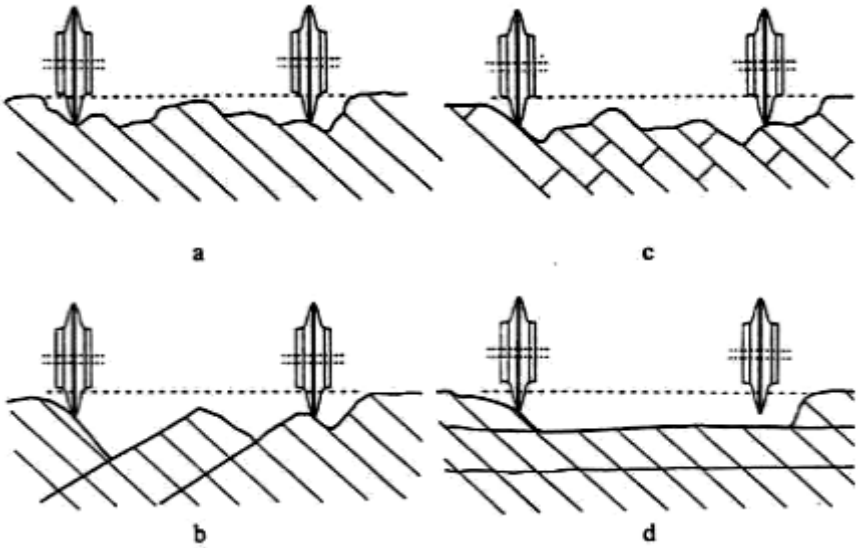


Figura 2.11: Relazione tra utensili e disposizione dei piani di scistosità/discontinuità (Aasen et al., 1980)

Infatti, come mostrato in Figura 2.11, il processo di rottura e formazione delle scaglie, sia nel caso di discontinuità che di scistosità, diventa molto più efficiente, in quanto è possibile che si generino dei piani di rottura preferenziali. Infatti se si considerasse una roccia con piani di foliazione ortogonali all'azione dei dischi, la formazione di scaglie sarebbe favorita e si otterrebbero scaglie più grandi.

L'efficienza del distacco, tuttavia, dipende anche dagli aspetti geometrici della testa fresante in termini di spaziatura e penetrazione degli utensili. Infatti, secondo Tuncdemir et al. (2008), a parità di penetrazione e di caratteristiche della roccia scavata, è possibile individuare un range di spaziature in cui l'energia specifica di scavo risulta minimizzata (Figura 2.12).

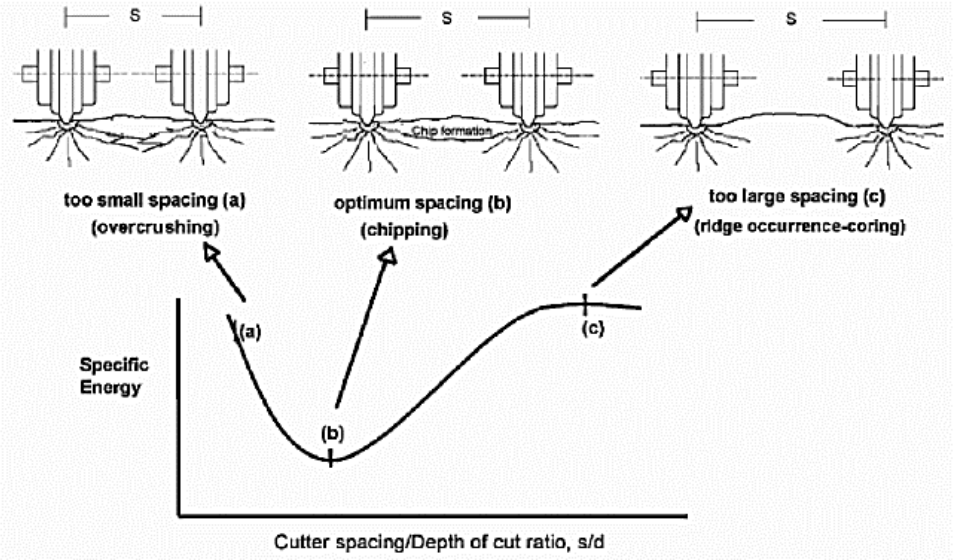


Figura 2.12: Relazione tra il rapporto spaziatura/penetrazione e l'energia specifica di scavo richiesta per ottenere il distacco di scaglie (Tuncdemir et al., 2008).

È possibile quindi osservare graficamente che l'energia specifica di scavo decresce all'aumentare del rapporto spaziatura – penetrazione (s/p) fino ad un valore ottimale (c) per poi ricominciare a crescere. Secondo indagini sperimentali, si è constatato che il rapporto s/p ottimale per la minimizzazione dell'energia specifica risulta compreso tra 10÷20 (Rostami & Ozdemir, 1993). Infatti, se si considera un valore di spaziatura troppo piccolo (*a*), si genera una eccessiva comminuzione della roccia, che si traduce in un elevato consumo di energia specifica. Al contrario, se la spaziatura è troppo elevata (*b*), non si ottiene il distacco di chips se non dopo più di una passata dell'utensile, con conseguenti rallentamenti nelle operazioni di scavo.

2.4 Granulometria del materiale distaccato

Lo studio della distribuzione granulometrica del marino prodotto dallo scavo con TBM in roccia è un aspetto importante in quanto, essendo direttamente proporzionale all'efficienza dello scavo, permette di fornire informazioni sul meccanismo di rottura della roccia e sull'efficienza dell'intero processo.
In letteratura sono presenti numerosi studi in cui viene valutata la pezzatura del materiale prodotto mediante lo scavo meccanizzato in relazione a quello ottenuto con altre tecniche di scavo. Infatti, come si può osservare nel grafico in Figura 2.13, la granulometria del materiale che si ha mediante lo scavo con TBM è più fine e ha una distribuzione più ampia rispetto a quella ottenuta con l'esplosivo. Inoltre, sulla base delle nozioni fornite in precedenza, è possibile affermare che il detrito ottenuto dallo scavo con TBM è caratterizzato da due frazioni principali, ovvero roccia polverizzata e scaglie di roccia la cui dimensione dipende dai parametri imposti in fase di progetto della testa fresante, ossia sostanzialmente spaziatura e penetrazione (Bruland, 2000).

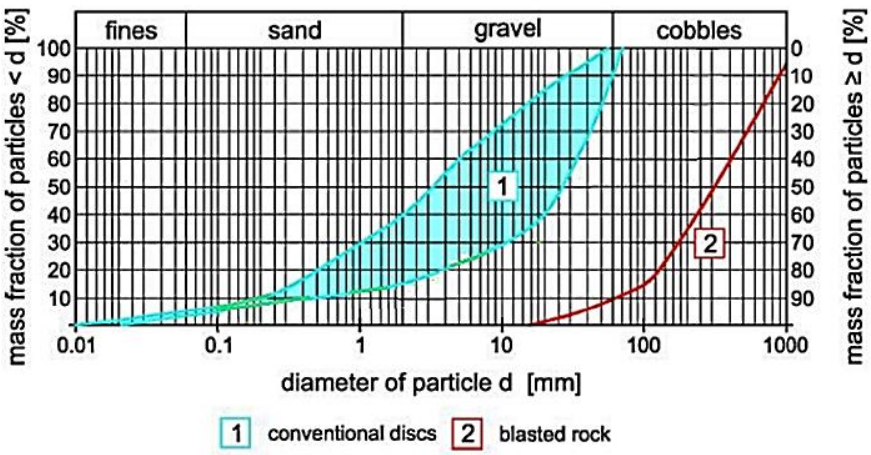


Figura 2.13: Confronto tra distribuzione granulometrica del materiale prodotto con TBM e con esplosivo (Corso ingegneria degli Scavi, Prof.ssa M.Cardu).

Per quanto riguarda la pezzatura prodotta, è possibile individuare tre dimensioni principali per ogni frammento (Figura 2.14):

a) Dimensione maggiore: lunghezza;
b) Dimensione intermedio: larghezza;
c) Dimensione minore: spessore.

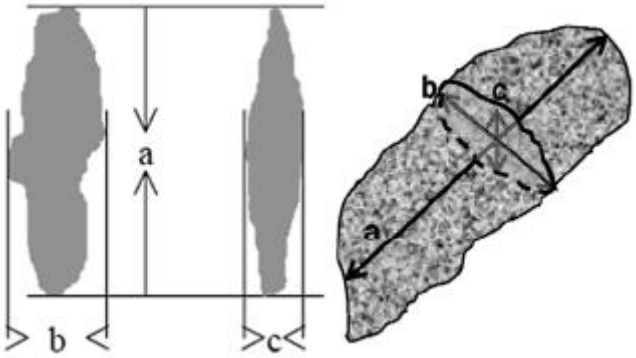


Figura 2.14: Dimensioni principali delle scaglie di roccia distaccate dagli utensili di una TBM (Corso ingegneria degli Scavi, Prof.ssa M.Cardu).

Se si considera la granulometria del marino delle TBM, è possibile notare come il 25-45 % del materiale sia costituito da una dimensione < 4 mm mentre per la frazione maggiore di 4 mm, la forma sia tipicamente appiattita, con spessore massimo di 15÷25 mm, dipendente dalla penetrazione/giro della testa fresante. Al contrario, la larghezza delle scaglie ovvero la dimensione intermedia, è correlata alla spaziatura tra i dischi. Infine, se si considera la dimensione massima (lunghezza) della scaglia, essa può essere pari a 1,5÷2 volte la dimensione intermedia e dipende dalle caratteristiche della roccia, in termini di anisotropia e resistenza.

La determinazione della dimensione delle scaglie generate è un aspetto molto importante nel processo di valutazione dell'efficienza del taglio e delle caratteristiche della roccia. Infatti è stato elaborato in letteratura un indice di grossolanità (Coarseness Index, CI) che, sulla base della somma in percentuale

delle frazioni di materiale trattenuto da una serie di setacci, permette di studiare la pezzatura del materiale distaccato e di conseguenza l'efficienza del processo di scavo (Roxborough e Rispin, 1973).

3. Linear Cutting Machine

3.1 Generalità

Il problema della valutazione delle prestazioni del processo di scavo di una TBM è un aspetto della ricerca che ha coinvolto un numero sempre più elevato di studiosi nel corso degli ultimi anni. Per questo motivo, al fine di garantire la progettazione di macchine sempre più efficienti, sono stati elaborati metodi previsionali basati sulle caratteristiche dell'ammasso roccioso da scavare e sulle caratteristiche della fresa ipoteticamente impiegabile. Tali metodi generalmente sono di tipo teorico - empirico e consentono di definire correttamente il fenomeno analizzato, a meno di alcuni limiti che li caratterizzano: la maggiore limitazione è dovuta al fatto che non sono in grado di fornire un modello valido universalmente, in quanto la loro efficacia è fortemente condizionata dal tipo di roccia; i risultati forniti, pertanto, sono talora inaffidabili. Un ulteriore limite è legato alla stretta dipendenza dei modelli dai dati sorgente che possono provocare l'imprecisione dei risultati a causa della scarsa accuratezza nella fase di acquisizione.

Per limitare o evitare tali problemi, sono stati sviluppati metodi sperimentali di laboratorio in cui si impiegano utensili a scala reale (o ridotta) con lo scopo di determinare i parametri macchina necessari alla valutazione del processo di scavo. Nel centro di ricerca situato presso la Colorado School of Mines (CSM, Colorado), verso la fine degli anni '70 del '900, è stata concepita per la prima volta la cosiddetta "*Linear Cutting Machine (LCM)*" che permette la realizzazione di "*Linear Cutting Tests (LCT)*". Si tratta di una prova che permette di realizzare una o più serie di solchi su più livelli mediante un utensile a disco su un blocco regolare di roccia prelevato dall'ammasso roccioso in sito. In questo modo è possibile valutare, in maniera rappresentativa, il fenomeno del distacco delle scaglie di roccia considerando la forza agente sui dischi di una TBM, scomposta nelle sue tre componenti (normale, di rotolamento e laterale), in funzione della penetrazione e della spaziatura impostate per ogni serie di solchi.

Oltre agli utensili rotolanti a disco, sulla LCM è possibile montare utensili striscianti, generalmente del tipo a matita, impiegati nelle frese ad attacco puntuale. Tale metodo consente quindi di effettuare analisi delle prestazioni sia di frese a piena sezione sia ad attacco puntuale (Roadheader).

Le modalità di indagine elaborate dai ricercatori della CSM sono del tipo "full scale", in cui vengono impiegati utensili di grandezza reale: in tal modo è possibile scongiurare problemi connessi all'effetto scala. Tuttavia, vista la difficoltà di trovare campioni di roccia con dimensioni tali da restituire risultati attendibili e a causa dei costi elevati per l'acquisto di tale macchinario impiegato per le indagini, nel corso degli anni sono state elaborate nuove macchine di prova, ispirate a quella originale

del CSM, che hanno permesso di effettuare analisi delle prestazioni dello scavo a una scala ridotta, con le stesse modalità esecutive.

Sono quindi state messe a punto due ulteriori tipologie di macchina, che consentono di ottenere risultati paragonabili a quelli realizzati con test di tipo "full scale". Il primo è stato definito "*Intermediate Linear Cutting Test (ILCT)*" e prevede l'utilizzo di campioni di roccia e utensili di dimensioni inferiori rispetto al caso "full scale", mentre il secondo può essere realizzato su spezzoni di carota, ottenuti da sondaggi, ed è noto come "*Portable Linear Cutting Test (PLCT)*".

Tali metodologie sperimentali, come i modelli di calcolo, presentano delle limitazioni dovute alla precisione delle misure effettuate. Infatti, durante l'esecuzione dei test, le forze misurate possono essere soggette a notevoli variazioni legate all'anisotropia della roccia ma anche alla non perfetta rettificazione del provino utilizzato. Inoltre si sottolinea la presenza di un'ulteriore imprecisione dovuta al fatto che i valori delle forze rilevate durante il LCT rappresentano una media dell'insieme delle forze misurate nel corso della prova.

3.2 Linear Cutting test - "full scale"

Attualmente le prove con Linear Cutting Machine (LCM) vengono svolte in pochi centri di ricerca nel mondo come: Colorado School of Mine (CSM), Korea Institute of Construction Technology (KICT) e Istanbul Technical University (ITU).

La tipologia di indagine "full-scale" del linear cutting test permette di ricavare la forza di taglio, la forza normale e la forza tangenziale agenti su un disco a scala reale rotolante su un blocco di roccia di dimensioni 1x1x0.6 m per differenti penetrazioni e spaziature.

L'idea alla base della prova consiste nel realizzare, per mezzo di un utensile a disco, un certo numero di solchi su più livelli. In questo modo, facendo variare la penetrazione e la spaziatura sui differenti livelli, è possibile misurare il valore della forza agente e delle sue componenti per ciascun solco di ogni livello.

I test del tipo "full scale" hanno assunto sempre più importanza in quanto hanno la peculiarità di ridurre l'effetto scala e le incertezze legate alle proprietà fisiche della roccia, che potrebbero condurre a un'errata progettazione della testa fresante. I risultati di tale tipologia di test sono impiegati per la selezione, la progettazione e l'ottimizzazione dei costi e delle prestazioni (produzione e velocità di taglio) di TBM nei progetti di fattibilità.

La macchina originaria, realizzata presso la Colorado School of Mines, è riportata in Figura 3.1. Essa è caratterizzata da una intelaiatura di acciaio in grado di garantire un adeguato contrasto durante la fase di trasmissione del carico dall'utensile alla roccia, mentre le parti sostanziali della macchina comprendono, nella parte superiore: il portautensile, su cui possono essere allestiti utensili da 13" e 17", e la cella di carico triassiale, in grado di misurare tutti i parametri macchina richiesti; quest'ultima

è costituita da un blocco di alluminio ad alta qualità dotato di estensimetri, utilizzato come dinamometro per registrare spinte fino a 500 kN. Il sistema di acquisizione dei dati è rappresentato da un trasduttore che è in grado di rilevare la spinta totale nelle sue tre componenti (verticale, trasversale e tangenziale).

Il portautensili può essere spostato verticalmente mediante martinetti idraulici che, tramite un dispositivo meccanico di fissaggio, si bloccano affinché durante la realizzazione del solco sia mantenuta una penetrazione costante nella roccia (Balci et al., 2008).

La parte inferiore della macchina è costituita dalla scatola di contenimento (sample box). In tale scatola viene cementato il campione di roccia che, mediante martinetti longitudinali e trasversali, viene portato nella corretta configurazione di prova. Infatti i martinetti trasversali permettono di mantenere la corretta spaziatura tra i solchi del livello, in modo da studiare l'effetto della cooperazione tra gli utensili, mentre quelli longitudinali garantiscono la traslazione lungo l'asse del solco a una velocità di 12 cm/s per simulare lo spostamento dell'utensile sulla roccia al fronte di scavo.

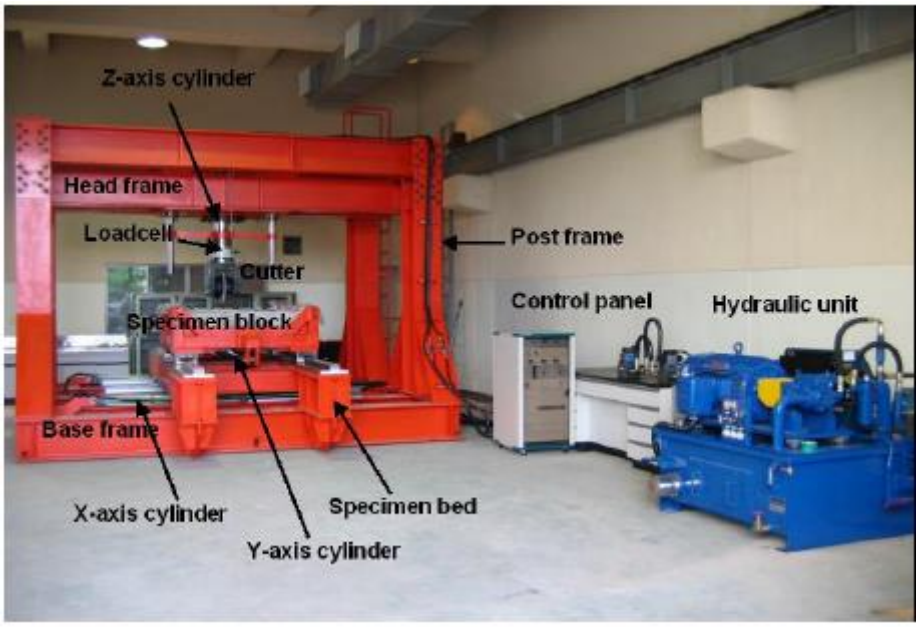


Figura 3.1: Linear Cutting Machine per esecuzione di un Linear Cutting Test di tipo "full scale" (Chang, et al., 2006).

Il campione di roccia, solitamente di dimensioni 1x1x0.6 m, garantisce la possibilità di ripetere più volte il test ed evitare i problemi legati all'effetto scala. Le dimensioni permettono anche di eseguire dei livelli di condizionamento della superficie prima che vengano realizzati i livelli di acquisizione dati. Questa operazione di condizionamento viene fatta per simulare il più possibile la superficie danneggiata che caratterizza il fronte di scavo. Inoltre per ciascun livello, a causa degli effetti di bordo che potrebbero influenzare l'attendibilità della misura della forza agente sul disco, vengono considerati solo i solchi centrali, escludendo quelli più esterni.

In generale, come descritto in seguito, il test è suddiviso in due fasi: fase di esecuzione (I) e fase di elaborazione dei dati (II). La prima ha come obiettivo quello di misurare il valore delle componenti della spinta agente sul disco in funzione dei valori di spaziatura e penetrazione al fine della definizione dell'energia specifica di scavo ottimale. La seconda permette di ricavare i parametri necessari per valutare l'efficienza del processo.

In generale, tali fasi sono svolte sempre quando si effettua un Linear Cutting Test a qualsiasi scala, di conseguenza, la descrizione affrontata nei seguenti due sotto-paragrafi può essere estesa anche alle modalità di indagine descritte ai paragrafi 3.3 e 3.4.

3.2.1 Madalità di Esecuzione – I FASE

Il sistema di acquisizione dei dati impiegato in questa tipologia di test include, come detto, una cella di carico triassiale, una scheda A/D, un amplificatore del condizionamento del segnale e un computer (Cardu et al., 2017a). Di queste componenti, la cella di carico ricopre la funzione principale nella prima fase della prova, in quanto permette di rilevare le componenti della forza agente sul disco (Figura 3.2).

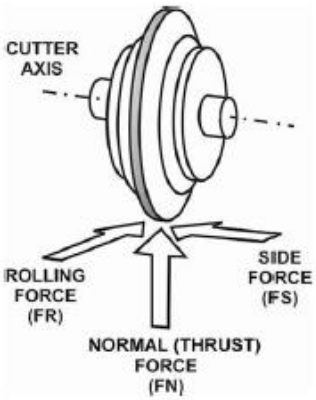


Figura 3.2: Componenti della forza agente sul disco rilevabili mediante cella di carico (Balci et al., 2008)

Per quanto riguarda la forza normale (F_n), essa è fondamentale per il calcolo della spinta effettiva che la fresa deve essere in grado di applicare al fine di ottenere la corretta penetrazione nella roccia. La forza di rotolamento (F_r) al contrario è strettamente connessa sia alla coppia da fornire alla cutterhead per avere un'adeguata rotazione dei dischi sia all'energia specifica richiesta (*SE*) per realizzare i solchi. La determinazione di quest'ultimo parametro è importante in quanto, insieme alla potenza disponibile all'organo di scavo, consente di valutare le produttività ottenibile con la configurazione degli utensili utilizzata durante le indagini di laboratorio.

L'ultima componente rilevabile mediante la cella di carico è la forza laterale che, oltre alle precedenti due componenti, permette l'esecuzione di un progetto equilibrato della testa fresante.

Sulla base di tali considerazioni, si può affermare che, oltre alle caratteristiche dell'ammasso roccioso considerato, la penetrazione è il parametro principale della prova, in quanto rappresenta la variabile

indipendente: se si imposta un certo valore di penetrazione, sia la spaziatura sia le forze e l'energia specifica sono da essa influenzati; infatti, se si incrementa la penetrazione dell'utensile durante la prova, ciò determina, a parità di roccia, un aumento delle forze e dell'energia richiesta per avere il distacco e, per mantenere il rapporto *s/p* all'interno del campo di variazione ottimale, è necessario aumentare la spaziatura tra i solchi.

3.2.2 Modalità di Esecuzione – II FASE

Per quanto riguarda l'interpretazione dei parametri valutati durante il Linear Cutting Test (fase I) si fa riferimento a quanto descritto nello studio svolto da Gertsch et al. (2006) su granito rosso del Colorado. In tale ricerca si è visto che, confrontando la penetrazione con la componente normale e quella tangenziale della forza agente, esiste una correlazione lineare crescente tra questi parametri. Allo stesso tempo però si è osservato che, come riportato in Figura 3.3, all'aumentare della spaziatura, a parità di penetrazione, il valore della forza normale che l'utensile deve applicare aumenta; inoltre, sempre nel grafico (a) in Figura 3.3, è possibile notare che l'andamento della retta interpolante i valori riportati in funzione della spaziatura non subisce variazioni in termini di pendenza, ma viene semplicemente traslata verso l'alto. Nel caso della componente di rotolamento (tangenziale), invece, all'aumentare della spaziatura, l'andamento rimane sempre lo stesso ma con un incremento della pendenza (Grafico (b) in Figura 3.3).

In generale, secondo Gertsch et al. (2006), la differenza tra gli andamenti delle due correlazioni è dovuta principalmente al diverso comportamento a rottura nelle due direzioni.

Tuttavia, sempre nello stesso studio, è stato riscontrato un ulteriore aspetto importante: la componente del rotolamento tende a zero per piccoli valori di penetrazione al contrario di quella normale, che presenta alti valori anche in questa configurazione: una variazione di qualche mm di penetrazione può comportare anche un'oscillazione di 100 kN per la componente normale e di 20 kN per quella tangenziale. Ciò implica che la roccia intatta è caratterizzata da una resistenza alla penetrazione elevata, che comporta una spinta sin da subito alta ma che successivamente cresce linearmente in modo controllato (Figura 3.3). Al contrario, la coppia inizialmente è nulla ma cresce notevolmente all'aumentare della penetrazione a causa della resistenza che si presenta lungo il solco nella traiettoria dell'utensile.

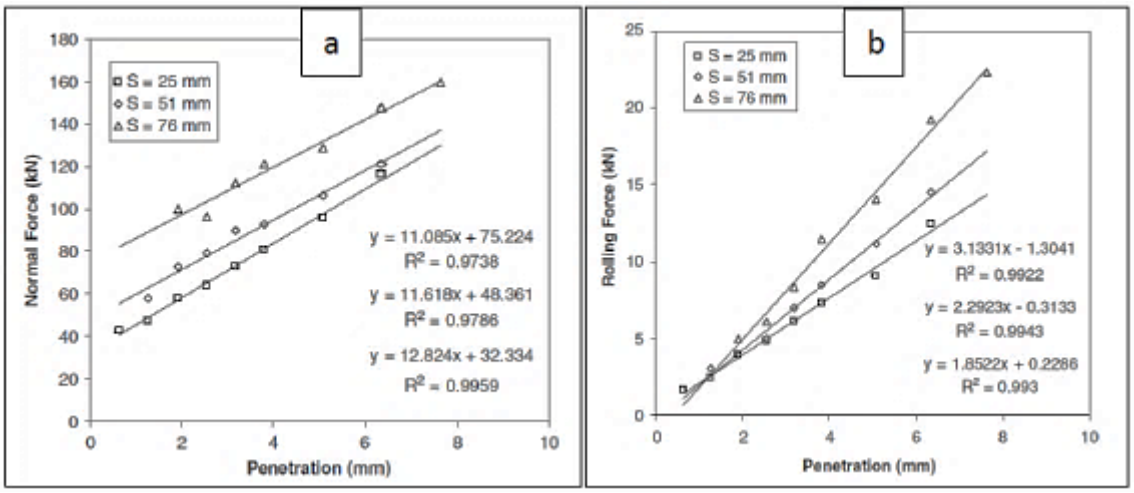


Figura 3.3: Correlazione tra forza normale (kN)(a) e forza di rotolamento (kN)(b) e penetrazione (mm) in funzione della spaziatura tra gli utensili (Gertsch et al. (2006)).

Inoltre, in Figura 3.4 si osserva, come descritto in precedenza, che all'aumentare della spaziatura, a parità di penetrazione, aumentano i valori delle componenti delle forze; tuttavia si sottolinea che le variazioni nell'andamento delle correlazioni non sono così evidenti rispetto a quanto mostrato nel caso di Figura 3.3.

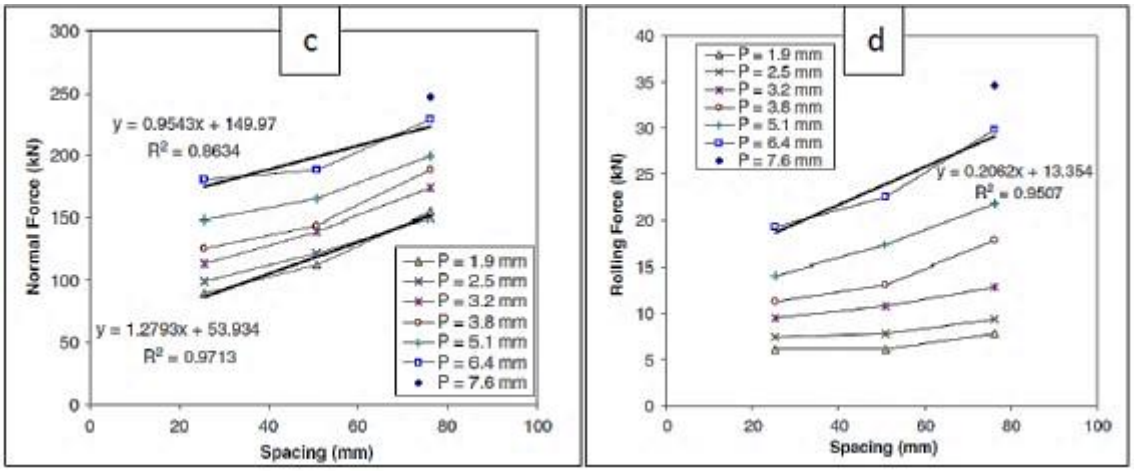


Figura 3.4: Correlazione tra forza normale (kN)(a) e forza di rotolamento (kN)(b) e spaziatura (mm) in funzione della penetrazione degli utensili (Gertsch et al. (2006)).

Nel seguito si riporta una breve descrizione dei parametri ottenibili dall'elaborazione dei dati misurati mediante LCM.

3.2.2.1 Specific Energy (SE)

Il criterio su cui si fonda questa tipologia di prova (LCT) è l'energia specifica, ovvero l'energia richiesta per distaccare un'unità di volume o di massa della roccia. L'obiettivo è quello di rilevare il valore minimo di energia tale per cui sia possibile ottenere il distacco ottimale della roccia. Sulla base di tale informazione si è in grado di determinare il valore ottimale della penetrazione (d_{opt}) e quindi il corrispondente valore della spaziatura (s_{opt}).

L'energia specifica, una volta terminato il linear cutting test, si ottiene facendo riferimento alla seguente formulazione (Chang, et al., 2006):

$$SE = \frac{FR \cdot l}{V}$$

dove:

- *SE* è l'energia specifica in MJ/m^3;
- *FR* è la forza di taglio agente sul disco in kN;
- *l* è la lunghezza del solco in mm;
- *V* è il volume di detrito asportato durante il taglio espresso in cm^3.

Tra i parametri introdotti per il calcolo di *SE*, quello più complicato è *V* in quanto richiede la conoscenza della massa volumica del materiale in esame e del peso del materiale asportato dal passaggio dell'utensile nella realizzazione del solco.

3.2.2.2 Net cutting rate (ICR)

Un ulteriore parametro che può essere ricavato è il *Net Cutting Rate* anche conosciuto come *Instantaneous Cutting Rate* (ICR). Si tratta di un valore che consente di valutare l'efficienza dello scavo in quanto permette di predire l'entità di volume scavato in un certo intervallo di tempo. Di conseguenza, noto il valore ottimale di energia specifica che corrisponde al rapporto ottimale tra spaziatura e penetrazione (Rostami, et al., 1994), è possibile definire la velocità istantanea di taglio come:

$$ICR = k\frac{P}{SE_{opt}}$$

dove:

- *ICR* è la velocità istantanea di taglio della roccia in posto espressa in m^3/h;
- *P* è la potenza installata sulla macchina espressa in kW;
- SE_{opt} è l'energia specifica ottimale ottenuta dal LCT espressa in kWh/m^3;
- *k* è una costante che dipende da quanto il sistema è efficiente e fa riferimento al quantitativo di energia trasferita dalla testa al fronte di scavo che di solito varia tra 0.85 e 0.9.

La velocità di taglio netto prevista, utilizzando l'espressione di ICR menzionata sopra, è valida per condizioni di roccia intatta e non include l'effetto delle proprietà dell'ammasso roccioso (Bilgin, et al., 2005).

3.2.2.3 Cutting coefficient (C_C) e Normalized Resultant Force (NRF)

Per quanto riguarda il coefficiente di taglio (C_C), anch'esso viene elaborato nella seconda fase del LCT ed è definito come:

$$C_C = \frac{F_r}{F_n}(100)$$

Tale parametro è adimensionale, in quanto rappresenta il rapporto tra la forza di rotolamento (F_r, *kN*) e la forza normale (F_n, *kN*) ma è possibile che sia anche espresso in termini percentuali.

Il C_C è considerato un indicatore della coppia necessaria per una data spinta, e definisce quindi la coppia relativa che è necessario conoscere per ricavare i valori di penetrazione cercati quando si è definita una certa spaziatura. Tale correlazione è analizzata nello studio di Gertsch et al. (2006), in cui si afferma che la coppia relativa richiesta cresce in modo lineare con la penetrazione, mentre è pressoché invariata con la variazione della spaziatura (Figura 3.5).

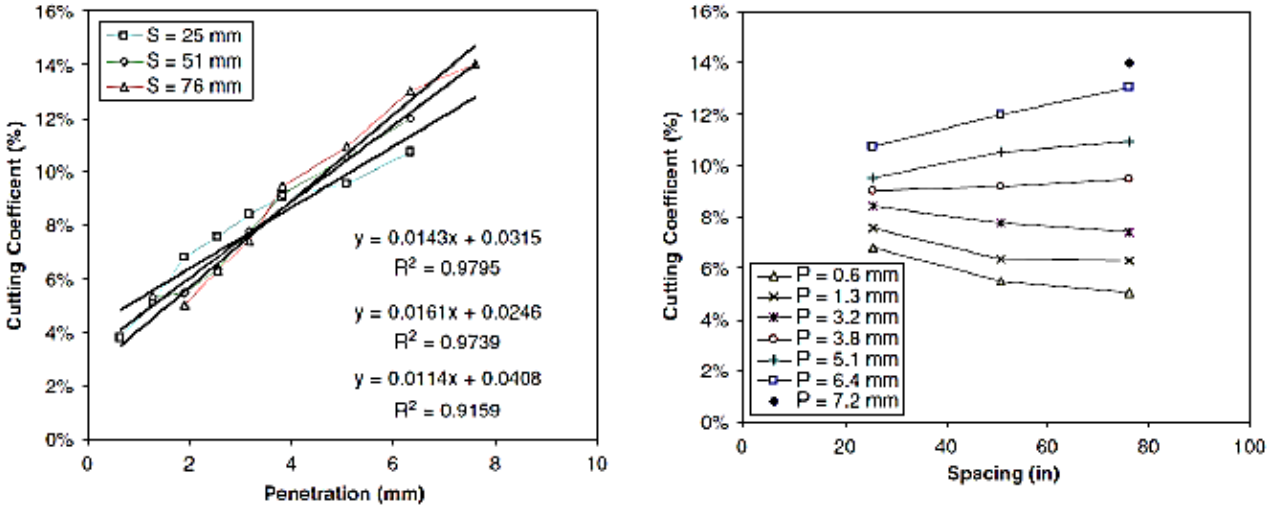


Figura 3.5: Relazione tra coefficiente di taglio (C_C) con penetrazione a sinistra mentre con la spaziatura a destra (Gertsch et al., 2006).

Per quanto riguarda l'indice NRF, il suo andamento è quasi costante al variare della penetrazione, come mostrato in Figura 3.6.

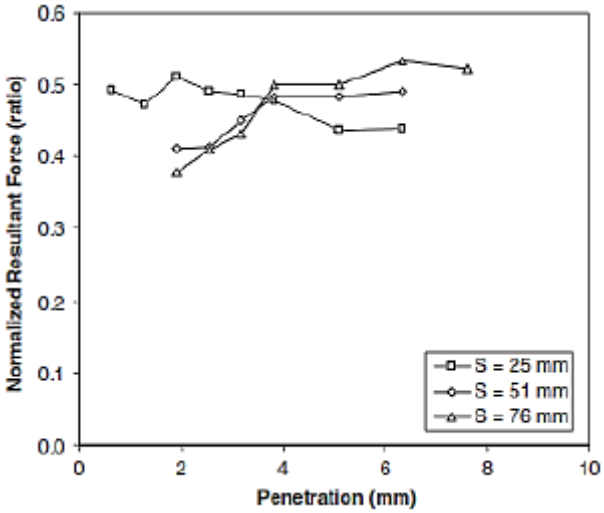


Figura 3.6: Relazione tra NFR e penetrazione (Gertsch et al., 2006).

3.3 Portable Linear Cutting Test – "small scale"

Il Linear Cutting Test alla piccola scala rappresenta un'indagine effettuabile su spezzoni di carota estratti durante operazioni di carotaggio. La macchina impiegata, Portable Linear Cutting Machine, sviluppata presso la ITU di Istanbul (Figura 3.7), è caratterizzata da un'elevata versatilità ma, soprattutto, è importante sottolineare la drastica riduzione dei costi di allestimento e utilizzo rispetto alle altre tipologie di macchine: "full scale" e "intermediate".

Figura 3.7: Esempio di Portable Linear Cutting Machine (Bilgin et al., 2007)

Tale tipologia di test ha come obiettivo quello di determinare numericamente l'escavabilità di una roccia. Le indagini effettuate mediante questa macchina sono svolte su campioni di roccia aventi dimensioni pari a 20x20x10 cm e, come anticipato, su spezzoni di carota di diametro 7.6 cm mentre l'azione di taglio viene svolta da un utensile avente diametro di 13 cm che è in grado di applicare alla roccia un carico che varia da 1 a 100 kN. Per quanto riguarda la penetrazione, si fa ricorso a un valore standard pari a 5 mm (Vagnon, 2013).

Tuttavia, grazie ai valori delle forze agenti sul disco e dell'energia specifica misurati mediante cella di carico di cui la macchina è dotata, secondo lo studio effettuato da Balci e Bilgin (2006), il test restituisce dei risultati molto simili a quelli ottenuti mediante il metodo "full scale". Infatti, confrontando i valori delle componenti normali e tangenziali nei due casi, si è potuto osservare che esiste una buona correlazione (Figura 3.8).

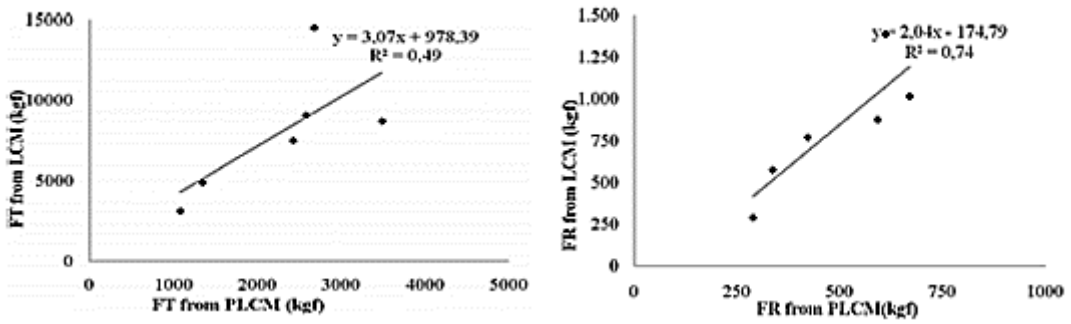


Figura 3.8: Valutazione della correlazione tra la forza normale (kN) ottenuta con PLCM e LCM (Bilgin et al., 2006).

3.4 Intermediate Linear Cutting Test – "medium scale"

Nel 2010, presso il Politecnico di Torino, in collaborazione con l'Istituto di Geologia Ambientale e Geoingegneria del Consiglio Nazionale di Ricerca (IGAG – CNR), è stata progettata e costruita una macchina per effettuare il Linear Cutting Test a una scala intermedia tra il caso "full scale" e quello "small scale". La macchina (Figura 3.9), denominata Intermediate Linear Cutting Machine (ILCM) (Cardu et al., 2016), sul piano teorico ha molte analogie con la LCM e permette di realizzare prove su campioni più facilmente manovrabili e trasportabili. Le dimensioni ridotte (0,5x0,4x0,2 m) dei campioni impiegati rispetto al caso "full scale" permettono notevoli vantaggi sul piano economico e logistico. Infatti il reperimento di campioni di roccia intatta di grandi dimensioni a volte può risultare difficoltoso a causa della presenza di fratture e discontinuità. Nel caso di blocchi più piccoli, è possibile recuperarli anche in materiali di scarto che, a seguito di rifinitura mediante tagliatrice a disco, possono essere utilizzati per le prove.

Inoltre, rispetto alle prove con LCM – "full scale", è possibile montare utensili a disco o striscianti di dimensioni ridotte (circa 6,5-6,7") per l'esecuzione di solchi senza risentire del problema dell'effetto di bordo.

Lo schema della macchina, con indicazione dei componenti principali, è riportato in Figura 3.9.

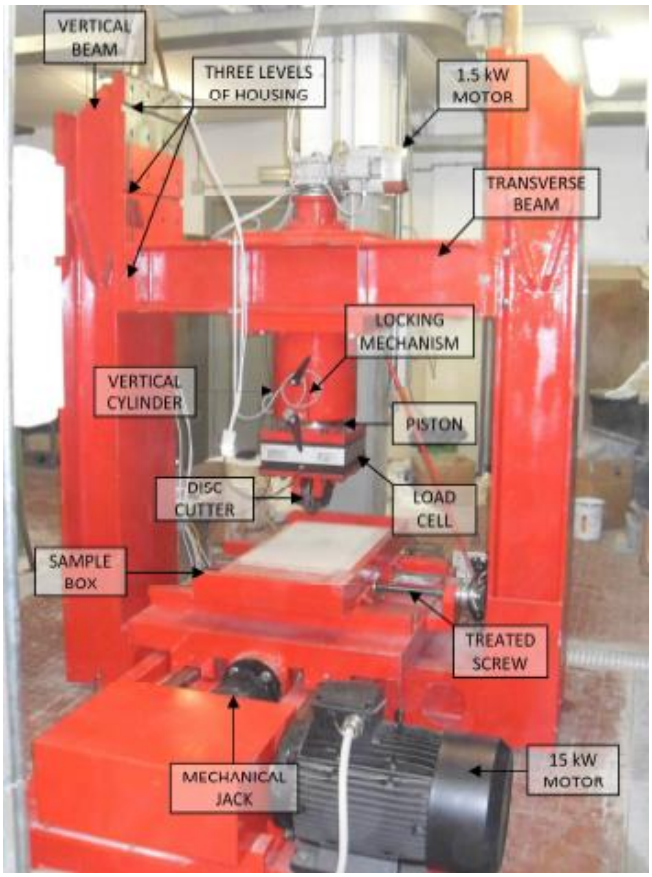


Figura 3.9: ILCM del Politecnico di Torino (Cardu et al., 2017b)

La funzione principale dell'ILCM è quella di determinare, al variare della roccia analizzata, il rapporto ottimale tra spaziatura e penetrazione che, come detto, rappresenta uno dei parametri fondamentali per la corretta progettazione della testa fresante di una TBM.

Nonostante gli utensili montati siano più piccoli e quindi caratterizzati da forze applicabili inferiori, a parità di penetrazione e spaziatura, non si notano notevoli differenze rispetto al caso "full scale". Infatti, secondo studi di letteratura (Roxaborough e Philips, 1975), si è osservato che la riduzione del diametro del disco comporta una riduzione della normale forza di taglio ma, allo stesso tempo, non vengono modificate in modo significativo la forza di rotolamento, il volume prodotto e, di conseguenza, l'energia specifica. Inoltre è possibile osservare che il rapporto ottimale spaziatura – penetrazione è indipendente dalla penetrazione applicata (Snowdon et al., 1982) (Figura 3.10).

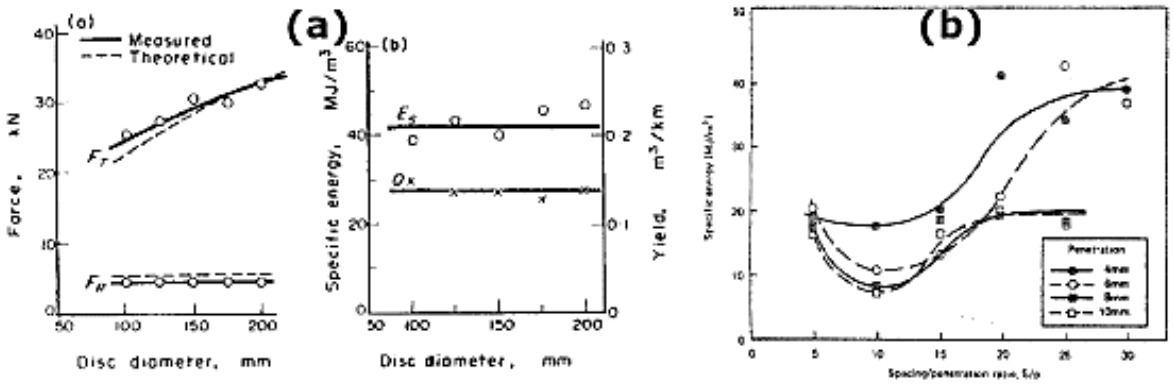


Figura 3.10: a) Effetto del diametro del disco (Roxborough and Phillips, 1975); b) Effetto della penetrazione sul rapporto spaziatura - penetrazione ottimale (Snowdon et al., 1982).

Un altro aspetto da considerare nel confronto tra il caso reale in sito e quello in laboratorio con ILCM, è la forma del profilo dell'utensile. Infatti sull'ILCM viene montato solitamente un utensile con tagliente acuto (V-type) mentre sulla testa fresante delle TBM vengono installati utensili massicci del tipo CCS. Tale differenza non deve essere sottovalutata, in quanto comporta delle differenze in termini di prestazioni di distacco delle scaglie di roccia, e quindi di scavo. Tuttavia, come riportato in Figura 3.11-a, per quanto riguarda la correlazione tra energia specifica e rapporto ottimale spaziatura-penetrazione, il trend mostrato dai due differenti tipi di utensili è circa lo stesso (Bilgin et al., 1999).

In generale, tuttavia, è opportuno considerare che la tipologia di disco a "V", rispetto a quella impiegata solitamente in sito (CCS), permette, a parità di diametro dell'utensile e di sforzo applicato, di ottenere penetrazioni elevate ma con un'usura più rapida. Di conseguenza è necessario sottolineare che, se si riduce la forza agente sull'utensile, diminuisce anche l'energia specifica senza comportare modifiche del suo andamento. Questo fatto spiega quindi il motivo per cui il valore del rapporto s/p ottimale ottenuto per dischi a "V" può essere confrontato con quello dei dischi CCS (Cardu et al., 2017b).

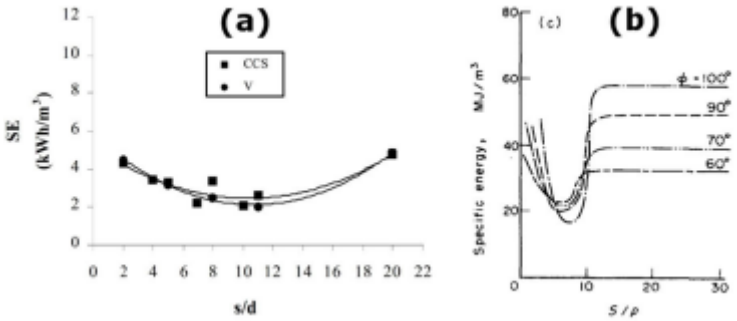


Figura 3.11: a) Correlazione tra energia specifica e rapporto spaziatura – penetrazione in funzione della tipologia di utensile (Bilgin et al., 1999); b) Correlazione tra energia specifica e rapporto spaziatura – penetrazione in funzione dell'angolo del profilo del tagliente (Roxborough and Phillips, 1975).

Allo stesso tempo, Roxborough and Phillips (1975) hanno confrontato, mediante risultati sperimentali, l'energia specifica con il rapporto ottimale s/p in funzione dell'angolo del profilo del tagliente (Figura 3.11-b), deducendo che la variazione di tale angolo non influenza gli altri due parametri se non nel caso di $\phi = 100°$, che induce un aumento del rapporto s/p ottimale.
La stima delle forze, ovvero la spinta effettiva da fornire agli utensili montati sulla testa fresante di una TBM, può invece essere effettuata mediante metodi analitici o grazie a coefficienti correttivi da applicare ai dati misurati dall'ILCM.

3.4.1 Intemediate Linear Cutting Machine (ILCM)

L'organizzazione dell'ILCM è molto simile a quella della LCM, in quanto l'idea di base è quella di realizzare dei Linear Cutting Test ad una scala intermedia tra il caso a grandezza reale e quello "small scale".
La struttura portante dell'ILCM (Figura 3.9) è costituita da un solido telaio in acciaio che comprende due travi del tipo HEB accoppiate disposte verticalmente, una trave trasversale alloggiata all'interno del portale e una trave longitudinale. La macchina impiegata per le indagini presso il Politecnico di Torino ha la peculiarità di poter montare utensili di differente tipo e diametro, in quanto la trave trasversale può essere spostata su 3 differenti livelli, posti a una distanza di 300 mm l'uno dell'altro, per il corretto collocamento dell'utensile, adattandosi anche allo spessore del campione di roccia in esame. Una volta scelto l'utensile e valutato lo spessore del campione, mediante un martinetto verticale è possibile bloccare il sistema costituito dalla cella di carico triassiale – portautensile – utensile in uno dei tre livelli.
Alla base della struttura della macchina è presente un contenitore per il campione di roccia (sample box) che, come nel caso della LCM, viene movimentato da due martinetti idraulici disposti perpendicolarmente. Il primo è disposto lungo l'asse del solco da realizzare e serve per spostare il campione di roccia longitudinalmente a una velocità di 1,5 cm/s durante la realizzazione del solco stesso, mentre il secondo è trasversale ed ha il compito di mantenere il campione durante la prova alla corretta spaziatura rispetto al solco effettuato alla passata precedente.
I martinetti idraulici utilizzati per garantire la corretta configurazione ed esecuzione della prova sono alimentati da due motori elettrici: uno da 1,5 kW per il martinetto verticale e uno da 15 kW per il martinetto longitudinale e per quello trasversale.
La cella di carico triassiale, collocata tra il pistone verticale e il portautensili, ha il compito di misurare le tre componenti (normale, laterale e tangenziale) della forza agente sull'utensile durante lo svolgimento della prova. Essa è stata calibrata mediante un percorso di stress controllato elaborato da Rispoli (2013) ed è in grado di misurare un carico compreso tra 100 e 200 kN. Tuttavia, oltre ai valori delle componenti del carico, si è in grado di studiare gli spostamenti sia longitudinali che verticali

della sample box. Per garantire una maggiore precisione nella valutazione della penetrazione, è stato installato un trasduttore induttivo caratterizzato da un range di misura fino a 10 mm e sensibilità di 0.1 mm. La macchina, in generale, consente l'acquisizione di tutti i segnali elettrici misurati mediante un sistema elettronico (*Spider8*) sviluppato dalla HBM Company e collegato a un PC. In questo modo, mediante il software *Catman* (HBM Company), è possibile trasformare il segnale fornito sotto forma di valori di frequenza in dati elaborabili in Excel (Rispoli 2013).

4. ILCM – Prove svolte presso il Politecnico di Torino

A partire dall'anno 2010, presso il Politecnico di Torino, come anticipato, è stata messa a punto una macchina denominata ILCM ed è iniziata, di conseguenza, una campagna sperimentale di proveche ha portato allo sviluppo di analisi effettuate, su diverse tipologie di roccia, fino agli ultimi mesi del 2018. L'obiettivo di questo capitolo è quello di riassumere e descrivere, come effettuato anche negli studi di Luppi (2017) e Arboleda (2018), le indagini svolte e i risultati riscontrati mediante ILCM al fine di stabilire un punto di partenza per le analisi geomeccaniche compiute in questo studio.

4.1 Rispoli (2013)

Lo studio effettuato da Rispoli fornisce gli spunti iniziali agli studi successivi svolti mediante ILCM. Per questo motivo, oltre all'analisi dei campioni di roccia, è stata elaborata una procedura di indagine che, è stata migliorata nel corso degli anni al fine di ottenere risultati sempre più attendibili.

In particolare, le indagini svolte per la realizzazione dello studio di Rispoli (2013) sono state effettuate su tre tipologie di roccia al fine di valutare la corretta geometria di taglio in funzione dell'energia specifica di scavo.

I campioni di roccia utilizzati erano prismi (50x30x20 cm) perfettamente levigati e rettificati. Le caratteristiche geomeccaniche di targa che erano state fornite dal produttore, e sono riportate in Tabella 4.1.

Tabella 4.1:Campioni di roccia intatti: Pietra di Luserna, Diorite, Marmo (Rispoli, 2013).

Diorite di Vico				
Densità (kg/m^3)	*C_o (MPa)*	*$\sigma_{t,fle}$ (MPa)*	*E_t (MPa)*	*Knopp Hardness (MPa)*
2620	124	21,3	63	4261
Pietra di Luserna				
Densità (kg/m3)	*C_o (MPa)*	*$\sigma_{t,fle}$ (MPa)*	*E_t (MPa)*	*Knopp Hardness (MPa)*
2790	120	19,8	35	1286
Marmo Bianco Prali				
Densità (kg/m3)	*C_o (MPa)*	*$\sigma_{t,fle}$ (MPa)*	*E_t (MPa)*	*Knopp Hardness (MPa)*
2814	215	21,1	45,7	4115

Le prove, come anticipato al paragrafo 3.4.1, consistono nella realizzazione di solchi tra loro paralleli mediante un utensile a disco montato sull'ILCM. Tali solchi devono essere effettuati, per i vari campioni, lungo la direzione parallela al lato corto (30 cm) dei provini al fine di scongiurare gli effetti di bordo.

In generale per ciascun campione analizzato la procedura di prova studiata ha visto l'ideazione di una prima fase di posizionamento del campione nella zona centrale della sample box seguita da ulteriori due fasi: livellamento del campione mediante livella a bolla e confinamento del blocco livellato in modo da garantire un adeguato contrasto. Tale bloccaggio è assicurato grazie al posizionamento di

cunei di legno che tuttavia, nel corso di studi seguenti, sono stati sostituiti dalla cementazione del campione nella sample box (Montes, 2016 e Rispoli, 2018), rivelatasi molto più efficace.

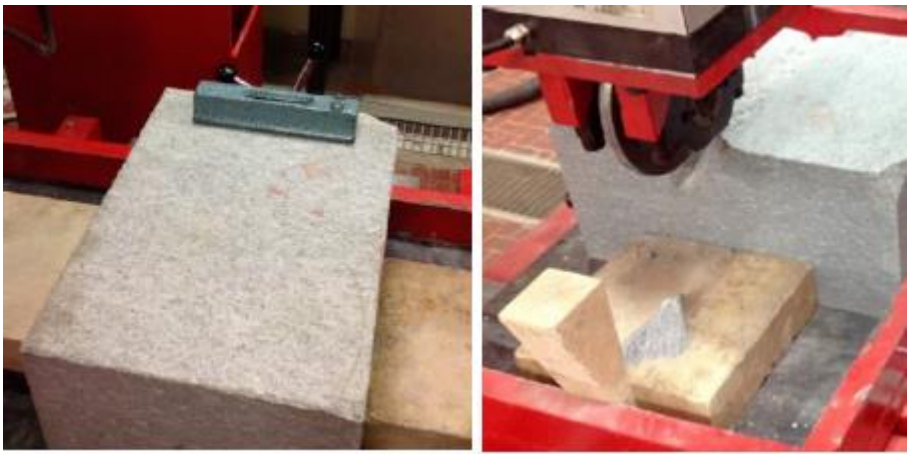


Figura 4.1: A sinistra livellazione campioni; a destra fissaggio campione di roccia nella sample box (Rispoli, 2013).

Al termine della fase preparatoria del campione, nello studio citato (Rispoli, 2013), si riportano inoltre le modalità di esecuzione della prova e la determinazione dei parametri di interesse. In particolare, si illustra il dettaglio con cui essi vengono definiti al termine di ogni passata.

I parametri rilevati sono:

- *Pesatura del detrito prodotto per ciascun solco*: si tratta di un aspetto molto importante in quanto, sulla base dei valori di densità forniti dal produttore, permette di risalire al volume di materiale asportato durante la realizzazione del solco. La determinazione di tale volume è fondamentale per la definizione dell'energia specifica e, di conseguenza, non deve essere sottovalutato. Occorre a tal fine considerare che il materiale distaccato di interesse riguarda solo la porzione centrale del solco, in quanto quello vicino ai bordi è influenzato dagli effetti di bordo. Inoltre si era deciso di costruire un telaio di cartone attorno all'utensile (Figura 4.2) con lo scopo di evitare eventuali proiezioni di materiale. Ciò ha permesso di considerare nella pesatura anche i detriti che potevano andare perduti a causa della proiezione a distanza. Si trattava di una soluzione rudimentale che nel corso degli studi successivi è stata migliorata (Montes, 2016).

Figura 4.2: Telaio di cartone per il confinamento del detrito (Rispoli, 2013).

Dopo aver asportato il detrito mediante aspirapolvere e pesato il sacchetto di raccolta, è possibile procedere all'esecuzione di un'altra passata.

- *Valutazione della penetrazione effettiva*: tale valore che viene determinato mediante un confronto tra il valore fornito da un comparatore meccanico con base fissata sul pistone prima di effettuare la passata e quello registrato durante la prova.
- *Misurazione della lunghezza del solco*: si tratta di un altro parametro fondamentale nel calcolo dell'energia specifica di scavo e, come nel caso della pesatura del detrito, è stato necessario considerare l'effetto del distacco di un certo volume di roccia in corrispondenza degli estremi del campione (Figura 4.3).

Figura 4.3: Lunghezza effettiva del solco misurata (Rispoli, 2013).

- *Elaborazione del segnale*: il segnale rilevato dai sensori presenti nella cella di carico dell'ILCM permettono di determinare la forza media agente sull'utensile considerando le sue tre componenti: normale, tangenziale o di rotolamento e laterale.

4.1.1 Risultati indagine sperimentale

Diorite di Vico

Le indagini svolte su questo materiale hanno permesso di valutare le forze sviluppate durante la prova nonostante la non completa planarità del campione. Quest'ultimo difetto era principalmente dovuto alla non perfetta rettificazione del campione che ha quindi presentato una leggera inclinazione nella direzione di taglio. Nonostante ciò, le prove sono state comunque svolte considerando un andamento del percorso con "inclinazione positiva" (pendenza crescente) per le passate di andata e con "inclinazione negativa" (pendenza decrescente) per le passate di ritorno. Si riportano in Tabella 4.2 i risultati ottenuti.

Tabella 4.2: Risultati ottenuti per la Diorite di Vico (Rispoli, 2013).

Passata (-)	***p (mm)***	***s (mm)***	***s/p***	***F_n picco (kN)***	***F_r picco (kN)***	***CC (%)***
1 (going)	1,5	-	-	104,97	4,85	4,6
2 (return)	1,5	-	-	98,87	7,67	7,8
3 (going)	1,5	15	10	94,49	4,05	4,3
4 (return)	1,5	15	10	87,00	4,73	5,4
5 (going)	1,5	20	13,3	98,95	4,60	4,6
6 (return)	1,5	20	13,3	89,86	5,90	6,6

Nello studio inoltre si spiega che, siccome i valori medi erano poco significativi, sono stati considerati i valori di picco sia della forza normale (F_n) sia di quella di rotolamento (F_r). Si riportano, inoltre, i risultati grafici ove è possibile apprezzare la variazione delle forze in funzione del rapporto spaziatura-penetrazione dei solchi (Figura 4.4).

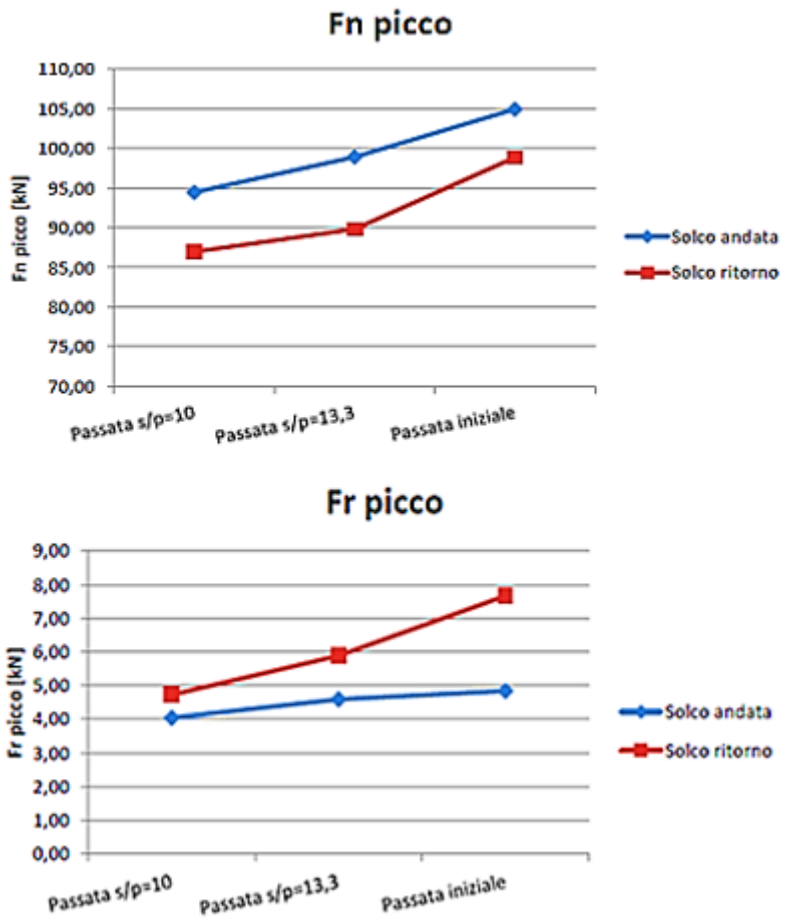


Figura 4.4: Variazione del comportamento della forza normale di picco e della forza di rotolamento di picco in funzione del rapporto spaziatura-penetrazione (Rispoli, 2013)

Lo studio ha provato che le forze di picco sia normale che tangenziale, F_n e F_r, si verificano per solchi differenti: in particolare, si è osservato che le forze di rotolamento subiscono un incremento a seguito dell'esecuzione del solco di andata mentre per la forza normale accade il contrario. Di conseguenza i risultati ottenuti sono influenzati dall'inclinazione della faccia superiore del campione di roccia che provoca, in funzione del rapporto spaziatura-penetrazione, una variazione del rapporto F_r/F_n (Figura 4.5), definito coefficiente di taglio *CC* (paragrafo 3.2.2.3).

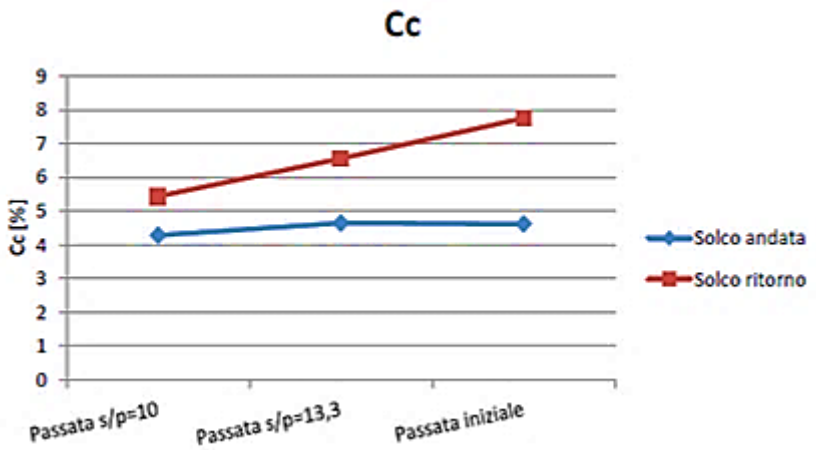


Figura 4.5: Variazione del comportamento del coefficiente di taglio in funzione del rapporto spaziatura-penetrazione (Rispoli, 2013).

Si osserva che il parametro *CC* ha un andamento costante per quanto riguarda il solco di andata, mentre per quello di ritorno, a causa dell'aumento delle forze di rotolamento, si nota una variazione.

Pietra di Luserna

Nel corso delle indagini sulla pietra di Luserna, oltre ai parametri individuati per la Diorite di Vico, si è valutato un ulteriore parametro: l'energia specifica (*SE*), calcolata seguendo la procedura introdotta nel paragrafo 3.2.2.1. Si riportano in Tabella 4.3 i valori dei parametri elaborati al termine della prova.

Tabella 4.3: Risultati ottenuti per la pietra di Luserna (Rispoli, 2013).

Passata (-)	***p (mm)***	***s/p (-)***	***F_n medio (kN)***	***F_n picco (kN)***	***F_r medio (kN)***	***CC (%)***	***SE (MJ/m3)***
6	3,9	7,6	74,32	149,89	7,05	9,5	9,5
12	3,95	8,0	76,72	118,09	7,17	9,3	9,3
7	4,2	9,3	93,02	152,90	7,62	8,2	8,2
9	3,8	10,8	102,93	162,74	10,06	9,8	9,8
13	4,07	11,1	114,32	139,05	10,10	8,8	8,8
10	4,2	12,2	123,19	162,69	11,80	9,6	9,6

In questo caso i valori medi delle componenti normale e tangenziale della forza agente sull'utensile sono risultati significativi, di conseguenza si riportano in seguito gli andamenti grafici sia delle forze (Figura 4.6) che del coefficiente *CC* (Figura 4.7) in funzione del rapporto spaziatura-penetrazione.

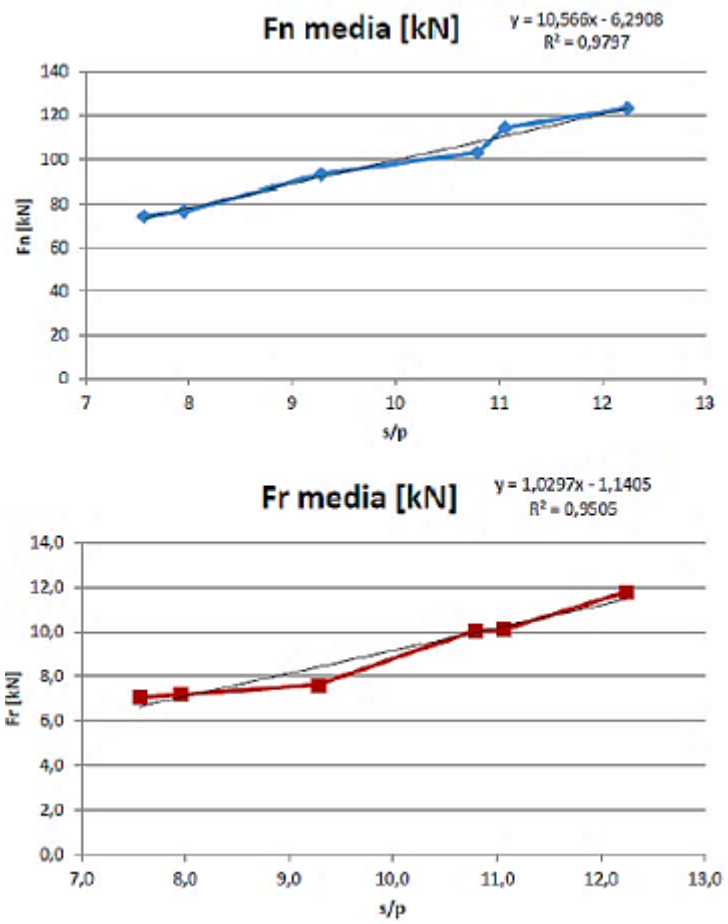


Figura 4.6: Variazione del comportamento medio delle forze normali e di rotolamento in funzione del rapporto spaziatura-penetrazione in pietra di Luserna (Rispoli, 2013).

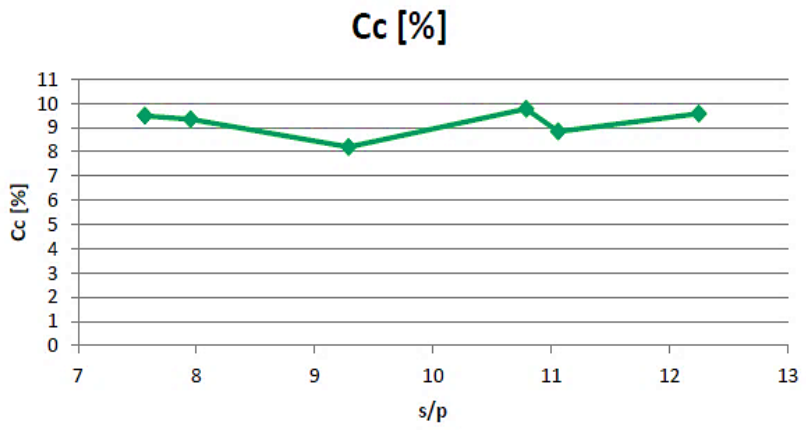


Figura 4.7: Variazione del comportamento del coefficiente di taglio in funzione del rapporto spaziatura-penetrazione in pietra di Luserna (Rispoli, 2013).

La valutazione dell'energia specifica ha quindi permesso di definire il valore ottimale del rapporto spaziatura-penetrazione (*s/p*) per il litotipo considerato: tale valore è risultato compreso tra 8,5 e 10 in corrispondenza del solco 7, come osservabile graficamente in Figura 4.8.

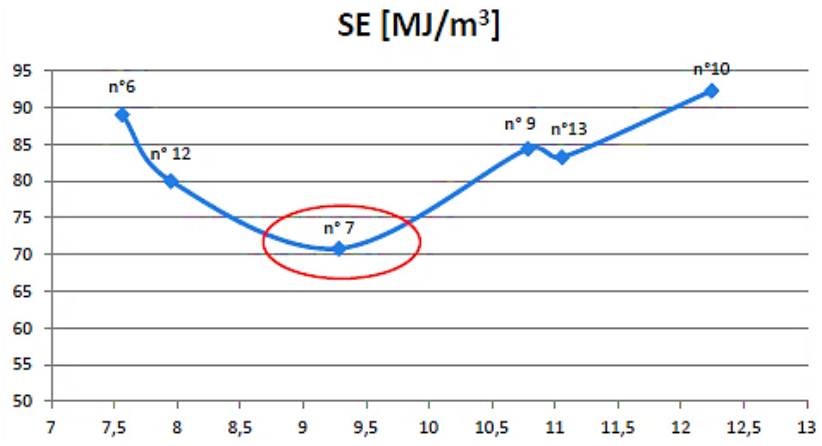


Figura 4.8: Andamento dell'energia specifica (SE) al variare del rapporto s/p nel caso della pietra di Luserna (Rispoli,2013).

È possibile inoltre osservare che, in corrispondenza del valore di s/p pari a 11, è presente una lieve anomalia nell'andamento dell'energia specifica. Secondo quanto indicato da Rispoli, infatti, tale variazione dipende da un'assenza di incremento del volume dei detriti ottenuto dalla passata n°13 rispetto alla passata n°9 a causa di alcuni aspetti tra cui: la variazione della profondità di penetrazione in quel tratto, una probabile anisotropia del materiale in corrispondenza del solco 13 e imprecisioni nella raccolta del detrito.

Marmo bianco di Prali

A differenza delle indagini svolte sui materiali precedentemente descritti, il test effettuato sul marmo bianco Prali è risultato qualitativamente migliore. Tale aspetto, secondo lo studio citato, dipende da una migliore capacità di distacco delle scaglie che ha garantito un'analisi più accurata del detrito prodotto. Si riportano in Tabella 4.4 i risultati ottenuti dalla rielaborazione dei parametri misurati dall'ILCM nel corso della prova.

Tabella 4.4: Risultati ottenuti per la pietra di Luserna (Rispoli, 2013).

Passata (-)	***p (mm)***	***s/p (-)***	***F_n medio (kN)***	***F_n picco (kN)***	***F_r medio (kN)***	***CC (%)***	***SE (MJ/m3)***
8	3	7,3	58,03	83,40	4,77	8,2	43,97
2	2,85	9,0	70,74	86,86	5,08	7,2	41,57
4	2,85	11,0	71,62	104,32	6,92	9,7	40,16
5	2,8	11,9	75,71	99,00	7,95	10,5	39,03
6	2,85	13,5	83,02	104,33	8,16	9,8	33,08
9	2,95	15,3	94,60	102,63	8,86	9,4	24,72
10	2,95	16,2	102,99	112,50	9,39	9,1	26,93
11	2,95	16,9	106,76	110,60	9,71	9,1	30,07
12	2,9	17,5	108,95	111,7	9,89	9,1	31,35

È possibile osservare che il rapporto spaziatura-penetrazione varia molto di più rispetto al caso della diorite e della pietra di Luserna causando variazioni anche nell'andamento delle forze medie (Figura 4.9).

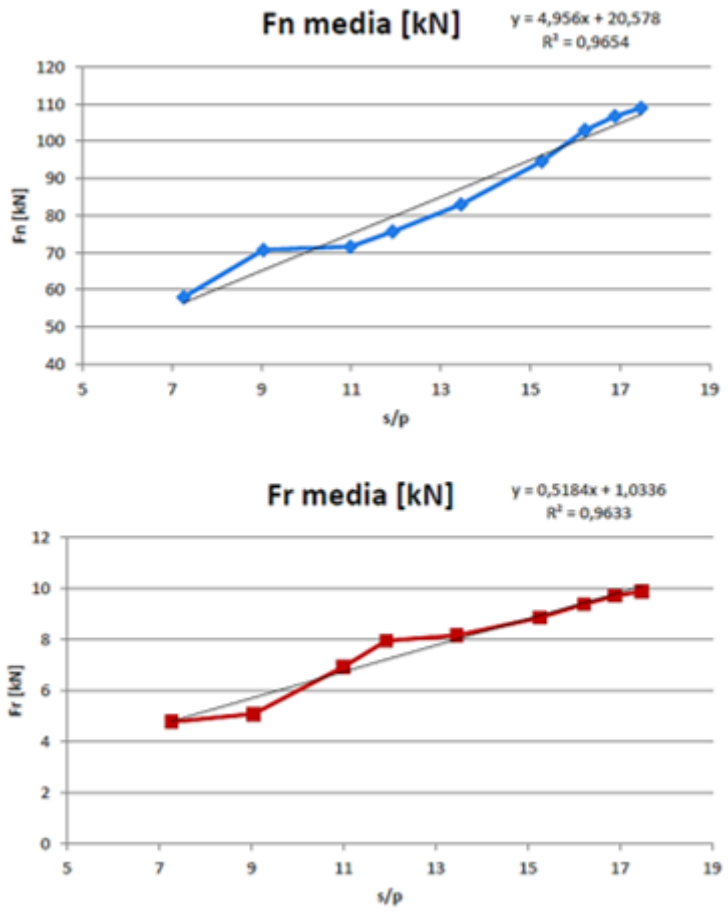


Figura 4.9: Variazione del comportamento medio delle forze normali e di rotolamento in funzione del rapporto spaziatura-penetrazione nel caso del marmo di Prali (Rispoli, 2013).

Per quanto riguarda il coefficiente CC, la sua variazione in funzione del parametro s/p è maggiore rispetto ai casi in diorite e pietra di Luserna (Figura 4.10).

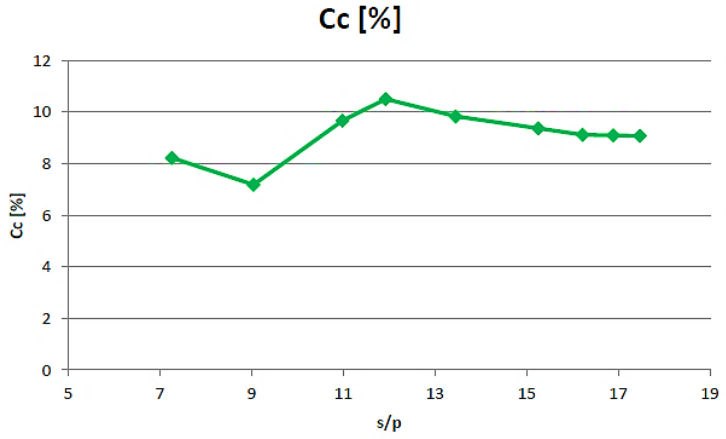


Figura 4.10: Variazione del comportamento del coefficiente di taglio in funzione del rapporto spaziatura-penetrazione in marmo di Prali (Rispoli, 2013).

Rispetto al caso della pietra di Luserna, in cui il rapporto ottimale s/p era compreso tra 8,5 e 10, nel marmo di Prali il range di variazione è aumentato, con registrazione di un rapporto ottimale s/p compreso tra 15 e 16 (Figura 4.11).

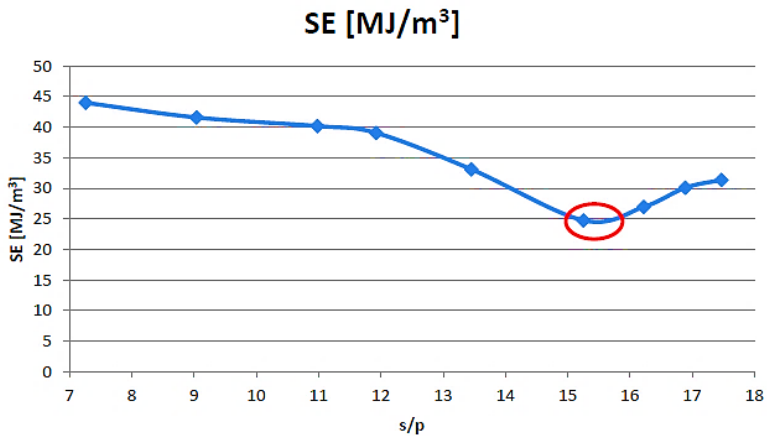


Figura 4.11: Andamento dell'energia specifica (SE) al variare del rapporto s/p nel caso del marmo di Prali (Rispoli,2013).

4.2 Montes (2016)

Lo studio svolto da Montes nel 2016 ha permesso di continuare le indagini mediante ILCM al fine di confermare e migliorare l'attendibilità dei risultati ottenuti nello studio riportato al paragrafo 4.1. Rispetto a tale studio, sono state introdotte variazioni grazie alla sostituzione del disco di taglio, ora V-type, e la cementazione del campione per il suo confinamento.

Il campione di marmo impiegato ha dimensioni maggiori rispetto a quello utilizzato nello studio precedente pur mantenendo la stessa geometria prismatica (50x40x25 cm). Le caratteristiche geomeccaniche sono riportate in Tabella 4.5.

Tabella 4.5: Caratteristiche Geomeccaniche Marmo (Montes, 2016).

Densità (kN/m³)	*C_o (MPa)*	*E_t (MPa)*	*Es (MPa)*	*ν (-)*
27.05	131	75000	83550	0.274

Nell'indagine svota da Montes, il campione è stato analizzato suddividendolo in livelli costituiti da solchi paralleli aventi una determinata spaziatura l'uno dall'altro. In particolare, si è mantenuta una spaziatura costante, pari a 40 mm, tra i solchi centrali, mentre si è considerata una spaziatura di 25 mm per quelli laterali (Figura 4.12). Per quanto riguarda la penetrazione, il suo valore è stato fatto variare a seconda del livello considerato.

In generale non viene data la medesima importanza a ciascun livello in quanto ciascuno di essi può essere classificato in funzione del ruolo che ricopre. Infatti esistono 3 categorie di livelli: *livelli di livellamento,* che hanno lo scopo di garantire una superficie regolarizzata, i *livelli di condizionamento,* che servono a preparare la superficie del provino per l'acquisizione dei dati e *livelli di dati* o *di acquisizione,* in cui vengono rilevati i parametri necessari alla valutazione delle forze agenti e al calcolo dell'energia specifica in funzione del rapporto s/p.

Al fine di non ottenere dei risultati falsati dall'effetto di bordo vengono considerati solo i 5 solchi centrali del campione (Figura 4.12), per ciascun livello di acquisizione.

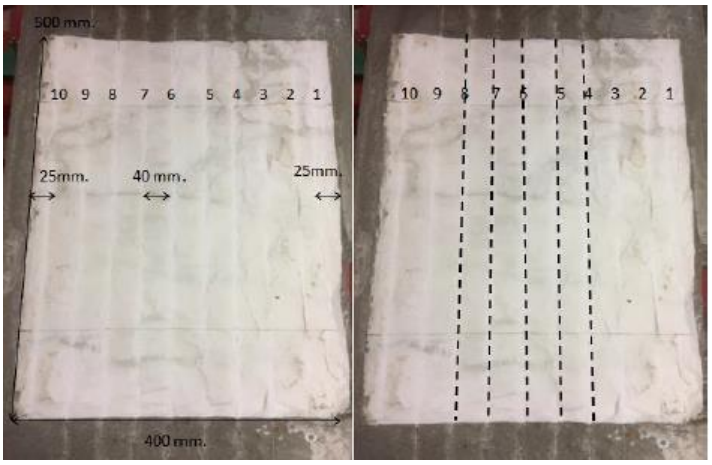


Figura 4.12: A sinistra si evidenzia la differente spaziatura tra i solchi; a destra i solchi considerati nei livelli di acquisizione dati (Montes, 2016).

Tuttavia, per il calcolo dell'energia specifica, lo studio citato ha previsto un'ulteriore discriminazione dei solchi dei livelli di acquisizione dati. Infatti, come riportato in Figura 4.13, solo i solchi numero 5 e 6 sono stati utilizzati al fine della definizione dell'energia specifica.

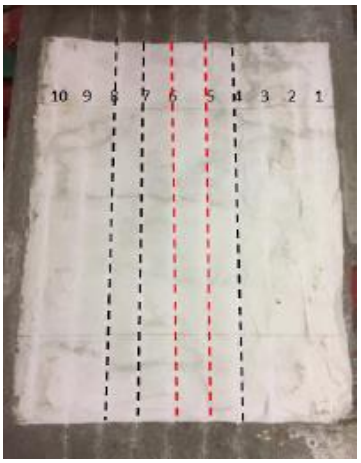


Figura 4.13: Solchi utilizzati per la definizione dell'energia specifica (Montes, 2016).

In generale sono stati realizzati 13 livelli (Tabella 4.6) che hanno permesso di valutare alcuni parametri tra cui: la variazione di profondità di penetrazione del disco, le forze agenti in funzione della profondità di penetrazione quindi del rapporto spaziatura-penetrazione (*s/p*) e l'energia specifica di scavo (*SE*) per i solchi 5 e 6.

Tabella 4.6: Profondità di penetrazione dei differenti livelli (Montes, 2016).

Livello	***Categoria livello***	***Penetrazione (mm)***
1	Trimming	4,2
2	Trimming	5
3	Conditioning	4,94
4	Data	4,94
5	Conditioning	5,45
6	Data	5,45
7	Conditioning	4,47
8	Data	4,47
9	Conditioning	3,96
10	Data	3,96
11	Conditioning	3,51
12	Data	3,51
13	Data	3,51

Nello studio, come si può osservare in Tabella 4.6, si sono considerati 5 differenti valori di penetrazione nei diversi livelli di acquisizione. Inoltre è importante sottolineare che la lunghezza considerata del blocco non include i primi e gli ultimi 100 mm (parti colorate) al fine di non tener conto di eventuali effetti di bordo (Figura 4.14).

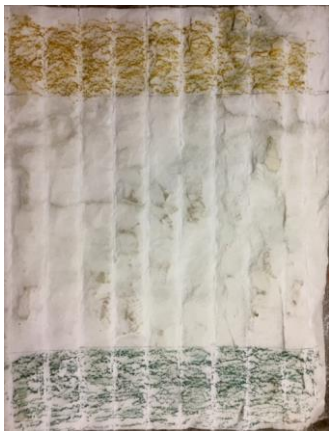


Figura 4.14: Lunghezza effettiva del blocco considerata nella valutazione dei parametri per ciascun solco per evitare l'influenza degli effetti di bordo (Montes, 2016).

Nel paragrafo che segue si riportano i risultati ottenuti per ciascun solco relativamente ai 5 livelli di acquisizione, con penetrazione differente, come indicato in Tabella 4.6.

4.2.1 Risultati indagine sperimentale

Penetrazione=5,45mm

Come è osservabile nel grafico in Figura 4.15, l'andamento della profondità di penetrazione nei solchi centrali (5 e 6), impiegati per il calcolo dell'energia specifica, subisce una leggera variazione dell'ordine di 0,15 mm attorno al valore di $p = 5,45\ mm$. Un altro aspetto da notare riguarda la differenza della penetrazione riscontrata all'inizio e alla fine dei solchi considerati rispetto al valore

medio. Infatti, all'inizio del solco, la penetrazione è leggermente minore rispetto alla media mentre, alla fine, la profondità è maggiore.

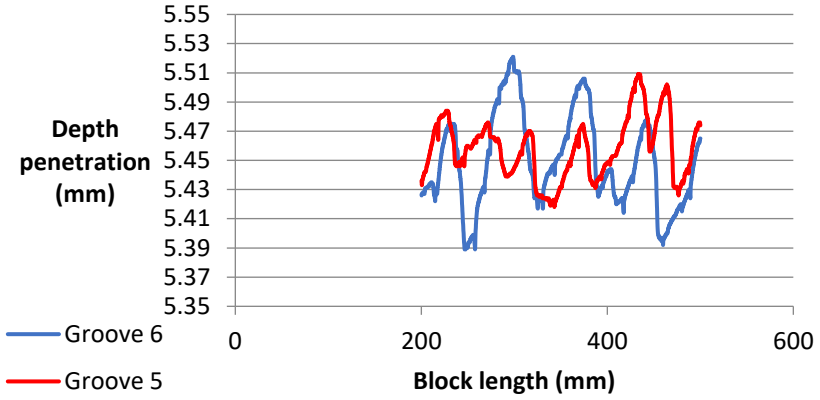


Figura 4.15: Variazione del valore di penetrazione per i solchi 5 e 6 attorno al valore prefissato di 5,45 mm (Montes,2016).

Per quanto riguarda i valori delle forze agenti sul disco nel livello di acquisizione considerato in ciascuno dei cinque solchi centrali, il loro andamento è riportato nei grafici in Figura 4.16.

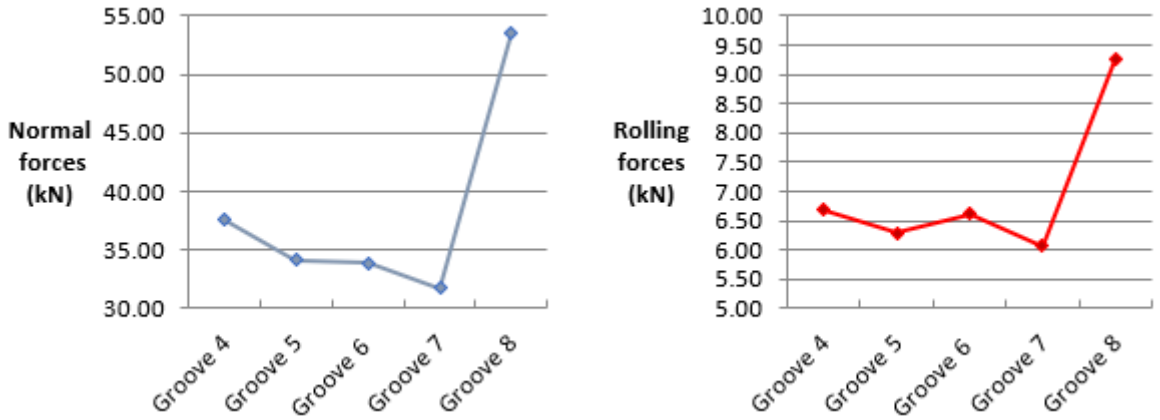


Figura 4.16: A sinistra andamento del valore medio della forza normale nei diversi solchi di acquisizione su Marmo di Carrara al livello p=5,45mm; a destra andamento del valore medio della forza tangenziale nei diversi solchi di acquisizione su Marmo di Carrara al livello p=5,45mm (Montes, 2016).

I valori medi della forza normale e di rotolamento di ciascun solco indicato nei grafici in Figura 4.16 sono riportati in Tabella 4.7.

Tabella 4.7: Valori medi della forza normale e di rotolamento nei diversi solchi per profondità di penetrazione di 5,45mm (Montes, 2016).

	F_r media (kN)	***F_n media (kN)***
Groove 4	6,68	37,52
Groove 5	6,29	34,15
Groove 6	6,62	33,87
Groove 7	6,07	31,77
Mean 4-7	**6,42÷0,08**	**34,33÷5,67**
Groove 8	9,24	53,53

La forza normale media ottenuta nel solco 8 risulta di 20 kN maggiore di quella degli altri solchi mentre quella di rotolamento è maggiore di 3 kN rispetto a quelle degli altri solchi. Tale differenza è dovuta alle caratteristiche della superficie del blocco in corrispondenza del tracciato del solco.

Penetrazione=4,94mm

Rispetto a quanto riportato nel grafico di Figura 4.15, in questo caso la variazione dell'andamento della profondità di penetrazione nei solchi centrali (5 e 6) attorno al valore di *p=4.94 mm* è più evidente. Tuttavia, nonostante all'interno della lunghezza del solco considerata si osservino delle oscillazioni brusche, il range di variazione è minore di quello del caso di *p=5,45 mm* e pari a 0,10 mm.

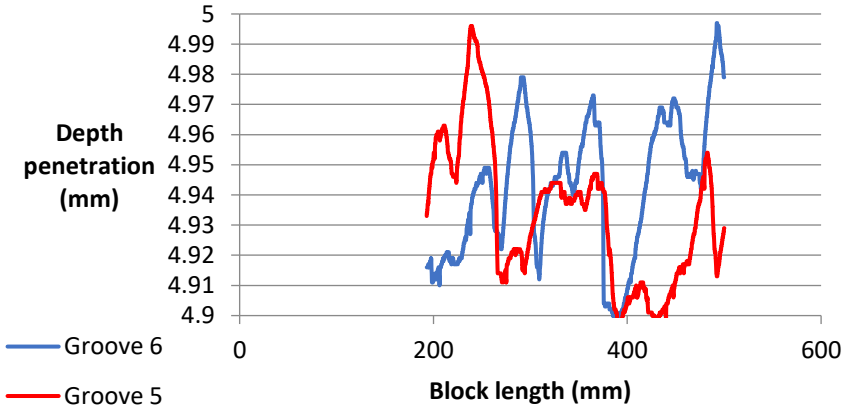


Figura 4.17: Variazione del valore di penetrazione per i solchi 5 e 6 attorno al valore prefissato di 4,94 mm (Montes,2016).

Per quanto riguarda i valori delle forze agenti sul disco nel livello di acquisizione considerato in ciascuno dei cinque solchi centrali, è possibile osservare il loro andamento nei grafici di Figura 4.18.

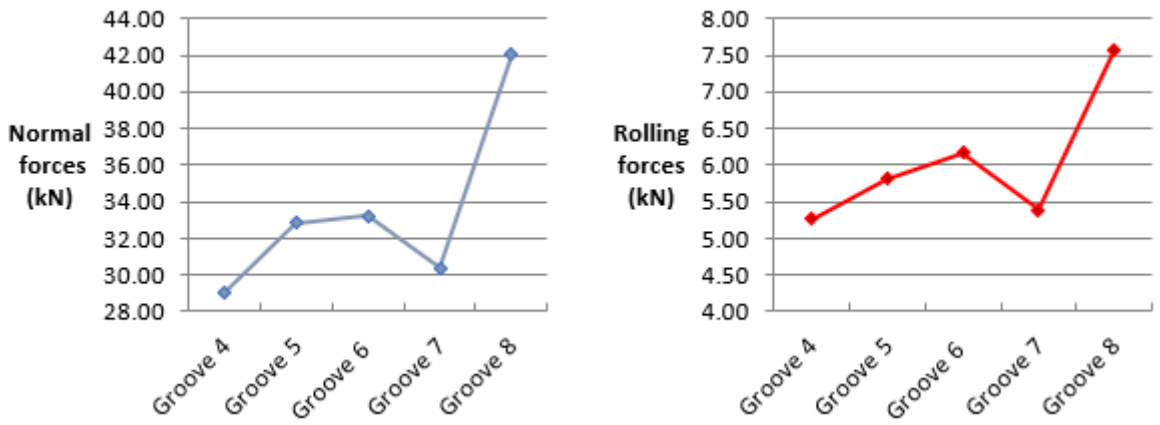


Figura 4.18: A sinistra andamento del valore medio della forza normale nei diversi solchi di acquisizione su Marmo di Carrara al livello p=4,94mm; a destra andamento del valore medio della forza tangenziale nei diversi solchi di acquisizione su Marmo di Carrara al livello p=4,94mm (Montes, 2016).

I valori medi della forza normale e di rotolamento di ciascun solco indicato nei grafici in Figura 4.18 sono riportati in Tabella 4.8.

Tabella 4.8: Valori medi della forza normale e di rotolamento nei diversi solchi per profondità di penetrazione di 4,94 mm (Montes, 2016).

	F_r media (kN)	***F_n media (kN)***
Groove 4	5,27	29,03
Groove 5	5,82	32,82
Groove 6	6,17	33,22
Groove 7	5,39	30,39
Mean 4-7	**5,66÷0,17**	**31,36÷3,98**
Groove 8	7,58	42,05

Rispetto al caso con p=5,45 mm, la differenza tra i solchi 4-7 e il solco 8 è meno marcata: infatti, per quanto riguarda le forze di rotolamento, la differenza è circa di 2 kN mentre per le forze normali è attorno ai 10 kN.

Penetrazione=4,47mm

Il terzo valore di penetrazione analizzato nello studio di Montes è rappresentato da *p=4,47 mm*. In questo caso l'oscillazione del valore di penetrazione riscontrata dal trasduttore dell'ILCM mostra un valore pari a 0,10 mm come nel caso di *p=4,94mm*. In particolare, si può osservare che sia la profondità di penetrazione iniziale sia quella finale in entrambi i solchi (5 e 6) è inferiore al valore medio.

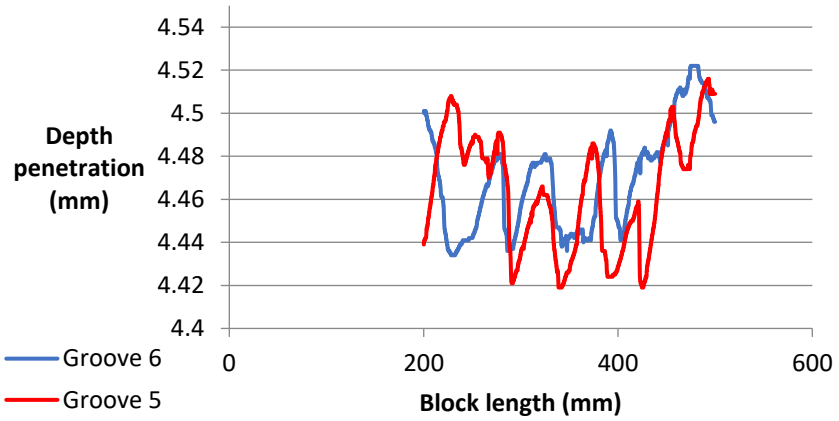


Figura 4.19: Variazione del valore di penetrazione per i solchi 5 e 6 attorno al valore prefissato di 4,47 mm (Montes,2016).

In questo caso (*p=4,47 mm*), a differenza dei valori di penetrazione considerati in precedenza, sono stati considerati solamente i solchi 4-7, escludendo il numero 8 dalla rappresentazione grafica. In generale, però, è comunque possibile visualizzare graficamente (Figura 4.20) l'andamento delle forze nei solchi considerati per il suddetto livello.

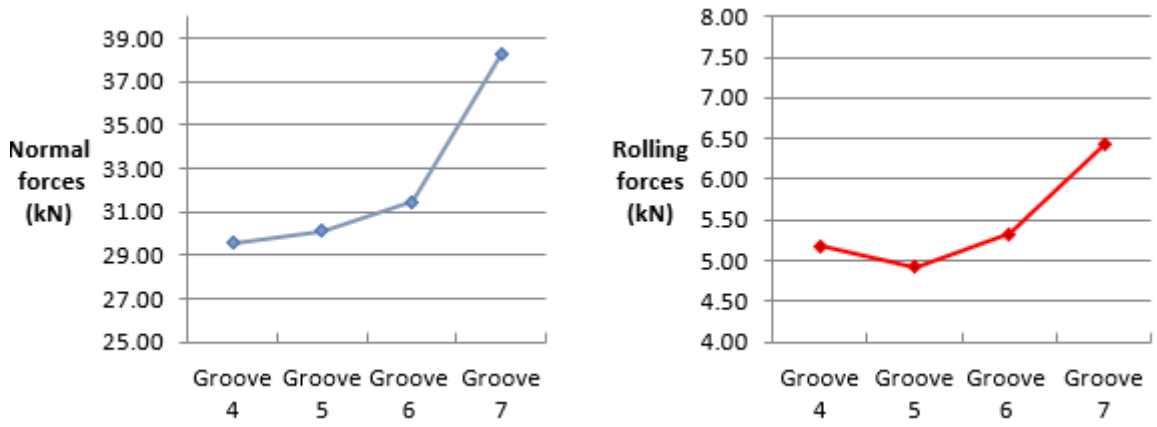


Figura 4.20: A sinistra andamento del valore medio della forza normale nei diversi solchi di acquisizione su Marmo di Carrara al livello p=4.47mm; a destra andamento del valore medio della forza tangenziale nei diversi solchi di acquisizione su Marmo di Carrara al livello p=4,47mm (Montes, 2016).

I valori medi della forza normale e di rotolamento di ciascun solco indicato nei grafici (Figura 4.20) sono riportati in Tabella 4.9.

Tabella 4.9: Valori medi della forza normale e di rotolamento nei diversi solchi per profondità di penetrazione di 4,47 mm (Montes, 2016).

	F_r media (kN)	***F_n media (kN)***
Groove 5	5,18	29,56
Groove 6	4,92	30,10
Groove 7	5,32	31,47
Mean 5-7	**5,14÷0,04**	**30,38÷0,97**
Groove 8	6,43	38,25

Penetrazione=3,96mm

Il quarto valore di penetrazione analizzato nello studio di Montes è rappresentato da *p=3,96 mm*. In questo caso, come nel caso di penetrazione pari a 4,47 mm, sono stati considerati solamente i solchi 4-7 escludendo il numero 8 dalla rappresentazione grafica. In generale, però, è comunque possibile visualizzare graficamente (Figura 4.21) l'andamento delle forze nei solchi considerati per il livello considerato (*p=3,96 mm*).

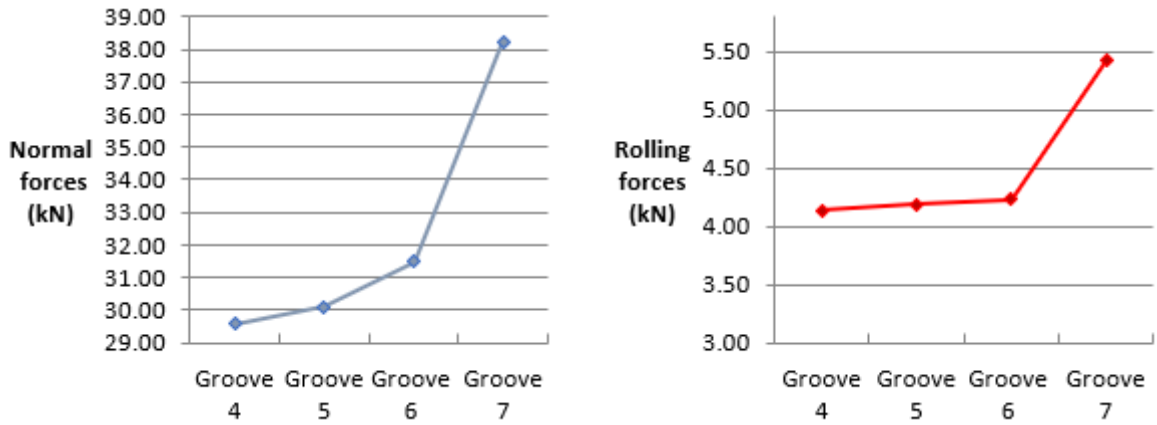


Figura 4.21: A sinistra andamento del valore medio della forza normale nei diversi solchi di acquisizione su Marmo di Carrara al livello p=3.96mm; a destra andamento del valore medio della forza tangenziale nei diversi solchi di acquisizione su Marmo di Carrara al livello p=3.96mm (Montes, 2016).

I valori medi della forza della forza normale e di rotolamento sono riassunti in Tabella 4.10.

Tabella 4.10: Valori medi della forza normale e di rotolamento nei diversi solchi per profondità di penetrazione di 3,96 mm (Montes, 2016).

	F_r media (kN)	***F_n media (kN)***
Groove 4	4,14	24,51
Groove 5	4,19	26,99
Groove 6	4,23	28,11
Mean 4-6	**4,19÷0,002**	**26,54÷3,39**
Groove 7	5,42	34,21

I dati riportati in Tabella 4.10 mostrano che il valore medio della forza tangenziale (F_r) relativa ai solchi 4-6, è circa 4,19 kN con uno scarto di 0,002 kN. Per quanto riguarda invece il valore medio della forza normale, sempre per gli stessi solchi, è circa 26,54 kN con uno scarto di 3,39 kN. il solco 7, a differenza dei precedenti (solchi 4-6), presenta valori della forza tangenziale e normale molto differenti.

Penetrazione=3,51mm

Il valore prefissato di penetrazione del disco è analizzato nell'ultimo livello di acquisizione dati è stato posto pari a 3,51mm.

In base a tale valore di penetrazione, le forze medie registrate dalla cella di carico montata sull'ILCM per i solchi centrali del livello considerato sono indicate nei grafici in Figura 4.22.

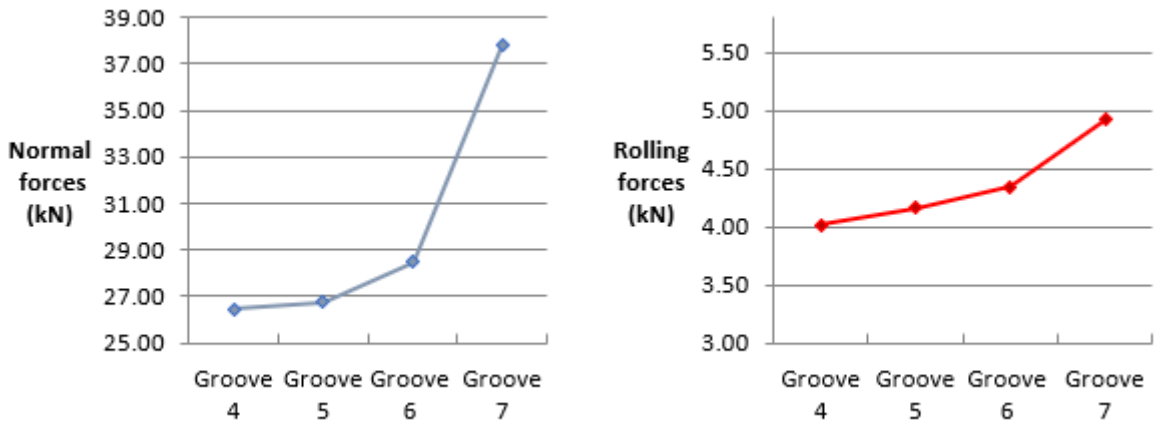


Figura 4.22: A sinistra andamento del valore medio della forza normale nei diversi solchi di acquisizione su Marmo di Carrara al livello p=3.51mm; a destra andamento del valore medio della forza tangenziale nei diversi solchi di acquisizione su Marmo di Carrara al livello p=3.51mm (Montes, 2016).

I risultati evidenziati nei grafici in Figura 4.22 sono sintetizzati in Tabella 4.11.

Tabella 4.11: Valori medi della forza normale e di rotolamento nei diversi solchi per profondità di penetrazione di 3,51mm (Montes, 2016).

	F_r media (kN)	***F_n media (kN)***
Groove 4	4,01	26,45
Groove 5	4,16	26,75
Groove 6	4,34	28,47
Mean 4-6	**4,17÷0,027**	**27,22÷1,19**
Groove 7	4,92	37,79

I dati riassunti in Tabella 4.11 mostrano che il valore medio della forza di rotolamento relativo ai solchi 4-6 è 4,17 kN con uno scarto di 0,027 kN. Per quanto riguarda invece la forza normale, il valore medio relativo ai solchi 4-6 è pari a 27,24 kN con uno scarto di 1,19 kN. Tuttavia, come nel caso di *p=3,96mm*, i valori delle forze agenti nel solco 7 sono leggermente maggiori rispetto ai valori medi dei solchi 4-7.

Sulla base dei risultati ottenuti, si è valutato che, a parità di spaziatura, all'aumentare della penetrazione nella roccia, il valore delle forze medie, sia normale sia tangenziale, registrate nei diversi livelli di acquisizione , è caratterizzato da un incremento. Tuttavia, tale incremento è differente per le due categorie di forze in quanto, come osservabile graficamente (Figura 4.23), nel caso di forza tangenziale, essa aumenta linearmente con la penetrazione mentre nel caso della forza normale la relazione è non-lineare.

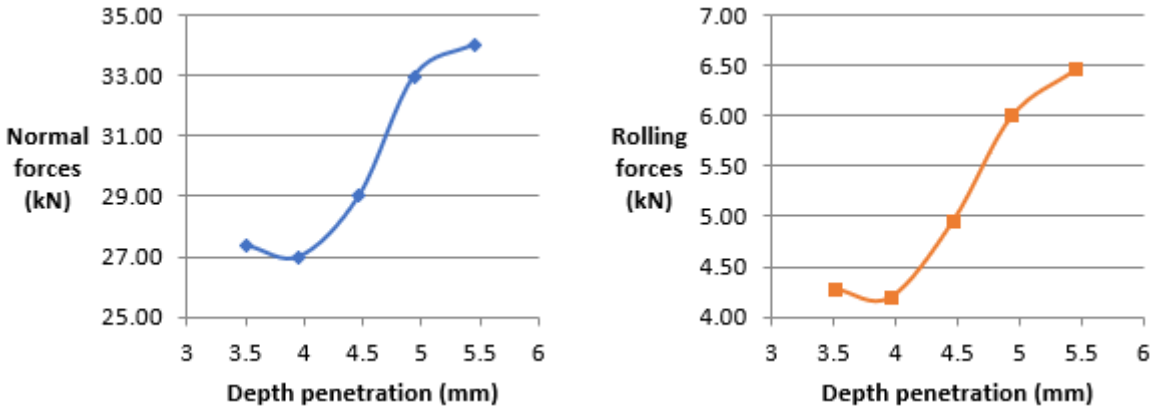


Figura 4.23: Variazione della forza normale e di rotolamento al variare del valore della penetrazione (Montes, 2016).

Un altro aspetto valutato nello studio di Montes è il coefficiente di taglio, rapporto tra forze di laminazione e forze normali ($CC=F_r/F_n$). Come la forza normale e quella di rotolamento, anche tale parametro aumenta con l'aumentare della penetrazione (Figura 4.24).

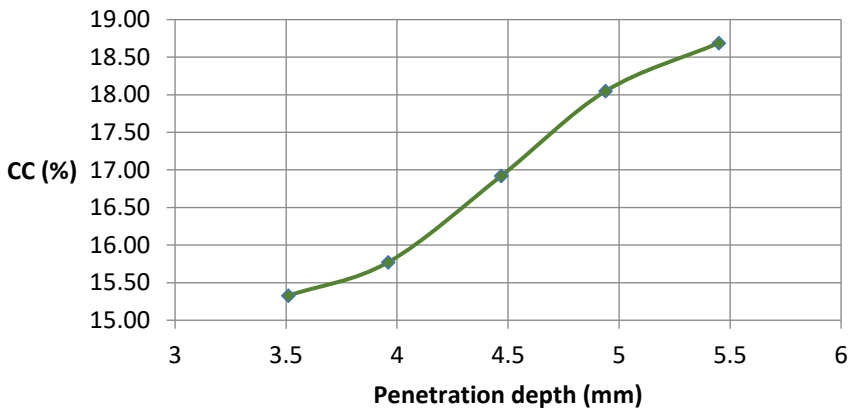


Figura 4.24: correlazione tra CC e profondità di penetrazione (Montes, 2016).

Oltre al coefficiente di taglio, è stata valutata l'energia specifica (*SE*) in quanto l'obiettivo delle prove mediante ILCM è quello di individuare la geometria di taglio che permette di ottenere la massima efficienza nel distacco delle scaglie, ovvero di trovare il rapporto ottimale s/p che in questo caso per il marmo analizzato è risultato compreso tra 8 e 8,6 (Figura 4.25). In particolare, la penetrazione alla quale viene ottenuto il rapporto ottimale s/p corrisponde a circa 5 mm mentre la forza di rotolamento è pari a 6 kN e la forza normale è di 32,98 kN.

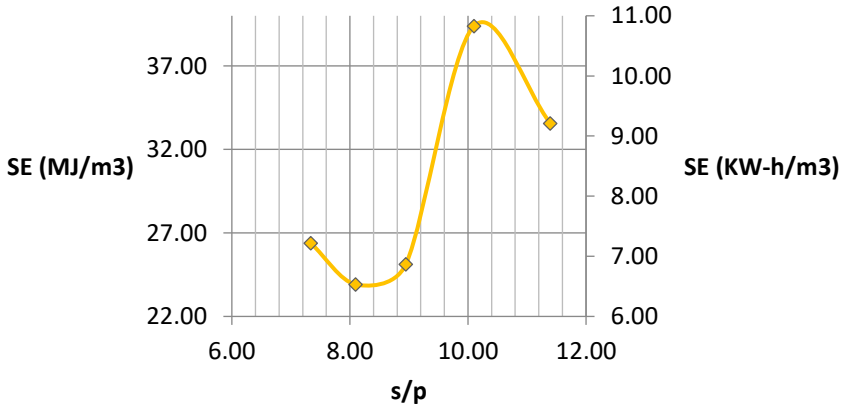


Figura 4.25: Valutazione dell'energia specifica al variare del rapporto s/p per il marmo utilizzato (Montes, 2016).

4.3 Rispoli (2018)

Il secondo studio realizzato da Rispoli è consistito nello svolgimento di un'indagine mediante ILCM su due campioni di roccia, rispettivamente di marmo e di pietra di Luserna, di cui sono note le caratteristiche geomeccaniche di targa fornite dal produttore (Tabella 4.12).

Tabella 4.12: Caratteristiche geomeccaniche di targa fornite dal produttore per il marmo e la pietra di Luserna (Rispoli, 2018).

Marmo			
Densità	*Resistenza a compressione (UCS)*	*Modulo Elastico*	*Resistenza a flessione*
kg/m³	*Mpa*	*Mpa*	*Mpa*
2720	126	62400	20

Pietra di Luserna				
Densità	*Resistenza a compressione (UCS)*	*Modulo Elastico (tangente)*	*Modulo Elastico (secante)*	*Resistenza a flessione*
kg/m³	*Mpa*	*Mpa*	*Mpa*	*Mpa*
2630	172	63845	46470	28

L'obiettivo principale dello studio è stato quello di testare e migliorare le modifiche all'ILCM già introdotte nello studio di Montes (2016). Tra i principali miglioramenti realizzati si evidenzia:

- Cementazione del campione di roccia: tale operazione ha previsto il collocamento di una cassaforma attorno al campione per collocare una miscela cementizia attorno al provino.

Figura 4.26: Fasi di preparazione del campione impiegato per l'indagine con ILCM (Rispoli, 2018).

- Condizionamento del campione: tale fase consiste nella realizzazione di una serie di solchi sulla faccia superiore del campione al fine di rendere questa superficie il più possibile simile alle condizioni della roccia in sito.

Figura 4.27: Condizionamento del campione di roccia una volta cementato nella sample box (Rispoli, 2018).

Tale fase è risultata importante anche perché ha permesso di valutare, sulla base dei tagli preliminari, alcune informazioni sull'adeguatezza della geometria di taglio selezionata.

- Sostituzione dell'utensile di taglio rispetto a quello impiegato nelle indagini passate (Rispoli, 2013 e Montes, 2016). Il precedente utensile era caratterizzato da un diametro di 6,5'' con un angolo di taglio pari a 152°. Un angolo così ampio implicava un'elevata forza di taglio sul disco che a sua volta portava al raggiungimento del limite di spinta dell'ILCM con conseguenti valori ridotti di penetrazione del disco (*<4mm*). Tale situazione influenzava la completezza delle prove e, di conseguenza, si è deciso di sostituire l'utensile descritto con uno di 6,7'' e angolo di taglio pari a 60°.

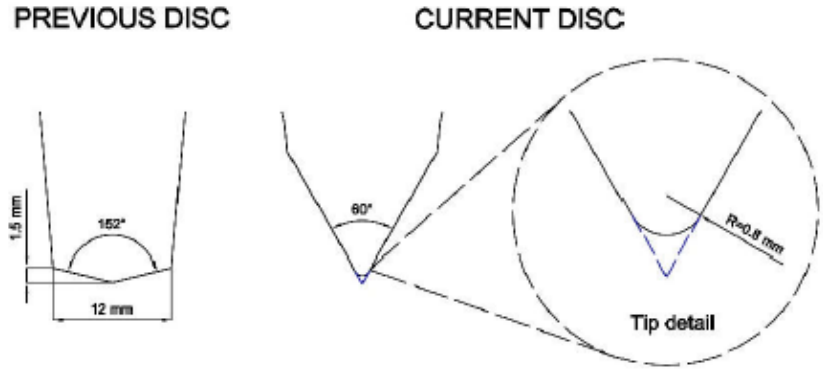


Figura 4.28: Confronto tra utensili impiegati sull'ILCM del Politecnico di Torino (Rispoli, 2018).

Il profilo del nuovo disco ha permesso di applicare una minore forza normale a parità di penetrazione raggiunta con l'utensile precedente.

Per quanto riguarda la configurazione delle prove, il procedimento seguito è lo stesso introdotto nella ricerca svolta da Montes (paragrafo 4.2). In particolare, sia per il campione di marmo che per quello di pietra di Luserna, le indagini sono state effettuate per livelli, mantenendo costante la spaziatura ma variando la penetrazione passando da un livello all'altro, in modo da analizzare differenti geometrie di taglio. Tuttavia, siccome lo spessore dei campioni era ridotto (50x40x25cm), per scongiurare una rottura del provino, i livelli con penetrazione maggiore sono stati realizzati nella parte superiore.

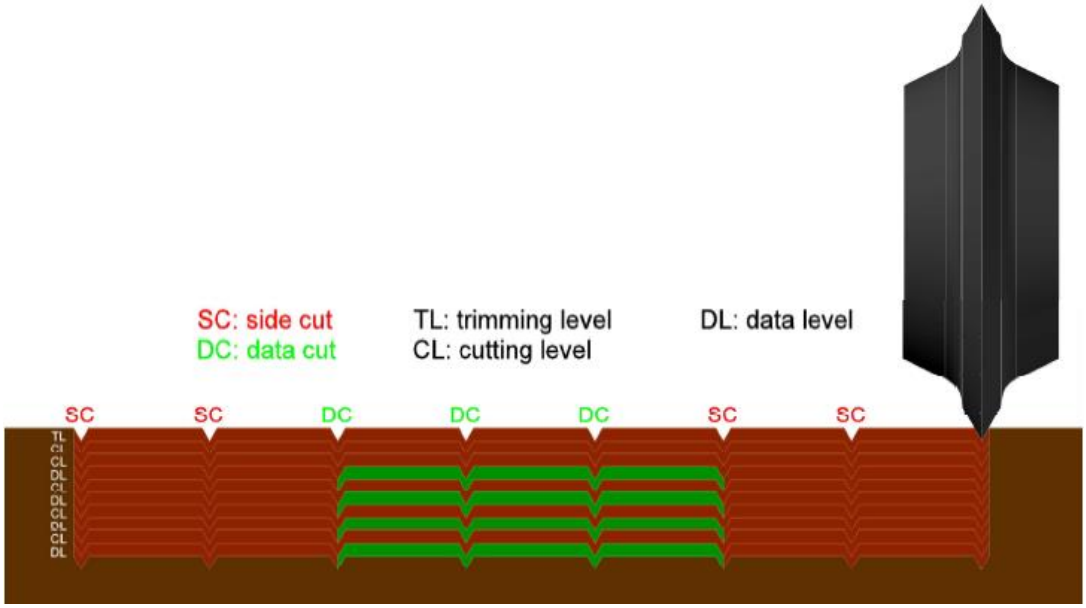


Figura 4.29: Configurazione delle prove svolte con ILCM dove: in verde è indicata la porzione del campione effettivamente utilizzata per i calcoli; in rosso le porzioni adibite alla preparazione della porzione di acquisizione (Rispoli, 2018).

Nell'immagine in Figura 4.29, si riporta la configurazione delle prove svolte nello studio analizzato. Inoltre è possibile osservare, come nello studio di Montes, la presenza di 3 categorie di livelli: *livelli di livellamento (TL)*, *livelli di condizionamento* e *livelli di dati* o *di acquisizione (DL)*. La presenza dei livelli di condizionamento è fondamentale in quanto essi hanno il compito di evitare di influenzare negativamente i livelli di acquisizione a causa dei possibili effetti correlati alla diversa geometria di taglio dei precedenti livelli di dati.

Inoltre, per ottenere informazioni più affidabili, oltre alla distinzione tra i livelli, si osserva anche una distinzione nei solchi, che si suddividono in centrali (DC) e laterali (SC), rispettivamente necessari all'acquisizione dei dati e al completamento del livello.

Marmo Bianco Venato Gioia

La programmazione dell'indagine sul marmo ha previsto un aumento del valore di s/p con il progredire dei livelli di taglio verso il basso, in modo da diminuire gradualmente la penetrazione fino a quando il rapporto (s/p) non è stato raggiunto. Infatti, nel corso delle prove, mantenendo il valore della spaziatura (s) costante e pari a 40 mm, la penetrazione (p) è stata fatta variare da 5,5 mm nei livelli superiori a 3,5 mm in quelli inferiori (Tabella 4.13). La variazione tra livelli successivi di acquisizione dati è stata assunta pari a circa 0,5 mm senza mai superare il valore di 1 mm. Per quanto riguarda la lunghezza dei solchi (l_{data}), essa si è assunta pari a 300 mm ovvero al 60% della lunghezza del campione (Figura 4.30).

Tabella 4.13: Layout di prova utilizzato nel campione di marmo di Carrara (Rispoli, 2018).

Livello	***Tipologia***	***p (mm)***	***s (mm)***	***s/p (-)***	***L_{data} (mm)***
1	Trimming	4.2	-	9.5	-
2	Conditioning	5	40	8	-
3	Conditioning	5.1	40	7.9	-
4	Data	4.9	40	8.1	300
5	Conditioning	5.5	40	7.2	-
6	Data	5.5	40	7.3	300
7	Conditioning	4.5	40	8.9	-
8	Data	4.5	40	9	300
9	Conditioning	3.9	40	10.3	-
10	Data	4	40	10.1	300
11	Conditioning	3.5	40	11.4	-
12	Data	3.5	40	11.4	300

In Tabella 4.13 è possibile osservare che nel corso dell'indagine sul marmo sono stati realizzati 12 livelli di cui solo 5 sono stati utilizzati come livelli di acquisizione dati. Inoltre, per quanto riguarda questi livelli, al fine di scongiurare possibili effetti di bordo, oltre a non considerare la parte iniziale e finale dei solchi, sono stati considerati solamente i 2 solchi centrali per la valutazione dei parametri di interesse dell'indagine (Figura 4.30).

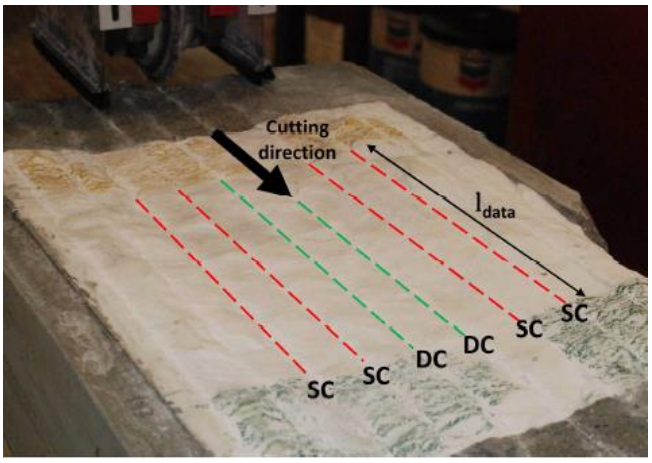


Figura 4.30: Distinzione tra solchi considerati per l'acquisizione di dati (DC) e solchi laterali (SC) non impiegati per il campione di marmo (Rispoli, 2018).

Pietra di Luserna

Come nel caso del marmo, la scelta della configurazione dell'indagine è stata selezionata al fine di ottenere un valore del rapporto s/p ottimale. Rispetto al marmo, la pietra di Luserna presenta un'elevata durezza e resistenza, il che comporta un aumento delle forze agenti e, allo stesso tempo, una riduzione del valore di penetrazione (*p*). In questo caso la penetrazione varia da 4,5 mm dei livelli superiori fino a 1,8 mm nel livello di acquisizione inferiore considerando un decremento pari a 0,5 mm nel passaggio da un livello di acquisizione dati all'altro.

Inoltre, a causa della riduzione in termini di forza e penetrazione, al fine di avere il corretto distacco del materiale, anche la spaziatura (s) è stata modificata. Infatti, dai 40 mm adottati nel caso del marmo, si è passati a 30 mm.

Per quanto riguarda invece la lunghezza dei solchi (l_{data}) si è assunto ancora un valore di 300 mm, pari al 60% della lunghezza totale del campione (Figura 4.31).

Le informazioni descritte sono riportate in Tabella 4.14.

Tabella 4.14: Layout di prova utilizzato nel campione di Pietra di Luserna (Rispoli, 2018).

Livello	***Tipologia***	***p (mm)***	***s (mm)***	***s/p (-)***	***l_{data} (mm)***
1	Trimming	1.8	-	-	-
2	Trimming	2.8	-	-	-
3	Conditioning	2.9	30	10.3	-
4	Conditioning	4.4	30	6.8	-
5	Data	4.3	30	7	300
6	Conditioning	3.9	30	7.7	-
7	Data	3.7	30	8	300
8	Conditioning	3.4	30	8.8	-
9	Data	3.3	30	9	300
10	Conditioning	3	30	10	-
11	Data	2.8	30	10.7	300
12	Conditioning	2.4	30	13	-
13	Data	2.3	30	12.9	300
14	Conditioning	1.9	30	15.8	-
15	Data	1.8	30	16.3	300

In Tabella 4.14 si osserva che nel corso dell'indagine del campione di pietra di Luserna sono stati realizzati 15 livelli di cui solo 6 sono stati utilizzati come livelli di acquisizione dati. Inoltre, per quanto riguarda questi livelli, al fine di scongiurare possibili effetti di bordo, oltre a non considerare la parte iniziale e finale dei solchi che li costituiscono, vista la spaziatura di 30 mm, sono stati considerati i 4 solchi centrali per la valutazione dei parametri di interesse dell'indagine (Figura 4.31).

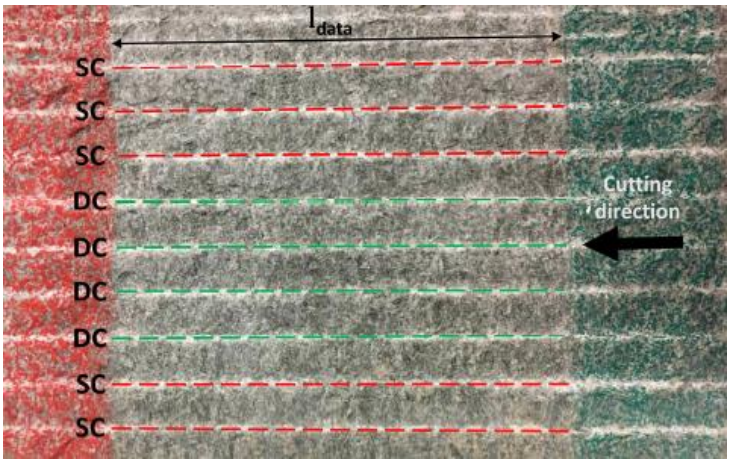


Figura 4.31: Distinzione tra solchi considerati per l'acquisizione di dati (DC) e solchi laterali (SC) non impiegati per il campione di pietra di Luserna (Rispoli, 2018).

4.3.1 Risultati indagine sperimentale

I risultati ottenuti dai test svolti mediante l'ILCM del Politecnico di Torino sul campione di marmo di Carrara e su quello di pietra di Luserna sono riassunti in Tabella 4.15. In particolare, i valori riportati relativi alla forza normale e a quella di rotolamento si riferiscono al valore medio, considerando l'insieme dei valori misurati nei solchi centrali in ciascun livello di acquisizione dati. Al contrario, per quanto riguarda le forze di picco sia normale sia di rotolamento, si fa riferimento al valore massimo ottenuto nei differenti solchi del livello di acquisizione considerato.

Tabella 4.15: Riassunto dei risultati ottenuti dai test ILCM su marmo di Carrara e pietra di Luserna

	Livello	***s (mm)***	***p (mm)***	***s/p (-)***	***F_N (kN)***	***F_{Nmax} (kN)***	***F_R (kN)***	***F_{Rmax} (kN)***	***Cc***	***V (cm3)***	***SE_m (MJ/m^3)***
MARMO	11	40	3.5	11.4	26.8	52.1	4.2	8.4	0.16	38.7	33.0
	10	40	4.0	10.1	27.2	55.0	4.5	9.0	0.17	52.2	29.5
	8	40	4.5	9.0	29.3	59.2	5.0	8.7	0.17	59.6	25.2
	4	40	4.9	8.1	32.4	54.4	5.9	9.9	0.18	75.3	23.5
	6	40	5.5	7.3	33.4	67.3	6.3	11.2	0.19	73.8	25.9
LUSERNA	12	30	1.8	16.3	25.7	54.4	3.5	7.8	0.14	18.2	59.4
	10	30	2.3	12.9	29.1	74.5	4.1	8.6	0.14	26.4	48.4
	9	30	2.9	10.5	32.3	77.3	4.8	10.3	0.15	27.3	54.6
	8	30	3.3	9.0	32.5	68.2	5.3	11.4	0.16	34.7	46.3
	7	30	3.7	8.0	35.4	79.5	6.0	13.1	0.17	39.1	45.8
	6	30	4.3	7.0	36.7	87.1	6.5	14.3	0.18	36.4	54.1

I valori delle forze rilevate durante l'indagine sono stati riportati gin forma grafica, al fine di valutare il loro andamento al variare della penetrazione (Figura 4.32).

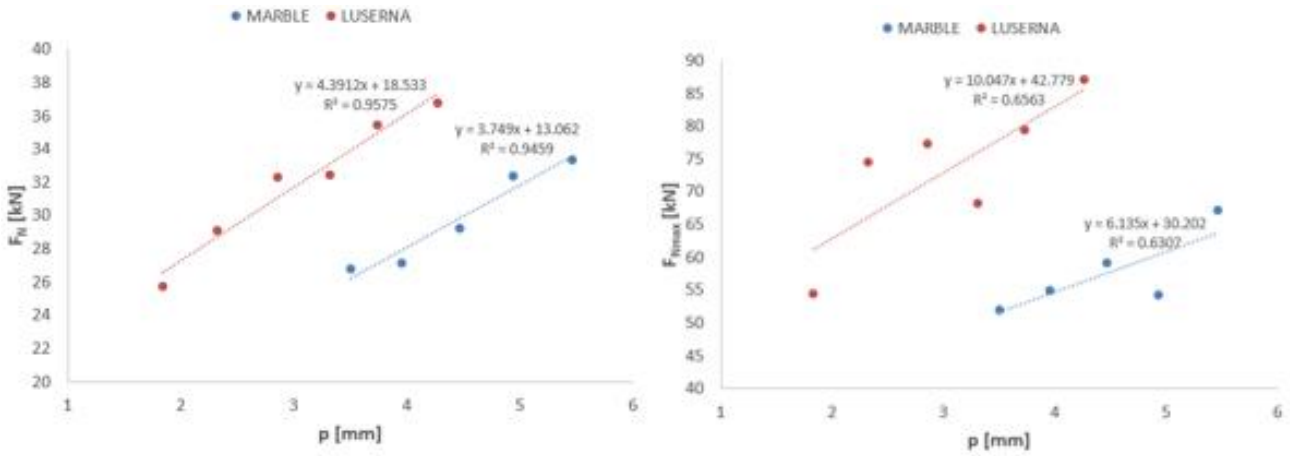


Figura 4.32: Rapporto tra la forza normale media di taglio (a sinistra) e quella di picco (a destra) con penetrazione del taglio ottenuta dai test ILCM su marmo di Carrara e pietra di Luserna. (Rispoli, 2018).

Si è osservato che la pietra di Luserna presenta, a parità di penetrazione, valori maggiori sia di F_N sia di F_{Nmax} rispetto ai valori relativi al marmo di Carrara, nonostante si sia adottata una spaziatura inferiore. Inoltre si sottolinea che la linea di tendenza dei valori ottenuti di F_{Nmax} per il campione di Luserna è caratterizzata da un gradiente pari al doppio di quello conseguito per il marmo.

In Figura 4.33 si riporta la relazione tra la forza di rotolamento media e quella di picco in funzione della penetrazione.

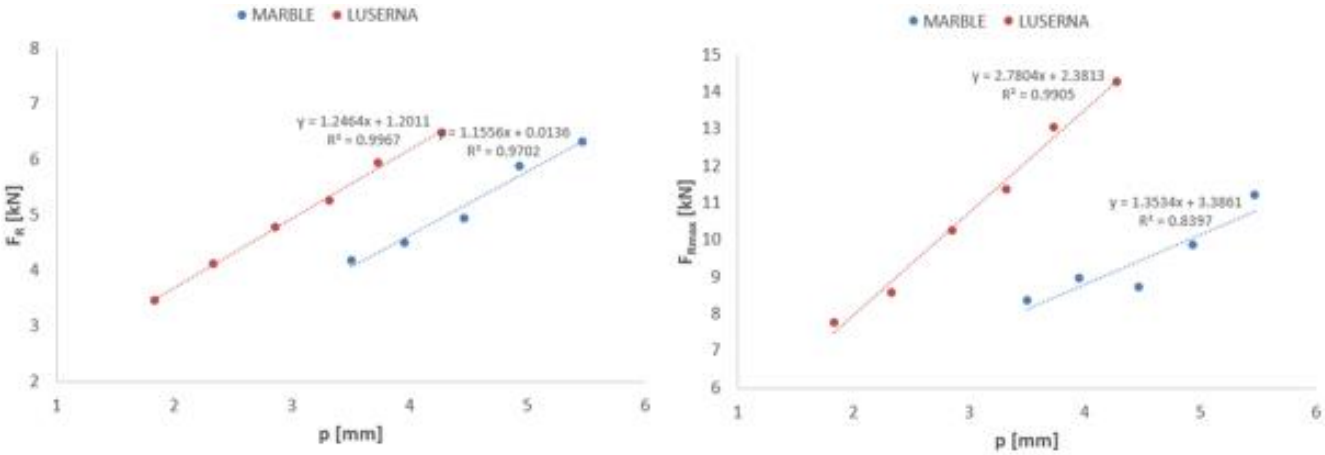


Figura 4.33: Rapporto tra la forza di rotolamento media di taglio (a sinistra) e quella di picco (a destra) con penetrazione del taglio ottenuta dai test ILCM su marmo di Carrara e pietra di Luserna. (Rispoli, 2018).

La pietra di Luserna, a parità di penetrazione, è caratterizzata da forze di rotolamento, sia medie che di picco, superiori a quelle del marmo di Carrara. Inoltre si è osservato che nel caso dei valori medi della forza di rotolamento, i due materiali hanno circa lo stesso andamento mentre nel caso delle forze di picco il trend della pietra di Luserna è caratterizzato da una pendenza doppia rispetto a quello del marmo.

Un ulteriore aspetto, introdotto anche nello studio di Montes (2016), riguarda la correlazione tra il coefficiente di taglio e la penetrazione dell'utensile (Figura 4.34).

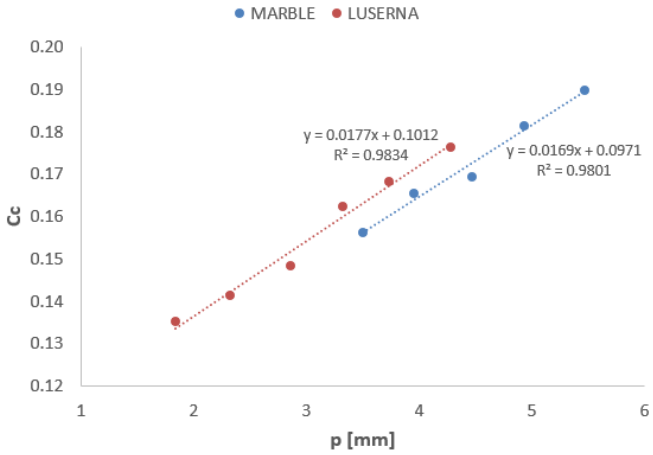


Figura 4.34: Correlazione tra coefficiente di taglio (CC) e penetrazione utensile (Rispoli, 2018).

I risultati mostrano come l'andamento rispecchi quello ottenuto da Ozdemir (1992) ovvero che il coefficiente di taglio cresce linearmente con la penetrazione. Inoltre si è osservato che, a parità di penetrazione, la pietra di Luserna è caratterizzata da valori leggermente più elevati rispetto a quelli del marmo.

Infine l'ultima correlazione affrontata nella ricerca (Rispoli, 2018) riguarda l'obiettivo principale dell'indagine mediante ILCM. In particolare, si è valutata la relazione tra energia specifica di scavo e il rapporto spaziatura-penetrazione (*s/p*) al fine di definire la configurazione ottimale della geometria di scavo.

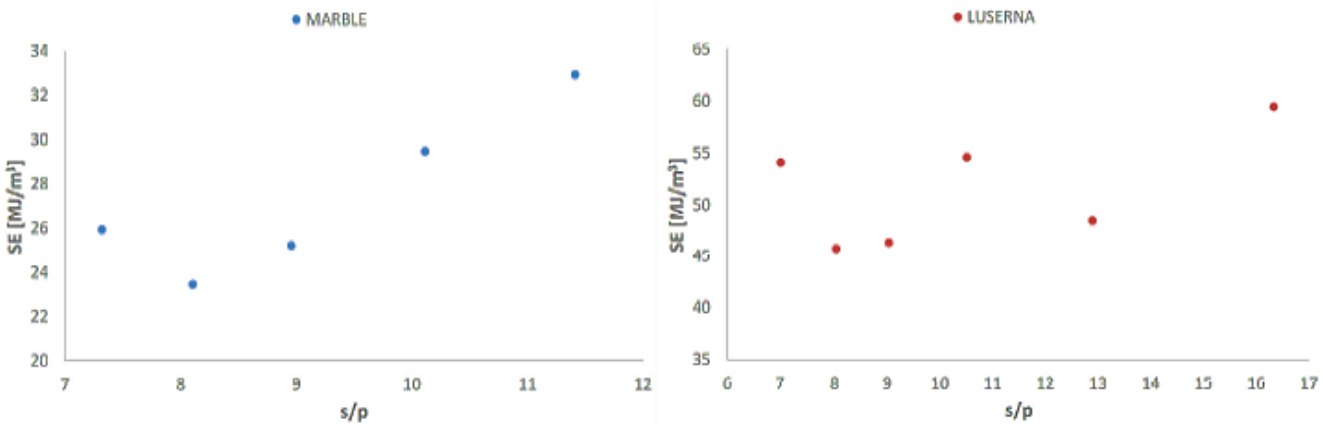


Figura 4.35: Correlazione tra energia specifica di scavo (SE) e rapporto s/p (Rispoli, 2018).

I risultati in Figura 4.35 mostrano come il rapporto s/p ottimale riscontrato per il marmo sia pari a 8 mentre per la pietra di Luserna sia compreso tra 8 e 9.

5. Caratterizzazione dei materiali indagati

L'aspetto fondamentale su cui si basa il presente elaborato è la caratterizzazione dei materiali indagati (capitolo 4) mediante Intermediate Linear Cutting Machine (ILCM) presso il DIATI (Dipartimento di Ingegneria dell'Ambiente e Territorio e delle Infrastrutture) del Politecnico di Torino. Infatti, a seguito dei risultati conseguiti dallo studio, si è osservato che, per verificare l'attendibilità dei risultati ottenuti e per rendere i risultati ottenuti confrontabili con altri di letteratura, è necessaria una classificazione geomeccanica dei campioni di roccia studiati.

In generale, quindi, le indagini effettuate al fine di garantire il raggiungimento dell'obiettivo di caratterizzazione completa dei materiali considerati, sono le seguenti:

- Indagine geofisica;
- Prova di carico per la definizione dei moduli elastici e UCS (Uniaxial Compressive Strength);
- Prova brasiliana (BTS) per definizione della resistenza a trazione;
- Analisi granulometrica.

5.1 Materiali analizzati

Per lo svolgimento delle prove di caratterizzazione dei materiali si è reso necessario in primo luogo individuare le tipologie di roccia su cui effettuare le indagini. Come anticipato, esse sono le stesse utilizzate negli studi decritti nel capitolo 4 e provenienti da cave presenti sul territorio piemontese e toscano. In particolare, sono stati caratterizzati i seguenti litotipi:

- Pietra di Luserna, G S D Prina Silvio S.a.s. di Prina Massimo & C, Bibiana (TO);
- Marmo Bianco Venato Gioia, Marmi Carrara S.r.l., Carrara (MS);

Si tratta di due rocce metamorfiche aventi diverse caratteristiche: la prima è scistosa a grana media ed appartiene al gruppo degli Gneiss, mentre la seconda è calcarea, omogenea e a grana media (Figura 5.1).

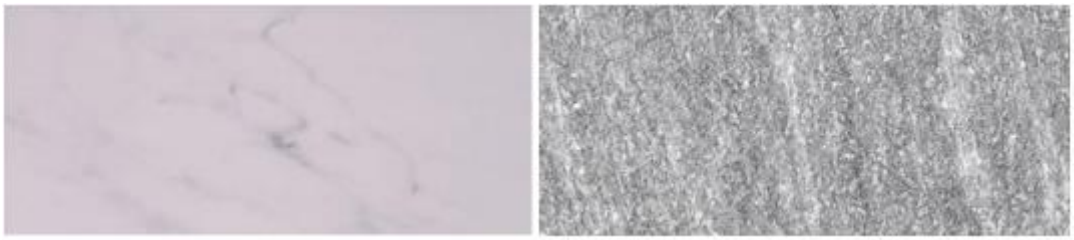


Figura 5.1: A sinistra marmo Bianco Venato (Corbella and Zini, 1991); a destra pietra di Luserna (Vottero Riccardo & C. Company).

Nello studio di Rispoli (2018) e nei precedenti studi (Capitolo 4) erano stati utilizzati blocchi di queste due tipologie perfettamente rettificati e di dimensioni 50x30x20 cm per l'analisi mediante ILCM.

Al fine della caratterizzazione dei materiali svolta nel presente studio di laboratorio è stato necessario disporre dei seguenti materiali:

- 8 provini cilindrici, di cui 4 di Marmo e 4 di Pietra di Luserna, ricavati dagli stessi blocchi 50x30x20 cm di cui sopra, per l'esecuzione di indagini geofisiche e prove di compressione monoassiale;
- 10 dischi di Marmo e 10 di Pietra di Luserna, ricavati da ulteriori carote, al fine di realizzare prove di trazione indiretta (Prova Brasiliana);
- Detrito raccolto a seguito delle prove effettuate mediante ILCM nel precedente studio, al fine di eseguire un'analisi granulometrica adeguata.

Per quanto riguarda l'operazione di carotaggio dei blocchi, si è seguita una procedura standard (*ISRM procedure*), tipicamente utilizzata in tale ambito, al fine di poter effettuare in seguito un confronto dei risultati ottenuti con quelli di altri studi.

Per quanto riguarda un maggior grado di dettaglio circa le caratteristiche dei materiali impiegati, si rimanda ai tre sotto-paragrafi seguenti.

5.1.1 Materiale per indagini geofisiche e prove di compressione monoassiale

Le indagini geofisiche e le prove a distruzione per la definizione della resistenza a compressione monoassiale (Uniaxial Compressive Strength), secondo quanto riportato nella procedura D 2938 di ASTM (American Society for Testing and Materials), devono essere effettuate mediante provini di roccia con determinate caratteristiche.

Per ottenere i provini delle corrette dimensioni è stato anzitutto necessario carotare i blocchi di Marmo e Pietra di Luserna (paragrafo 5.1) mediante carotiere NX a punta diamantata di diametro 54 mm (Cargill & Shakoor, 1990) e successivamente tagliare e rettificare le carote, perpendicolarmente al loro asse principale (scostamento inferiore a0,05 mm su 50 mm), per ottenere cilindri rettificati di diametro e altezza standard ($2 \leq \frac{L}{D} \leq 2{,}5$). Le facce dei campioni devono inoltre essere perfettamente levigati con superfici aventi una planarità inferiore a 0,005 mm.

Le operazioni descritte hanno permesso di ottenere 8 provini cilindrici, di cui 4 di Marmo (campioni 1,2,3,4) e 4 di Pietra di Luserna (campioni 5,6,7,8).

I provini ottenuti sono stati sottoposti a una verifica che ha permesso, mediante un calibro a nonio semplice, di controllare che le dimensioni rispettassero le direttive (ASTM - D2938). Inoltre, al fine di eseguire le successive prove correttamente, ogni cilindro è stato ulteriormente ispezionato per individuare la possibile presenza di difetti macroscopici, per essere certi di eseguire le indagini su campioni di roccia intatta e privi di fratture, giunti e fratture.

Tabella 5.1: Geometria dei provini analizzati.

	Marmo				***Pietra di Luserna***			
Campioni	1	2	3	4	5	6	7	8
L1 (mm)	134.40	135.40	135.15	134.45	135.70	135.00	134.60	135.30
L2 (mm)	134.30	135.40	135.25	134.40	135.65	135.05	134.55	135.25
L3 (mm)	134.30	135.70	135.45	134.40	135.65	135.05	134.70	135.30
L_{medio} (mm)	134.33	135.50	135.28	134.42	135.67	135.03	134.62	135.28
D1 (mm)	54.45	54.50	54.50	54.40	54.50	54.50	54.60	54.55
D2 (mm)	54.55	54.45	54.60	54.50	54.55	54.60	54.55	54.65
D3 (mm)	54.15	54.45	54.20	54.50	54.50	54.50	54.60	54.90
D_{medio} (mm)	54.38	54.47	54.43	54.47	54.52	54.53	54.58	54.70
L/D (-)	2.47	2.49	2.49	2.47	2.49	2.48	2.47	2.47

Come riportato in Tabella 5.1, si sono svolte tre misure sia per la determinazione dell'altezza (L) sia del diametro (D). L'esecuzione di più misure ha permesso di verificare la corretta rettifica dei provini ($\frac{L}{D} \cong 2{,}5$) e di definire un valore medio delle grandezze geometriche per eseguire i calcoli successivi con maggiore comodità.

Una volta definiti i parametri geometrici e noto il peso dei provini (M), supponendo che essi abbiano una forma cilindrica, è stato possibile calcolare prima il volume ($V = \pi \frac{D^2}{4} L$) e successivamente la densità ($\rho = \frac{M}{V}$). I risultati ottenuti sono riportati in Tabella 5.2.

Tabella 5.2: Valori del Volume, Peso e Densità dei campioni.

	Marmo				***Pietra di Luserna***			
Campioni	1	2	3	4	5	6	7	8
V (cm^3)	312.04	315.71	314.82	313.19	316.68	315.40	315.0	317.91
P (g)	842.8	850.1	848	843.5	826.6	824.4	823.1	828.9
ρ (g/cm^3)	2700.97	2692.65	2693.59	2693.27	2610.20	2613.86	2613.03	2607.31
ρ_{medio} (g/cm^3)	2695.12				2611.1			
Scarto (±)	3.92				2.97			

In Tabella 5.3 si osserva che i valori di densità ottenuti ($\rho_{misurato}$) sono molto simili a quelli presenti in letteratura ($\rho_{teorico}$) per i due materiali indagati.

Tabella 5.3: Confronto con valori di letteratura
(Corbella and Zini, 1991 e Vottero Riccardo & C. Company).

	Marmo	***Pietra di Luserna***
$\rho_{misurato}$ (g/cm3)	2695.12	2611.10
$\rho_{teorico}$ (g/cm3)	2790	2620

Tali risultati sono inoltre giustificati dal fatto che, secondo studi di letteratura (Corbella and Zini, 1991 e Vottero Riccardo & C. Company), la densità del marmo è solitamente maggiore di quella della pietra di Luserna, in quanto l'indice dei vuoti della Pietra di Luserna è superiore a quello del Marmo.

Per quanto riguarda la procedura svolta al fine della valutazione dei parametri geofisici e di quelli meccanici dei campioni descritti in precedenza si rimanda rispettivamente ai paragrafi 5.2 e 5.3.1.

5.1.2 Materiali per la prova a trazione indiretta

Per l'esecuzione di questa prova è stato necessario effettuare, dagli stessi blocchi di Marmo e Pietra di Luserna utilizzati nello studio di Rispoli (2018) con ILCM, un certo numero di carote mediante carotiere NX a punta diamantata con diametro di 54 mm. Da tali carote, sono stati in seguito ricavati 10 provini di Marmo e 10 di Pietra di Luserna. Secondo la direttiva ASTM - D 3967-86, i provini, al fine della corretta esecuzione della prova, devono essere caratterizzati da un rapporto altezza – diametro pari a $L/D = 0{,}5$.

I provini ottenuti sono stati sottoposti a una verifica che ha permesso, mediante un calibro a nonio semplice, di controllare che le dimensioni effettive rispettassero le caratteristiche consigliate nella procedura standard (ASTM - D 3967-86).

Tabella 5.4: Caratteristiche geometriche dei provini impiegati per lo svolgimento della Prova Brasiliana.

	Marmo											
Campioni	**1**	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**	**11**	**12**
L (mm)	**28.03**	**27.50**	**30.93**	**26.18**	**27.80**	**25.73**	**28.38**	**28.15**	**28.05**	**29.20**	**27.00**	**27.35**
L1 (mm)	28.00	27.65	31.00	26.25	27.80	25.75	28.25	28.20	28.00	29.20	27.20	27.45
L2 (mm)	28.05	27.35	30.85	26.10	27.80	25.70	28.50	28.10	28.10	29.20	26.80	27.25
D (mm)	**54.43**	**54.58**	**54.50**	**54.53**	**54.48**	**54.43**	**54.48**	**54.48**	**54.48**	**54.48**	**54.43**	**54.50**
D1 (mm)	54.40	54.65	54.55	54.50	54.50	54.40	54.50	54.45	54.50	54.50	54.40	54.50
D2 (mm)	54.45	54.50	54.45	54.55	54.45	54.45	54.45	54.50	54.45	54.45	54.45	54.50
L/D (-)	**0.51**	**0.50**	**0.57**	**0.48**	**0.51**	**0.47**	**0.52**	**0.52**	**0.51**	**0.54**	**0.50**	**0.50**

	Pietra di Luserna									
Campioni	**13**	**14**	**15**	**16**	**17**	**18**	**19**	**20**	**21**	**22**
L (mm)	**27.05**	**26.93**	**28.25**	**30.65**	**26.30**	**25.85**	**28.58**	**29.48**	**27.25**	**29.30**
L1 (mm)	26.90	26.90	28.20	30.60	26.30	25.85	28.60	29.45	27.30	29.30
L2 (mm)	27.20	26.95	28.30	30.70	26.30	25.85	28.55	29.50	27.20	29.30
D (mm)	**54.63**	**54.78**	**54.63**	**54.60**	**54.70**	**54.70**	**54.63**	**54.65**	**54.68**	**54.50**
D1 (mm)	54.65	54.70	54.60	54.70	54.70	54.60	54.55	54.60	54.65	54.50
D2 (mm)	54.60	54.85	54.65	54.50	54.70	54.80	54.70	54.70	54.70	54.50
L/D (-)	**0.50**	**0.49**	**0.52**	**0.56**	**0.48**	**0.47**	**0.52**	**0.54**	**0.50**	**0.54**

Come riportato Tabella 5.4, si sono svolte due misure sia per la determinazione dell'altezza (L) che del diametro (D). L'esecuzione di più misure ha permesso di verificare la corretta rettifica dei provini

($L/D \cong 0{,}5$) e di definire un valore medio delle grandezze geometriche per eseguire i calcoli successivi con maggiore comodità.

Per quanto riguarda la procedura svolta al fine della valutazione della resistenza a trazione dei campioni descritti in precedenza si rimanda al paragrafo 5.3.2.

5.1.3 Materiali per l'analisi granulometrica detrito

Tale tipologia di prova ha previsto l'analisi del detrito, di marmo e di pietra di Luserna, dovuto alla creazione dei solchi da parte dell'utensile nei livelli di acquisizione dati, dal punto di vista della distribuzione granulometrica. Ciascun livello è costituito da più solchi aventi la stessa spaziatura (s) e penetrazione (p). Tuttavia non tutti i solchi di ciascun livello sono considerati allo stesso modo nell'indagine; infatti quelli più vicini ai bordi non sono stati considerati né per l'analisi granulometrica né per l'acquisizione dei dati durante la prova con ILCM, in quanto potenzialmente soggetti a problemi dovuti all'effetto bordo. Inoltre, sempre per evitare tali problemi, si è considerata solo la parte centrale del campione di roccia analizzato con ILCM, ossia la porzione non colorata osservabile in Figura 5.2.

Figura 5.2: Fasi dell'esecuzione di un livello di indagine con ILCM: a sinistra si evidenzia la porzione del campione da escludere dai calcoli, al centro esecuzione del taglio, a destra aspirazione dei detriti della porzione centrale (Rispoli 2018).

Al termine di ciascun solco di acquisizione dati, il detrito prodotto è stato raccolto per mezzo di un'aspirapolvere in un sacchetto di campionamento e catalogato per l'esecuzione dell'analisi granulometrica (Figura 5.2). Tale indagine è fondamentale, in quanto presenta un duplice obiettivo: determinare il Courseness Index (CI), detto anche indice di grossolanità, e la composizione granulometrica del detrito generato. Essi rappresentano due fattori fondamentali per la valutazione del meccanismo di rottura della roccia attaccata dall'utensile e di conseguenza per definire l'efficacia del processo di taglio.

Il detrito utilizzato per lo svolgimento dell'analisi granulometrica è stato ricavato da tutti i solchi di acquisizione dati che sono stati realizzati con l'ILCM del Politecnico di Torino nel corso degli ultimi 8 anni (Capitolo 4). In particolare, si è classificato il detrito di 10 solchi di acquisizione eseguiti nei diversi livelli su campioni di Marmo e quello ottenuto da 24 solchi eseguiti in Pietra di Luserna (Tabella 5.5).

Tabella 5.5: Tabella riassuntiva con caratteristiche dei solchi oggetto di analisi in termini di peso, spaziatura (s) e penetrazione (p). Il numero del livello tra parentesi indica la corrispondente notazione usata nello studio di Rispoli (2018).

Marmo						***Pietra di Luserna***					
Livello	*Solco*	*s (mm)*	*p (mm)*	*s/p (-)*	*Peso (g)*	*Livello*	*Solco*	*s (mm)*	*p (mm)*	*s/p (-)*	*Peso (g)*
12	4 (5)	40	3.5	11.4	84.75	6 (5)	6	30	4.3	7.0	76.8
12 (13)	4 (5)	40	3.5	11.4	115.3	6 (5)	7	30	4.3	7.0	85.36
10	4 (5)	40	4.0	10.1	79.66	6 (5)	8	30	4.3	7.0	114.87
10 (14)	4 (5)	40	4.0	10.1	192.25	6 (5)	9	30	4.3	7.0	79.47
8	3 (6)	40	4.5	8.9	131.37	7 (7)	6	30	3.7	8.0	95.59
8	4 (5)	40	4.5	9.0	172.49	7 (7)	7	30	3.7	8.0	91.67
4	3 (6)	40	4.9	8.1	208.22	7 (7)	8	30	3.7	8.0	103
4	4 (5)	40	4.9	8.1	184.24	7 (7)	9	30	3.7	8.1	91.01
6	3 (6)	40	5.5	7.3	195.88	8 (9)	6	30	3.3	9.0	97.11
6	4 (5)	40	5.5	7.3	177.1	8 (9)	7	30	3.3	9.0	77.74
						8 (9)	8	30	3.3	9.1	71.19
						8 (9)	9	30	3.3	9.0	94.76
						9 (11)	6	30	2.9	10.5	85.9
						9 (11)	7	30	2.9	10.5	49.83
						9 (11)	8	30	2.9	10.5	56.92
						9 (11)	9	30	2.8	10.6	72.05
						11 (13)	6	30	2.3	13.0	56.05
						11 (13)	7	30	2.3	12.9	46.41
						11 (13)	8	30	2.3	12.9	76.66
						11 (13)	9	30	2.3	12.8	81.3
						12 (15)	6	30	1.9	16.2	63
						12 (15)	7	30	1.8	16.2	32.02
						12 (15)	8	30	1.8	16.4	42.34
						12 (15)	9	30	1.8	16.5	40.59

In entrambi i casi, il detrito generato dal passaggio dell'utensile è risultato molto simile in termini di forma e pezzatura. Infatti si è potuto constatare che i vari campioni di detrito presentavano caratteristiche comuni principali: scaglie di roccia tendenzialmente appiattite di diversa pezzatura e una elevata percentuale sul totale di roccia polverizzata (Figura 5.3).

Figura 5.3: Esempio granulometria campioni di Marmo (a sinistra) e Pietra di Luserna (a destra).

Tuttavia, come osservabile in Tabella 5.4, i campioni di detrito di Pietra di Luserna sono caratterizzati da un peso inferiore rispetto a quelli di Marmo, a parità di penetrazione, in quanto, trattandosi di materiale più duro del Marmo, il distacco delle scaglie di roccia è più difficile.

Per quanto riguarda la procedura svolta al fine della valutazione della distribuzione granulometrica dei campioni di detrito descritti in precedenza si rimanda al paragrafo 5.4.

5.2 Indagini conservative – Geofisica

L'indagine geofisica è molto importante, in quanto permette, mediante lo studio delle onde sismiche di tipo P e S, di fornire informazioni sulle caratteristiche fisico – meccaniche del materiale sottoposto ad analisi. Grazie a specifiche formule empiriche, tali analisi consentono di determinare il modulo di Young (E), il coefficiente di Poisson (ν) e il modulo di taglio (G).

Per eseguire l'indagine in esame si disponeva, come riportato al paragrafo 5.1.1, di un totale di 8 provini (4 di Marmo e 4 di Pietra di Luserna) perfettamente rettificati e levigati per ridurre al minimo l'influenza delle operazioni di estrazione della carota e taglio in provini di altezza richiesta.

In generale le onde sismiche sono onde elastiche che trasportano energia a partire dal punto di origine verso un altro punto grazie alla presenza di un mezzo in cui avviene la loro propagazione.

In particolare, l'indagine geofisica di laboratorio è stata realizzata con uno strumento denominato "Pundit", in grado di generare impulsi sismici necessari alla determinazione delle onde P e S. Queste due tipologie di onde sono definite rispettivamente: longitudinali (onde P) che provocano l'oscillazione dei punti del mezzo attraversato secondo la direzione di propagazione dell'onda e trasversali (onde S) che determinano oscillazioni perpendicolari alla direzione di propagazione.

Le onde P vengono anche dette onde di primo arrivo in quanto, essendo le più veloci, sono le prime ad essere rilevate da un geofono. Si tratta di onde che causano una variazione volumica del mezzo a causa delle successive compressioni e dilatazioni cui il mezzo è sottoposto.

Le Onde S, al contrario delle precedenti, viaggiano più lentamente e per questo vengono anche dette onde secondarie. In questo caso l'oscillazione delle onde che attraversano il materiale avviene trasversalmente rispetto alla loro direzione di propagazione. Per questo motivo, a differenza delle Onde P, le Onde S non causano variazioni di volume al loro passaggio ma variazioni di forma.

Lo strumento di misura (Pundit) è costituito da una centralina collegata, mediante cavo USB, a un PC e da due geofoni, uno emittente e uno ricevente, in grado rispettivamente di emettere e ricevere gli impulsi sismici che attraversano il provino (Figura 5.4).

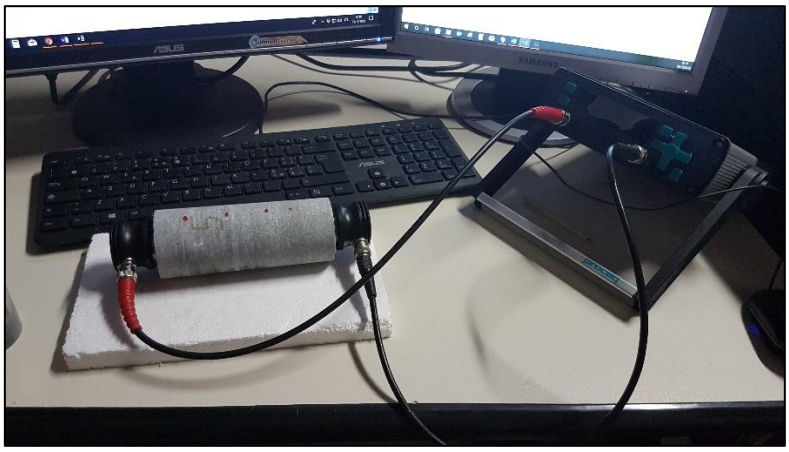


Figura 5.4: Strumentazione utilizzata per effettuare la caratterizzazione geofisica.

Per visualizzare i valori delle onde P e S è necessario ricorrere al software "*Proceq Punditlink*", mediante il quale è anche possibile modificare le modalità di acquisizione e di visualizzazione dei risultati.

5.2.1 Modalità di esecuzione

Le prove sono state effettuate con riferimento alle raccomandazioni dell'ISRM (*International Society for Rock Mechanics*), al fine di rendere i risultati confrontabili con quelli presenti in letteratura.

La prova, effettuata in regime di alta frequenza, si divide sostanzialmente in due fasi: una prima fase di taratura dello strumento e una seconda fase di misurazione delle onde sismiche. In entrambe le fasi i geofoni devono essere posti a contatto del provino in corrispondenza delle sezioni trasversali esposte. Su tali sezioni, durante la prova, deve essere disposto un gel per garantire un contatto adeguato tra le testine dei geofoni e la roccia.

Per quanto riguarda la prima fase, si utilizza un provino in materiale plastico (plexiglass) avente caratteristiche note fornito dal produttore dello strumento di misura (Figura 5.5). Le informazioni note sono riportate nel seguente elenco:

- Tempo di primo arrivo onde P: *25.4 μs*;
- Altezza provino: *6 cm*;
- Diametro provino: *5 cm*.

La taratura avviene verificando che il tempo impiegato dalle onde emesse dal primo geofono per raggiungere quello ricevente sia effettivamente di *25.4 μs*.

Figura 5.5: Cilindro in materiale plastico per taratura Pundit.

La seconda fase consiste nell'analisi delle onde sismiche generate dallo strumento, durante l'attraversamento del campione (Figura 5.6). Nota la lunghezza del provino, è dunque possibile definire la velocità delle onde sismiche P e S emesse dal primo geofono, misurando il tempo impiegato da queste ultime ad essere rilevate dal secondo geofono.

Figura 5.6: Modalità di esecuzione delle misurazioni sui provini mediante Pundit.

Al fine di compiere correttamente la prova è necessario inserire alcune informazioni nel software, considerando le caratteristiche di ciascun provino.

Tali informazioni sono riportate nel seguente elenco:

- La frequenza con cui il segnale dell'onda deve essere captato nel corso della prova; nel caso in esame è stato scelto un valore pari a 20 (1 misura/s, per un tempo di 20 s);
- La lunghezza del provino sottoposto ad analisi;
- Il software connesso allo strumento è in grado di realizzare la prova secondo diverse modalità di esecuzione ma in questo caso si è deciso di seguire la tipologia definita diretta.

Inoltre per migliorare lo studio delle onde sismiche è possibile modificare alcuni parametri di visualizzazione presenti nel software.

A titolo di esempio, in Figura 5.7 si riportano due sismogrammi rispettivamente di un campione di marmo e di uno di Pietra di Luserna.

Figura 5.7: Sismogrammi ottenuti mediante software Punditlink Proceq. In alto sismogramma del campione 1 (Marmo) in cui si evidenzia l'onda P mentre in basso sismogramma del campione 8 (Pietra di Luserna) in cui si evidenzia l'onda S.

Come è possibile osservare in Figura 5.7, nei sismogrammi riportati si possono distinguere principalmente tre fasce: una, più a sinistra, relativa alle onde P, un'altra, subito a destra della precedente, in cui si effettua la valutazione delle onde S e una definita coda di esaurimento in cui ormai l'evento è terminato e l'unico fattore che si percepisce ancora è il rumore di fondo. Il problema fondamentale che si è riscontrato nella fase di rilevazione delle onde P ed S è stato quello di capire esattamente dove iniziassero le onde S in quanto, secondo studi di letteratura, la prima e la seconda fase precedentemente descritte sono in parte sovrapposte.

I risultati ottenuti al termine dello svolgimento dell'indagine geofisica di laboratorio sui materiali, oggetto di studio di questo elaborato, sono riportati nel Capitolo 6 al paragrafo 6.1.

5.3 Indagini a distruzione – UCS e BTS

Terminata la caratterizzazione geofisica dei materiali, si è continuata l'indagine facendo ricorso a prove a distruzione. Sono state, quindi, effettuate le prove seguenti:

- Prova di carico a compressione monoassiale (UCS – Uniaxial Compressive Strength);
- Prova di trazione indiretta – Prova Brasiliana (BTS).

I risultati ottenuti al termine dello svolgimento delle due prove di laboratorio, per la caratterizzazione dei parametri meccanici, sono descritti nel Capitolo 6 rispettivamente ai paragrafi 6.2 (Prova a compressione monoassiale) e 6.3 (Prova Brasiliana). Tuttavia, prima di mostrare i risultati ottenuti, è opportuno descrivere, nei seguenti due paragrafi (5.3.1 e 5.3.2), le modalità di svolgimento delle prove.

5.3.1 Prova di compressione monoassiale

La definizione della resistenza a compressione monoassiale (UCS) è una delle proprietà principali che vengono valutate nel corso di indagini di laboratorio. Infatti essa rappresenta una tra le tecniche sperimentali più importanti per la descrizione quantitativa delle proprietà meccaniche di un materiale. Per lo svolgimento di tale prova si sono utilizzati i provini di roccia descritti nel paragrafo 5.1.1 e precedentemente analizzati mediante indagine geofisica.

In generale la prova è relativamente semplice ed è in grado di definire principalmente il valore del carico a rottura per compressione semplice e la deformabilità del materiale analizzato. Inoltre, noti tali parametri, è possibile valutare anche ulteriori caratteristiche del materiale tra cui il Modulo di Young, parametro strettamente correlato alla rigidezza del materiale (tanto maggiore quanto maggiore è il modulo di Young) e il coefficiente di Poisson.

5.3.1.1 Modalità di esecuzione

Per quanto riguarda l'esecuzione della prova, al fine di garantire sia la ripetibilità delle prove che la loro corretta interpretazione, si è fatto riferimento a quanto consigliato dalle raccomandazioni del metodo ISRM (1979). Lo svolgimento della prova ha richiesto l'utilizzo di una pressa idraulica (Figura 5.8) presente presso il *laboratorio di meccanica delle rocce* del CNR (Centro Nazionale di Ricerca) all'interno del dipartimento di ingegneria dell'ambiente e territorio e delle infrastrutture (DIATI) del Politecnico di Torino.

Figura 5.8: Pressa idraulica modello MTS per indagine parametri meccanici.

La pressa idraulica (tipo MTS) permette di realizzare diverse configurazioni di prova a seguito dell'impostazione di software sorgente elaborati dai ricercatori del CNR del DIATI.

Tale pressa è caratterizzata dal fatto che, a differenza di quelle comuni, è in grado di eseguire le prove in tre diverse configurazioni:

- In controllo di carico, impostando una velocità di applicazione degli incrementi di carico;
- In controllo di spostamenti o in controllo di deformazione, al fine di valutare il comportamento del materiale anche dopo il raggiungimento del carico di rottura.

Per quanto riguarda le modalità di esecuzione delle prove a compressione svolte, si è fatto riferimento alla configurazione in controllo di deformazione circonferenziale, per ottenere un risultato più completo.

Al fine di eseguire correttamente l'indagine, in primo luogo, è stato necessario montare sui provini di roccia da studiare due tipologie di estensimetri (Figura 5.9), uno verticale e uno circonferenziale, per acquisire informazioni sulle deformazioni durante la fase di carico e scarico. Tali informazioni risultano fondamentali in quanto sono necessarie nella fase di elaborazione dati per la definizione dei moduli elastici e dei coefficienti di Poisson dei materiali analizzati. Tuttavia, nel corso dello svolgimento delle prove sulla pietra di Luserna, a causa di un guasto meccanico dell'estensimetro longitudinale, non è stato possibile misurare direttamente la deformazione longitudinale (Figura 5.9). Tale parametro è stato però valutato ugualmente, considerando una trasformazione dei valori di spostamento rilevati mediante i trasduttori di spostamento LVDT interni alla macchina indipendentemente dalla presenza dell'estensimetro. Per quanto riguarda tale aspetto si rimanda al paragrafo 6.2 del Capitolo 6.

Figura 5.9: Collocamento del campione in cella di carico e dettaglio estensimetri utilizzati.

Ogni provino, una volta dotato di estensimetri, deve essere collocato all'interno della cella di carico (Figura 5.9) in cui è necessario effettuare l'operazione di accostamento alla piastra di carico della macchina. Terminata tale fase è possibile effettuare la calibrazione della macchina modificando alcuni parametri del software, tra cui:

- La geometria del provino in studio (altezza e diametro);
- La velocità di deformazione;
- L'azzeramento degli estensimetri (valore degli spostamenti).

In generale, per quanto riguarda la velocità di deformazione, le prove sui campioni di roccia oggetto di studio sono state eseguite tenendo conto del metodo proposto dall'ISRM ma, allo stesso tempo, grazie alle funzioni dei programmi della macchina MTS, si è comunque tenuto conto di alcuni aspetti riguardanti le direttive ASTM.

In particolare, è possibile suddividere la prova in 3 fasi in cui si sono adottati diversi valori di velocità di deformazione:

- Precarico. Tale fase è caratterizzata, a sua volta, da due sottofasi: la prima ha una durata di 60 s in cui il carico applicato sul provino aumenta fino a 4 kN mentre la seconda ha una durata di 30 s e il carico viene mantenuto costante a 4 kN;
- Carico. Siccome si è deciso di svolgere le prove in controllo di deformazione circonferenziale, si è imposta una velocità di deformazione pari a 5 microstrain/s fino a rottura;
- 2 cicli di isteresi e scarico. Tale fase ha il compito di valutare il comportamento geomeccanico del materiale una volta raggiunta la rottura. A tale scopo, come nel caso precedente, si è considerata: per i campioni da 1 a 3, una velocità di deformazione di 3 microstrain/s sia per la fase di carico che di scarico in entrambi i cicli di isteresi mentre dal campione 4 in poi, si è

deciso di cambiare tali parametri considerando 10 microstrain/s per entrambe le fasi dei due cicli di isteresi.

In generale, come consigliato dalla procedura ISRM, la rottura è avvenuta entro il tempo previsto (5-10 minuti). La durata complessiva di ciascuna prova, considerando i due cicli di isteresi introdotti nella direttiva ASTM (non previsti dalla procedura ISRM), è risultata pari a 30-40 minuti. Al termine delle prove è stato possibile elaborare i dati registrati dalla macchina, di conseguenza i parametri che possono essere studiati per ciascuno degli 8 provini considerati sono:

- Carico a rottura (kN);
- Tempo (s);
- Spostamento verticale (mm);
- Deformazione assiale (microstrain);
- Deformazione radiale (microstrain);
- Sforzi (MPa)
- Deformazione volumica (microstrain).

5.3.2 Prova di trazione indiretta

La prova brasiliana rappresenta una metodologia di indagine ampiamente accettata per la determinazione della resistenza a trazione della roccia intatta (Caneiro, 1947 e Akazawa, 1953). Tale tipologia di prova è una valida alternativa alla prova di trazione diretta, in quanto permette di ridurre i problemi legati alla preparazione dei provini, garantendo allo stesso tempo una procedura di indagine rigorosa.

Lo svolgimento di tale prova ha richiesto l'utilizzo dei provini di roccia descritti nel paragrafo 5.1.2 permettendo così di definire il valore della resistenza a trazione a rottura.

5.3.2.1 Modalità di esecuzione

L'esecuzione della prova ha richiesto l'utilizzo del medesimo macchinario (Figura 5.8) impiegato per lo svolgimento delle prove a compressione semplice presso il laboratorio di meccanica delle rocce del CNR (Centro Nazionale di Ricerca) all'interno del dipartimento di ingegneria dell'ambiente e territorio e delle infrastrutture (DIATI) del Politecnico di Torino.

In questo caso le specifiche per il corretto svolgimento della prova sono stabilite dall'ASTM nella direttiva D 3967-86 ma, allo stesso tempo, si è fatto riferimento anche al metodo suggerito dall'ISRM (ISRM, 1981). Si tratta di procedure molto simili che tuttavia presentano alcune caratteristiche differenti per quanto riguarda sia i parametri impiegati che l'impostazione della prova (Figura 5.10).

	ASTM Specifications		ISRM Suggested method	
	Minimum	Maximum	Minimum	Maximum
Length to diameter ratio	0.50	1.00	$L/D \sim 1.00$	None
Test duration (min)	1.0	10.0	0.25—0.50	None
Stress rate (psi/min)	500	3000	No standard	
Loading rate (lb/min)	No standard		2700	

Figura 5.10: Confronto tra caratteristiche procedura ASTM e metodo suggerito dall'ISRM (Newman et al., 1990)

Tuttavia, tra le possibili differenze, si sottolinea che l'ISRM suggerisce l'impiego di un apparecchio per contenere il campione (Figura 5.11) mentre ASTM raccomanda di posizionare della carta o del cartone tra il campione e il suo alloggiamento al fine di ridurre la concentrazione di stress nei punti di carico. Tale alloggiamento è un elemento fondamentale in quanto ha il compito di mantenere il provino di roccia da studiare nella corretta posizione.

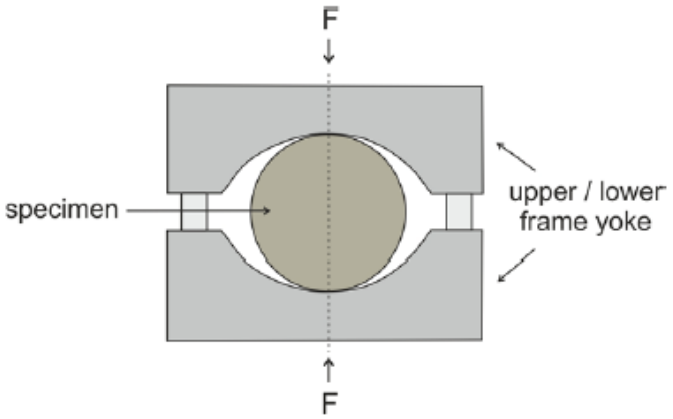


Figura 5.11: Alloggiamento in cui viene inserito il provino di roccia per lo svolgimento della prova Brasiliana (Wilfing, 2016).

Nel caso in esame si è scelto di seguire le specifiche della procedura proposta dall'ASTM. A seguito di tale scelta, al fine di rispettare le limitazioni indicate nella tabella in Figura 5.10, è stato necessario cambiare i software sorgente della pressa idraulica (MTS) rispetto al caso delle prove a compressione (paragrafo 5.3.1.1). In particolare, in questo caso le prove non sono più state svolte in controllo di deformazione ma in controllo di carico, considerando una velocità di applicazione del carico di 100 N/s. La durata delle prove è risultata molto più breve (2-3 minuti).

Per quanto riguarda il collocamento dei provini all'interno della cella di carico, si riporta in Figura 5.12, a titolo di esempio, il momento antecedente all'accostamento del provino con la piastra di carico della pressa idraulica.

Figura 5.12: Collocamento dei provini all'interno della cella di carico prima dell'accostamento con la piastra di applicazione del carico.

In linea generale, la prova brasiliana consiste nell'applicare una sollecitazione uniassiale di compressione lungo la superficie laterale di un provino cilindrico (Figura 5.13) avente rapporto $L/D = 0{,}5$.

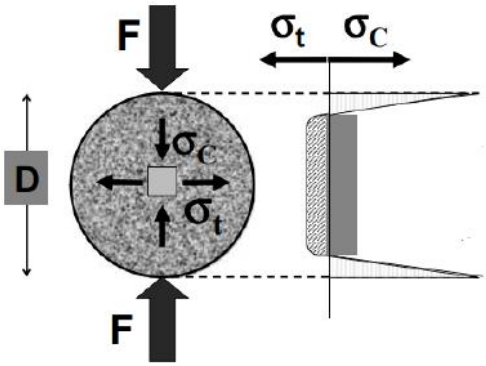


Figura 5.13: Rappresentazione stato di sforzo presente durante Prova Brasiliana (Ing. D. Coffetti, Università degli Studi di Bergamo).

5.4 Analisi granulometrica del detrito prodotto

L'analisi granulometrica consiste in una prova ampiamente utilizzata per la classificazione dei materiali, in quanto permette di determinare la distribuzione delle dimensioni delle particelle che costituiscono il campione di materiale sottoposto ad analisi. Inoltre, sulla base della distribuzione delle dimensioni del detrito derivante dai test di taglio sui campioni di roccia analizzati, è possibile definire sia l'efficienza del taglio (meccanismo di rottura della roccia) sia le caratteristiche geologiche del campione considerato. In generale, come anticipato al paragrafo 5.1.3, il detrito generato contiene scaglie appiattite e allungate ma anche una percentuale di particelle polverizzate.

L'obiettivo di tale tipologia di indagine, infatti, sulla base del detrito prodotto, secondo studi di letteratura (Roxborough and Rispin, 1973a), è quello di definire un indice denominato Coarseness Index (CI) che verrà descritto al paragrafo 6.4.

5.4.1 Modalità di esecuzione

L'analisi granulometrica riportata in questo elaborato è stata eseguita nel *Laboratorio di frantumazione e trattamento solidi* presso il DIATI del Politecnico di Torino.

Per quanto riguarda lo svolgimento dell'indagine, nel caso in esame, visto l'esiguo quantitativo di materiale costituente i campioni di marmo e pietra di Luserna (paragrafo 5.1.3), si è deciso di non eseguire la quartatura dei campioni prevista dalla procedura standard (UNI EN 933-2). Di conseguenza, la procedura seguita al fine di classificare il detrito dei materiali in esame è schematizzata sulla base delle seguenti fasi:

- Pesatura dei campioni e collocamento di questi ultimi all'interno di contenitori vuoti di cui deve essere noto il peso (tara);

Figura 5.14: Piano di lavoro per lo svolgimento della prova per l'esecuzione dell'analisi granulometrica.

- Essiccazione dei campioni in forno per 3 ore ad una temperatura di 60°C;
- Pesatura dei campioni essiccati i cui valori sono riportati in Tabella 5.5;
- Assemblaggio della colonna di setacci ASTM (Figura 5.15 con andamento decrescente dell'apertura maglie dei setacci scelti: 25, 8, 2, 0.5 e 0.125 mm. La scelta di tali setacci è stata effettuata sulla base della procedura necessaria alla definizione del Coarseness Index (CI) secondo studi di letteratura (Tuncdemir et al., 2008).

Figura 5.15: Colonna di setacci utilizzata per la fase di setacciatura (a sinistra) e pedana vibrante di laboratorio per analisi granulometrica (a destra).

- La fase di setacciatura prevede il collocamento del campione all'interno della colonna di setacci che deve essere posta su una pedana vibrante (Figura 5.15) in grado di realizzare una serie di 40 scosse al minuto.
- Terminata la fase precedente è necessario effettuare la pesatura del trattenuto di ogni setaccio necessario per il calcolo del Coarseness Index.

I risultati ottenuti dalle prove sui campioni di detrito descritte in questo paragrafo sono riportati nel Capitolo 6 al paragrafo 6.4.

6. Risultati caratterizzazione materiali

In questo capitolo si riportano i risultati ottenuti mediante le diverse tipologie di prove, introdotte nel Capitolo 5, svolte presso i laboratori del Dipartimento di ingegneria dell'ambiente e del territorio e delle infrastrutture (DIATI) del politecnico di Torino.

6.1 Risultati indagini conservative – Geofisica

L'analisi svolta al fine di determinare i parametri necessari alla caratterizzazione del materiale in maniera non invasiva ha visto il ricorso, come anticipato al paragrafo 5.2, alla geofisica che mediante lo strumento "*Pundit*" e al software "*Proceq Punditlink*" ha permesso la definizione dei valori riportati in questo paragrafo.

Ciascuno degli otto provini è stato sottoposto a 20 misurazioni, di queste la metà è servita per la definizione di un valore medio della velocità delle onde P mentre l'altra metà per quello delle onde S.

In particolare, si riportano in Tabella 6.1 i valori della velocità delle onde P e S ottenuti considerando la media dei valori misurati per ciascun provino.

Tabella 6.1: Valori di velocità ottenuti dall'indagine geofisica.

	Marmo				***Pietra di Luserna***			
Campioni	1	2	3	4	5	6	7	8
Vp (m/s)	4568.9	4436	4234.1	4413.9	4557.4	4500	4440.9	4500
Scarto (±)	18.08	40.80	50.18	18.66	13.13	0	6.84	0
Vp,medio (m/s)	4413.23				4499.58			
Scarto (±)	137.65				47.56			
Vs (m/s)	2575.5	2698	2580	2685	2925	2695	2684	2726
Scarto (±)	2.4	0.0	2.1	0.0	0	0	0	2.11
Vs,medio (m/s)	2634.63				2757.5			
Scarto (±)	65.91				113.07			

A seguito della determinazione dei parametri geofisici, si sono potute quindi valutare le grandezze caratteristiche dei materiali, mediante formule empiriche:

- Coefficiente di Poisson: $\nu = \frac{\frac{1}{2}(\frac{V_P}{V_S})^2 - 1}{(\frac{V_P}{V_S})^2 - 1}$;
- Modulo di Taglio: $G = \rho V_S^2$;
- Modulo di Young: $E = 2G(1 + \nu)$.

Per quanto riguarda i valori della velocità delle onde P e S che compaiono nelle formule appena introdotte, si è fatto riferimento al valore medio delle velocità ($V_{P,medio}$, $V_{S,medio}$) indicate in Tabella 6.1. I risultati ottenuti con le correlazioni introdotte in precedenza sono riportati in Tabella 6.2.

Tabella 6.2: Risultati ottenuti in funzione della caratterizzazione geofisica.

	Marmo				***Pietra di Luserna***			
Campioni	1	2	3	4	5	6	7	8
v (-)	0.27	0.21	0.20	0.21	0.15	0.22	0.21	0.21
v_{medio} *(-)*	0.22				0.20			
Scarto (±)	0.03				0.03			
E (Gpa)	45.40	47.29	43.20	46.84	51.35	46.34	45.64	46.89
E_{medio} *(Gpa)*	45.69				47.56			
Scarto (±)	1.84				2.58			
G (Gpa)	17.92	19.60	17.93	19.42	22.33	18.98	18.82	19.38
G_{medio} *(Gpa)*	18.72				19.88			
Scarto (±)	0.92				1.65			

6.1.1 Confronto risultati indagine geofisica con valori di letteratura

Si osserva che, per quanto riguarda il confronto tra risultati dell'indagine geofisica e i valori di targa del produttore (Tabella 4.12), i moduli di Young medi ottenuti sia nel caso del marmo che della pietra di Luserna sono risultati pari a circa il 74% di quello di targa.

Tuttavia, per quanto riguarda ulteriori confronti, si rimanda al paragrafo 6.2.1 dove sono state riportate le relazioni tra i parametri geofisici e quelli meccanici derivanti da indagine a compressione.

6.2 Risultati indagini a distruzione – UCS

Durante i test, come anticipato al paragrafo 5.3.1.1, vengono registrati, grazie al software sorgente utilizzato per lo svolgimento della prova, il carico di rottura del campione e le misure di deformazione corrispondenti. In particolare, l'obiettivo principale della prova, oltre alla definizione degli andamenti dei diagrammi sforzi assiali-deformazioni assiali/radiali, è quello di ottenere la resistenza a compressione monoassiale (C_0) del provino. È possibile calcolare il valore di tale parametro considerando la formula:

$$C_0 = \frac{F_{max}}{A} \quad (MPa)$$

dove:

- C_0, resistenza a compressione monoassiale (MPa);
- F_{max}, carico di rottura (N)
- A, sezione trasversale del provino ($\pi \frac{d^2}{4}$).

Tuttavia, nel caso in esame, il software sorgente utilizzato per configurare la pressa ha la funzione di restituire in automatico il valore di C_0 al termine di ciascuna prova, in quanto il diametro del provino è uno dei parametri da inserire nella fase di calibrazione della macchina. I valori ottenuti sono riportati in Tabella 6.3.

Tabella 6.3: Valori della resistenza a compressione monoassiale a rottura e del carico corrispondente a rottura per i provini di marmo e di pietra di Luserna.

	Marmo					
Campione	***1***	***2***	***3***	***4***	***Media***	***Scarto (±)***
F_{max} (kN)	185.18	191.93	180.84	175.18	183.28	7.07
C_0 (Mpa)	79.73	82.06	77.72	75.18	79.12	3.66
	Pietra di Luserna					
Campione	***5***	***6***	***7***	***8***	***Media***	***Scarto (±)***
F_{max} (kN)	522.74	398.38	492.82	522.33	484.07	58.82
C_0 (Mpa)	224.33	170.96	211.49	224.15	207.73	25.24

In accordo con il metodo dell'ISRM (1979), noto il valore di C_0 per ciascun provino, si calcola il suo valore medio ($C_0/2$) al fine di definire sia il modulo elastico tangenziale ($E_{t,50\%}$) che quello secante ($E_{s,50\%}$).

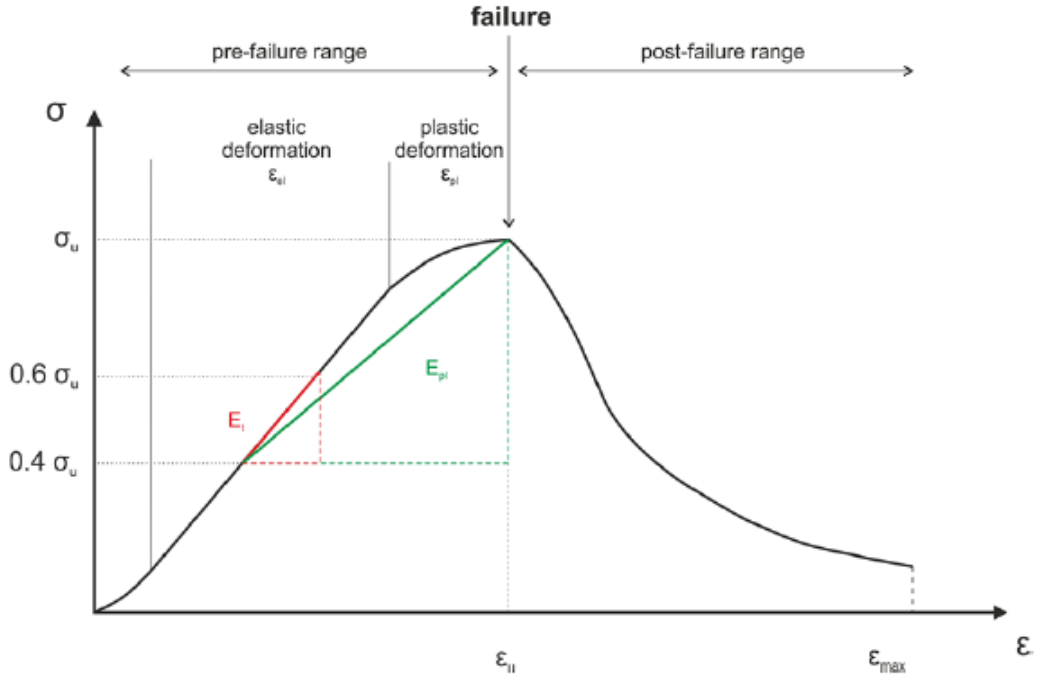


Figura 6.1: Curva schematica sforzo-deformazione che mostra sia la retta necessaria per la determinazione del modulo di Young (E_t) in rosso che quella necessaria per la valutazione del modulo di Young secante (E_{pl}=E_s) in verde (Wilfing, 2016 e Bieniawski, 1967).

Infatti, come è possibile osservare nel grafico sforzi-deformazioni assiali in Figura 6.1, $E_{t,50\%}$ (nel grafico E_t) rappresenta il coefficiente angolare della retta tangente alla curva e passante per il punto corrispondente a $C_0/2$ mentre $E_{s,50\%}$ (nel grafico E_{pl}) è il coefficiente angolare della retta secante alla curva passante sia per l'origine che per il punto relativo a $C_0/2$.

Tuttavia, per definire i valori del coefficiente di Poisson tangenziale (ν_t) e di quello secante (ν_s) è necessario valutare le due rette appena descritte nel grafico sforzi assiali-deformazioni radiali. Occorre in particolare, fare riferimento alle seguenti formule:

$$\nu_s = \frac{\varepsilon_{r,s}}{\varepsilon_{a,s}}$$

$$\nu_t = \frac{\Delta\varepsilon_{r,t}}{\Delta\varepsilon_{a,t}}$$

dove:

- $\varepsilon_{r,s}$ è il valore di deformazione radiale corrispondente a *C0/2* nel diagramma sforzo assiale-deformazione radiale (Allegato 1);
- $\varepsilon_{a,s}$ è il valore di deformazione assiale corrispondente a *C0/2* nel diagramma sforzo-deformazione assiale;
- $\Delta\varepsilon_{r,t}$ rappresenta la differenza in modulo dei valori estremi del range di deformazione considerato per tracciare la retta tangente alla curva sforzi assiali-deformazioni radiali;
- $\Delta\varepsilon_{a,t}$ rappresenta la differenza in modulo dei valori estremi del range di deformazione considerato per tracciare la retta tangente alla curva sforzi-deformazioni assiali;

La differenza sostanziale tra le due formule è che nella prima è sufficiente considerare il valore di ε relativo a *C0/2* nei due diagrammi, mentre nella seconda è necessario far riferimento agli estremi del range di deformazioni corrispondente allo sforzo considerato. Per quanto riguarda la procedura appena descritta si rimanda all'Allegato 1 mentre per una valutazione dei risultati dei parametri descritti è possibile fare riferimento alla Tabella 6.4.

Tabella 6.4: Valori del modulo elastico e del coefficiente di Poisson relativi ai provini di marmo e pietra di Luserna.

	Marmo					
Campione	***1***	***2***	***3***	***4***	***Media***	***Scarto (±)***
E_{sec} (Gpa)	44.28	28.52	31.73	30.45	33.75	7.15
E_{tan} (Gpa)	44.812	38.47	45.24	42.02	42.63	3.12
ν_{sec} (-)	0.314	0.16	0.17	0.18	0.21	0.07
ν_{tan} (-)	0.384	0.29	0.33	0.34	0.34	0.04
	Pietra di Luserna					
Campione	***5***	***6***	***7***	***8***	***Media***	***Scarto (±)***
E_{sec} (Gpa)	42.59	35.27	38.32	39.37	38.89	3.02
E_{tan} (Gpa)	58.22	47.41	60.57	60.47	56.67	6.27
ν_{sec} (-)	0.14	0.1	0.12	0.12	0.12	0.02
ν_{tan} (-)	0.19	0.2	0.24	0.27	0.23	0.04

6.2.1 Confronto risultati UCS con valori di letteratura e dell'indagine geofisica

I risultati ottenuti al termine dell'indagine per la valutazione della resistenza a compressione dei campioni oggetto di studio (Tabella 6.3 e Tabella 6.4) hanno presentato valori molto differenti rispetto

a quelli di targa forniti dal produttore (Tabella 4.12). In particolare, si osserva che, per quanto riguarda il marmo, il valore medio misurato di C_0 è circa il 63% di quello di targa (Tabella 4.12) mentre nel caso della pietra di Luserna, il valore medio misurato è risultato pari al 20% in più rispetto a quello di letteratura.

Confrontando invece i valori dei moduli elastici riportati in Tabella 4.12 con quelli della prova a compressione (Tabella 6.4), è possibile osservare che, nel caso dei provini di marmo, il valore medio di E_t è pari al *70%* di quello di targa. Al contrario, per la pietra di Luserna, il confronto fra il valore di E_t e quello di E_s con i rispettivi valori trovati in letteratura ha fornito risultati rispettivamente pari a circa il 90% e l'80% dei rispettivi valori di targa forniti dal produttore.

Infine si è valutata la relazione tra i risultati riportati in Tabella 6.4 con quelli misurati mediante indagine conservativa (indagine geofisica) in Tabella 6.2. In particolare, nel caso del marmo, il valore di *E* misurato durante l'indagine geofisica e successivamente con quella a compressione (considerando E_t) è risultato circa lo stesso, mentre nel caso del coefficiente di Poisson medio, valutato per le due tipologie di indagine, il valore è differente. Infatti si è potuto constatare che il valore ottenuto grazie alla geofisica è di circa il 55% di quello della prova a compressione. Tali valutazioni sono state effettuate anche nel caso della pietra di Luserna in cui, a differenza del marmo, il valore medio del modulo di Young ricavato dalle prove geofisiche è l'85% di quello valutato mediante prova UCS. Il Coefficiente di Poisson invece è risultato pressoché lo stesso ($\nu_{t,medio}(UCS) \cong \nu_{medio}\ (geofisica)$)

6.3 Risultati indagini a distruzione – BTS

Le prove di trazione indiretta (Prova Brasiliana) svolte in laboratorio su 12 provini di marmo e 10 di pietra di Luserna, descritte al paragrafo 5.1.2, hanno permesso di definire il valore di resistenza a trazione medio dei materiali analizzati. Infatti, note le dimensioni del provino e il valore del carico che ha portato a rottura il provino (formazione di fratture pseudo – verticali), è stato possibile utilizzare la seguente formula empirica per la definizione della resistenza a trazione:

$$f_{t,ind} = \frac{2F_{max}}{\pi DL}$$

dove:

- $f_{t,ind}$ rappresenta la resistenza a trazione del provino, espressa in *MPa*;
- *D* e *L* sono rispettivamente il diametro e l'altezza del provino, in *mm* (paragrafo 5.1.2);
- F_{max} è il carico a rottura applicato dalla piastra di carico, in *N*.

In particolare, i risultati ottenuti sono riportati nella seguente tabella (Tabella 6.5).

Tabella 6.5: Resistenza a trazione valutata per ciascun provino secondo la prova Brasiliana.

Marmo		***Pietra di Luserna***	
Campioni	$f_{t,ind}$ *(MPa)*	*Campioni*	$f_{t,ind}$ *(MPa)*
1	14.53	13	34.52
2	13.93	14	28.84
3	13.46	15	27.21
4	12.63	16	22.37
5	**9.67**	17	33.28
6	13.44	18	30.69
7	14.94	19	35.03
8	13.54	20	31.29
9	12.82	21	31.12
10	14.29	22	31.03
11	**16.66**		
12	14.90		

Tuttavia, al fine di definire un valore medio di resistenza a trazione per i due materiali considerati, visto il maggior numero di provini di marmo, si è deciso di escludere i valori massimo e minimo (campioni 5 e 11).

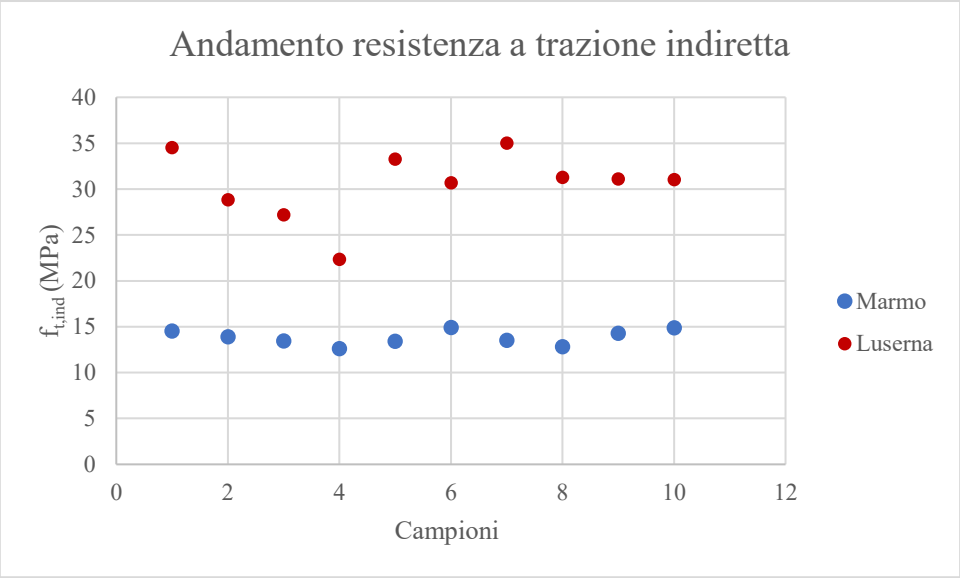


Figura 6.2: Andamento della resistenza a trazione ottenuta mediante prova brasiliana nei campioni di marmo (esclusi campioni 5 e 11) e di pietra di Luserna.

Di conseguenza, come si osserva in Figura 6.2, i valori medi di resistenza a trazione (BTS) presentano un andamento molto variabile nel caso della pietra di Luserna mentre per quanto riguarda il marmo si ha un trend omogeneo. In particolare, si riportano in Tabella 6.6 i valori medi della resistenza a trazione indiretta per i due materiali analizzati.

Tabella 6.6: Valori medi di resistenza a trazione e valore della deviazione standard misurata per i due campioni.

Marmo		***Pietra di Luserna***	
$f_{t,ind}$ *,medio(Mpa)*	13.85	$f_{t,ind}$ *,medio(Mpa)*	30.54
Scarto (±)	0.81	*Scarto (±)*	3.73

I risultati ottenuti mostrano un'elevata differenza rispetto ai valori di resistenza a compressione a rottura. In particolare, nel caso del marmo, $f_{t,ind}$ *,medio* è risultato pari a circa il 17% di C_0 riportato in Tabella 6.3. Invece, nel caso della pietra di Luserna, il valore di $f_{t,ind}$ *,medio* è pari a circa il 15% del valore di C_0.

Inoltre è possibile osservare che il valore medio della resistenza a trazione della pietra di Luserna è più del doppio del valore di quella del marmo. Tale aspetto è dovuto principalmente alle caratteristiche di scistosità che contraddistinguono la pietra di Luserna ma anche alla maggiore durezza rispetto al marmo. Per quanto riguarda la scistosità, infatti, durante lo svolgimento delle prove di laboratorio si è potuto osservare che, oltre ai piani di rottura sub-verticali che si ottengono tipicamente al termine di una prova brasiliana (5-10° a destra e a sinistra dell'asse verticale), sono presenti dei piani verticali di rottura perpendicolari al proprio asse del disco di roccia analizzato (Figura 6.3).

Figura 6.3: Piani di rottura che si generano nella pietra di Luserna al termine della prova brasiliana.

Le fratture perpendicolari all'asse del provino, evidenziate nell'immagine a destra in Figura 6.3, sono dovute alla minor resistenza interna del materiale a causa della presenza dei piani di scistosità che caratterizzano la Pietra di Luserna, che è uno gneiss lamellare.

Al contrario, il marmo non presenta piani verticali di rottura, una roccia metamorfica omogenea alla scala del porvino. Per questo motivo le uniche fratture che si generano a rottura per trazione indiretta sono quelle sub-verticali, come si osserva in Figura 6.4.

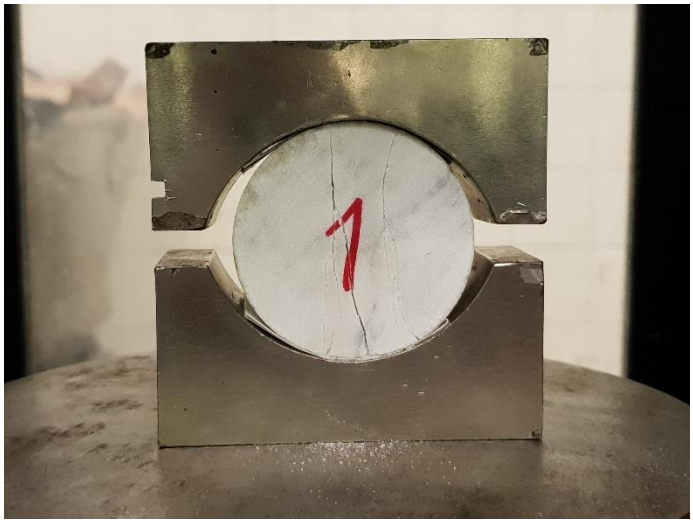


Figura 6.4: Esempio di piani di rottura per trazione indiretta in un provino di marmo.

Di seguito, a titolo di esempio, in Figura 6.5 e in Figura 6.6, si riportano le immagini relative alla situazione precedente e successiva alla rottura per trazione indiretta relative rispettivamente ai provini di marmo e di pietra di Luserna analizzati nel corso dell'indagine. In particolare, a causa delle differenti proprietà dei materiali considerati, si osserva una differenza nelle fratture generate a seguito della rottura dei provini. Infatti, per quanto riguarda i dischi di marmo, le fratture sono nette e ben definite, mentre nel caso della pietra di Luserna, a causa della struttura lamellare, oltre alle fratture verticali, si ha la formazione di scaglie appiattite. Queste ultime si formano perché il provino, nel

caso in esame, è caratterizzato da una stratificazione che in Figura 6.6 è perpendicolare all'asse del provino collocato nella pressa.

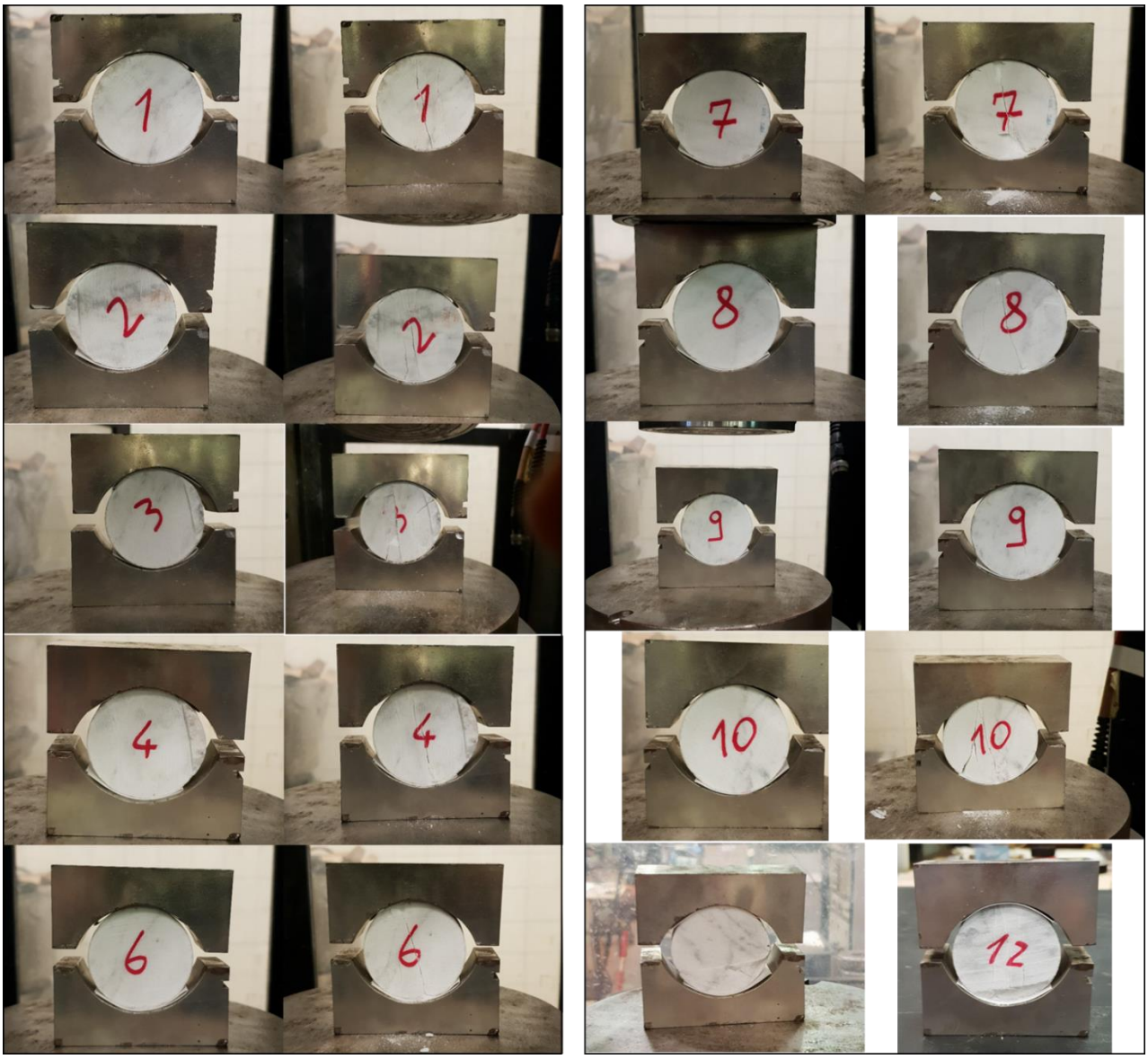


Figura 6.5: Confronto provini di marmo prima e dopo la rottura per trazione indiretta (prova Brasiliana).

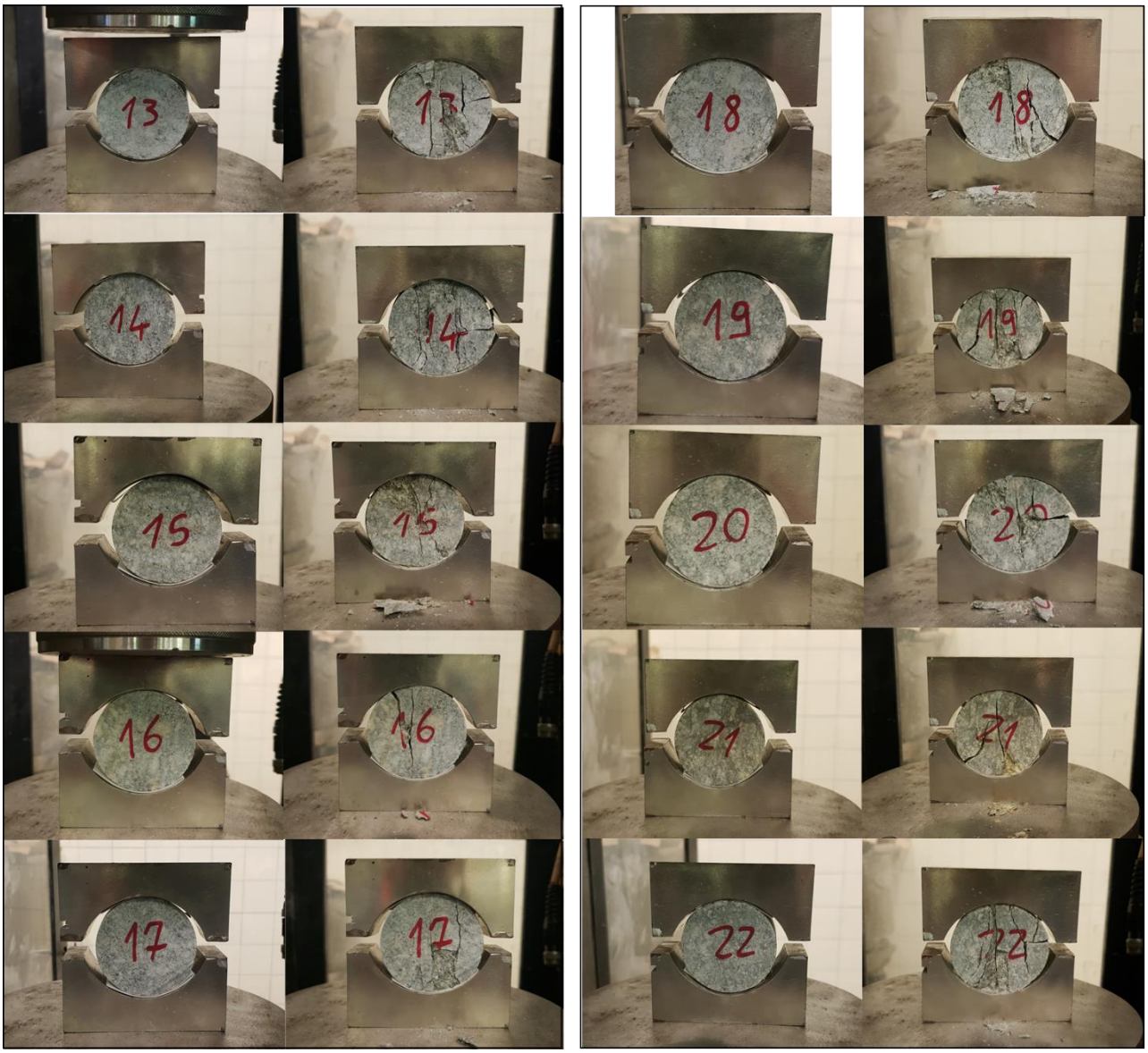


Figura 6.6: Confronto provini di pietra di Luserna prima e dopo la rottura per trazione indiretta (prova Brasiliana).

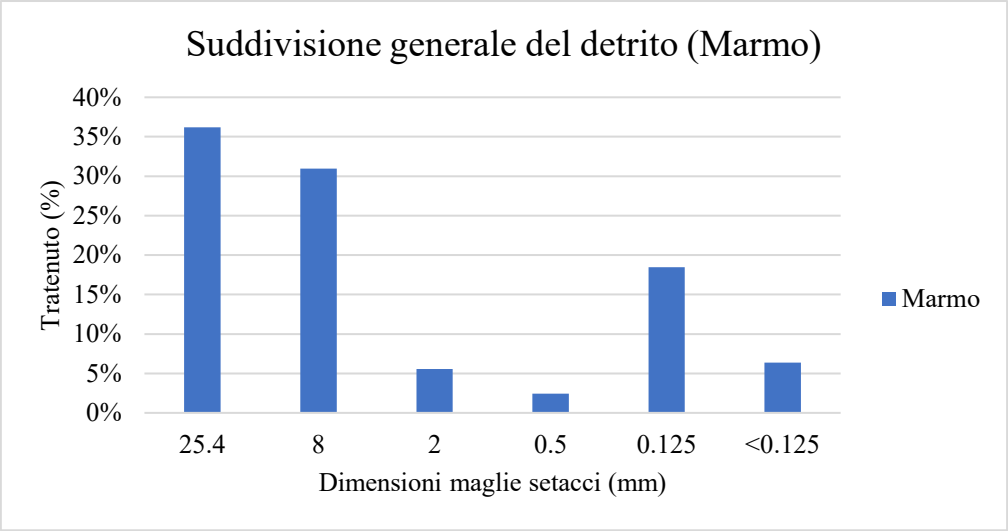
6.4 Risultati analisi granulometrica

L'esecuzione della prova descritta al paragrafo 5.4 ha permesso, in primo luogo, di effettuare una valutazione della pezzatura del detrito. Per questo motivo, sulla base delle percentuali di materiale trattenuto ottenute impiegando una serie di setacci con apertura nota delle maglie, si è ottenuta la suddivisione in classi granulometriche del detrito come si osserva in Figura 6.7 sulla base della procedura proposta in letteratura (Tuncdemir et al., 2008). In particolare, trascurando le eventuali perdite dovute alle operazioni di setacciatura, il peso totale di tutti i campioni di marmo è risultato pari a 1541.26 g, mentre per la pietra di Luserna erano disponibili 1781.64 g. Tali valori sono stati considerati, rispettivamente per il Marmo e la Pietra di Luserna, per la definizione delle percentuali di trattenuto sui setacci rispetto al totale, come mostrato in Tabella 6.7.

Tabella 6.7: Percentuale di materiale trattenuto sui vari setacci rispetto al peso totale del detrito rispettivamente di Marmo e di Pietra di Luserna.

Marmo		
Peso totale materiale trattenuto (tot)	***(g)***	***% rispetto al peso totale prima della setacciatura***
Peso totale trattenuto al setaccio 25.4 mm	557.65	36.18%
Peso totale trattenuto al setaccio 8 mm	477.47	30.98%
Peso totale trattenuto al setaccio 2 mm	85.52	5.55%
Peso totale trattenuto al setaccio 0.5 mm	37.21	2.41%
Peso totale trattenuto al setaccio 0.125 mm	284.71	18.47%
Peso totale trattenuto sul fondo <0.125 mm	98.11	6.37%
Peso campioni effettivo (dopo setacciatura)	1540.67	99.96%
Peso tot prima della fase di setacciatura	1541.26	100%
Perdite di materiale	0.59	0.04%
Pietra di Luserna		
Peso totale materiale trattenuto (tot)	***(g)***	***% rispetto al peso totale prima della setacciatura***
Peso totale trattenuto al setaccio 25.4 mm	15.29	0.86%
Peso totale trattenuto al setaccio 8 mm	1060.36	59.52%
Peso totale trattenuto al setaccio 2 mm	330.87	18.57%
Peso totale trattenuto al setaccio 0.5 mm	196.2	11.01%
Peso totale trattenuto al setaccio 0.125 mm	106.35	5.97%
Peso totale trattenuto sul fondo <0.125 mm	69.27	3.89%
Peso campioni effettivo (dopo setacciatura)	1778.34	99.81%
Peso campioni prima della fase di setacciatura	1781.64	100%
Perdite di materiale	3.3	0.19%

Si riportano graficamente, negli istogrammi in Figura 6.7, i valori rappresentati in Tabella 6.7.



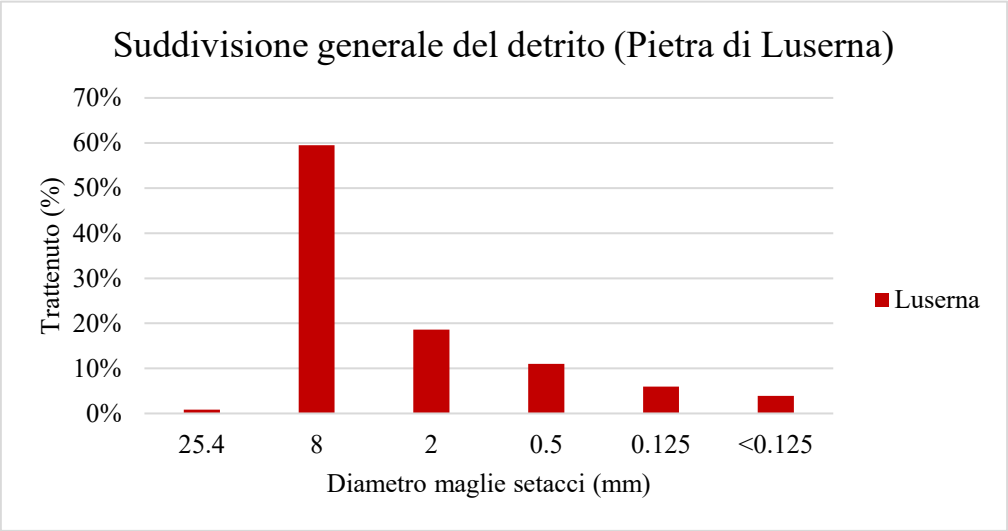


Figura 6.7: Variazione della pezzatura del detrito analizzato: in alto si fa riferimento ai campioni di marmo mentre sotto a quelli di pietra di Luserna.

La differenza principale che si riscontra riguarda le dimensioni più grossolane del marmo. Infatti si osserva che, nel caso della pietra di Luserna, la percentuale di trattenuto sui setacci aventi maglie di diametro 25,4 mm è praticamente nulla mentre nel caso del marmo si aggira attorno al 36%

Un'altra differenza tra i grafici in Figura 6.7 riguarda il materiale trattenuto al setaccio con maglie di diametro 8 mm in cui si riscontra una percentuale doppia di materiale nel caso della Luserna rispetto a quella di marmo. Tale aspetto, tuttavia, può essere fonte di un'ulteriore osservazione: l'elevata percentuale di scaglie di roccia trattenute al setaccio ASTM-8mm dipende dalla tipica struttura stratificata della Luserna implicando così una ridotta polverizzazione del materiale che invece è un aspetto rilevante nel caso del marmo. Infatti, se nel caso della pietra di Luserna i valori della percentuale di trattenuto negli ultimi 4 setacci tende a diminuire costantemente, nel marmo si osserva un elevato di quantitativo di materiale trattenuto negli ultimi due setacci di base (0.125 e <0.125 mm) della colonna utilizzata.

Inoltre, considerando i risultati dell'analisi granulometrica, per completezza, è stato possibile costruire le curve granulometriche medie delle percentuali cumulate del trattenuto sui setacci della colonna di prova considerata (Figura 6.8).

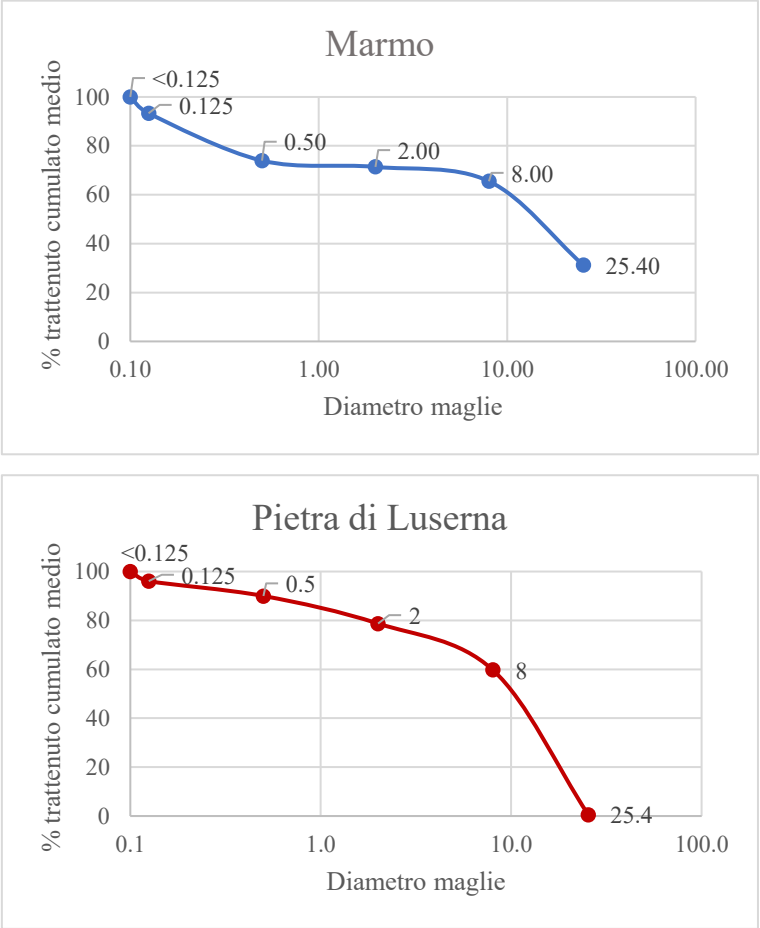


Figura 6.8: Curve granulometriche cumulate del materiale trattenuto sui setacci della colonna di prova utilizzata (25.4, 8, 2, 0.5, 0.125 e <0.125.

Tali curve confermano quanto affermato in precedenza nella descrizione degli istogrammi in Figura 6.7. Infatti si osserva come nel caso della Luserna, a differenza del marmo, il valore di trattenuto sul setaccio 25.4 sia praticamente nullo per poi notare una decrescita costante della percentuale di trattenuto a partire dal setaccio con maglie da 8 mm fino al fondo della colonna (<0.125 mm). Il marmo presenta invece un andamento variabile poiché le classi granulometriche più rilevanti sono le prime due (setacci con maglie di diametro 25.4 e 8 mm) e le ultime due (0.125 e >0.125 mm). In particolare, tale aspetto è dimostrato graficamente in quanto, in riferimento alle classi centrali (2 e 0.5 mm), è presente un plateau affiancato da bruschi cambiamenti di pendenza nell'andamento della curva. Questo fatto è simbolo di una caduta in termini di percentuale media di trattenuto come indicato negli istogrammi precedenti (Figura 6.7).

Per quanto riguarda un'analisi più dettagliata della variazione granulometrica del detrito prodotto, si è valutata la dispersione percentuale del trattenuto nei vari setacci per ciascun campione derivante dai

diversi solchi di acquisizione effettuati (Figura 6.9). È possibile osservare che, nel caso del marmo, per quanto riguarda i setacci con maglie da 25,4 e 8 mm, la dispersione dei risultati è molto ampia mentre negli ultimi 4 (setacci con maglie da 2, 0.5, 0.125 e <0.125 mm) è bassa.

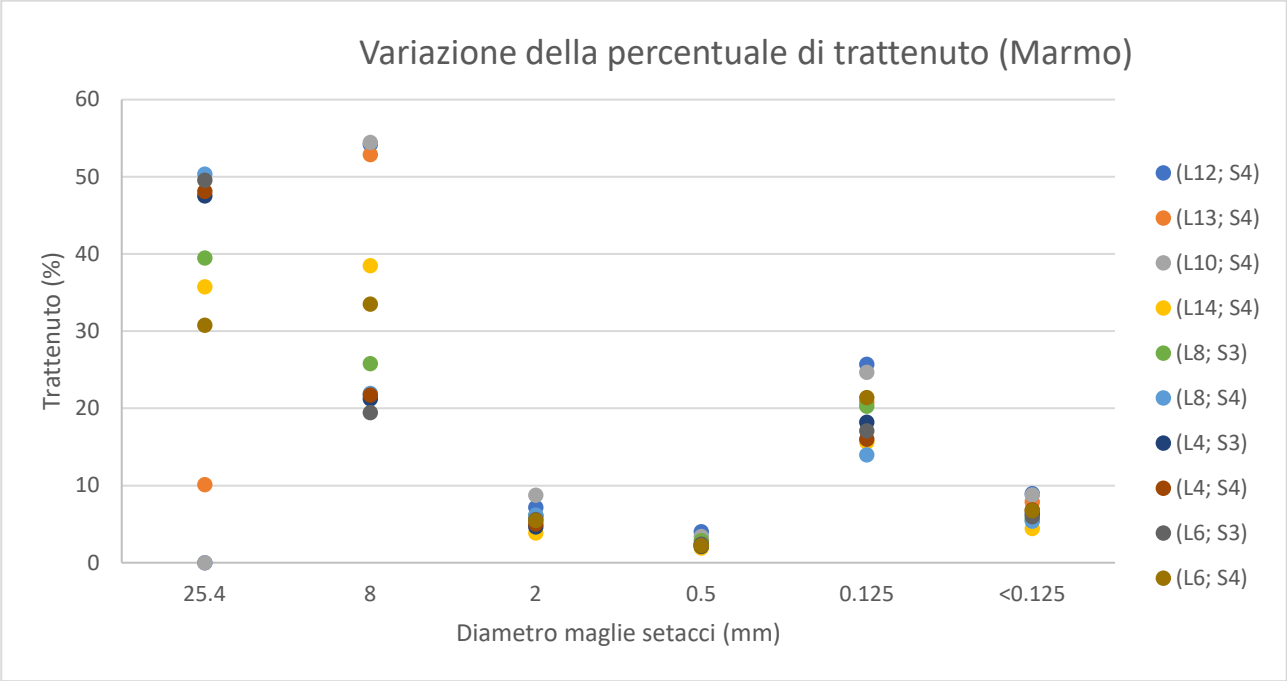


Figura 6.9: Oscillazione della percentuale di detrito trattenuto al variare dei solchi realizzati nelle prove con ILCM in marmo.

Per quanto riguarda invece la pietra di Luserna (Figura 6.10), anche in questo caso si osserva un'elevata dispersione dei valori di percentuale di trattenuto al setaccio con maglie da 8 mm mentre nel caso dei diametri dei setacci inferiori la dispersione continua a rimanere bassa.

Tale aspetto probabilmente può essere spiegato considerando quanto affermato nello studio di Ho-Young et al., (2017) dove, sulla base di dati sperimentali, si osserva che, all'aumentare della profondità di penetrazione, le chips di roccia assumono maggiori dimensioni e allo stesso tempo una distribuzione granulometrica ampia.

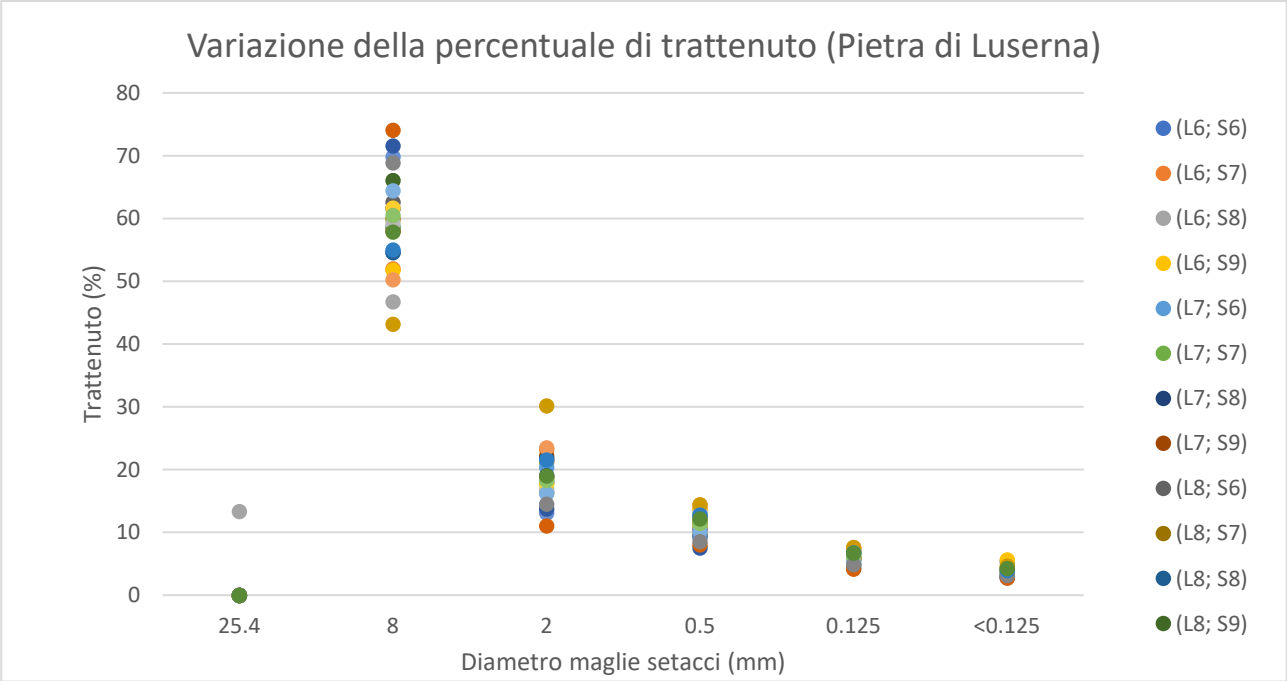


Figura 6.10: Oscillazione della percentuale di detrito trattenuto al variare dei solchi realizzati nelle prove con ILCM per la pietra di Luserna.

Inoltre, una volta definita la percentuale media di trattenuto da ciascun setaccio per entrambe le tipologie di detrito, è stato possibile valutare come variano tali percentuali in funzione del rapporto s/p. In primo luogo si riporta l'andamento grafico, sottoforma di istogramma, relativo al marmo (Figura 6.11).

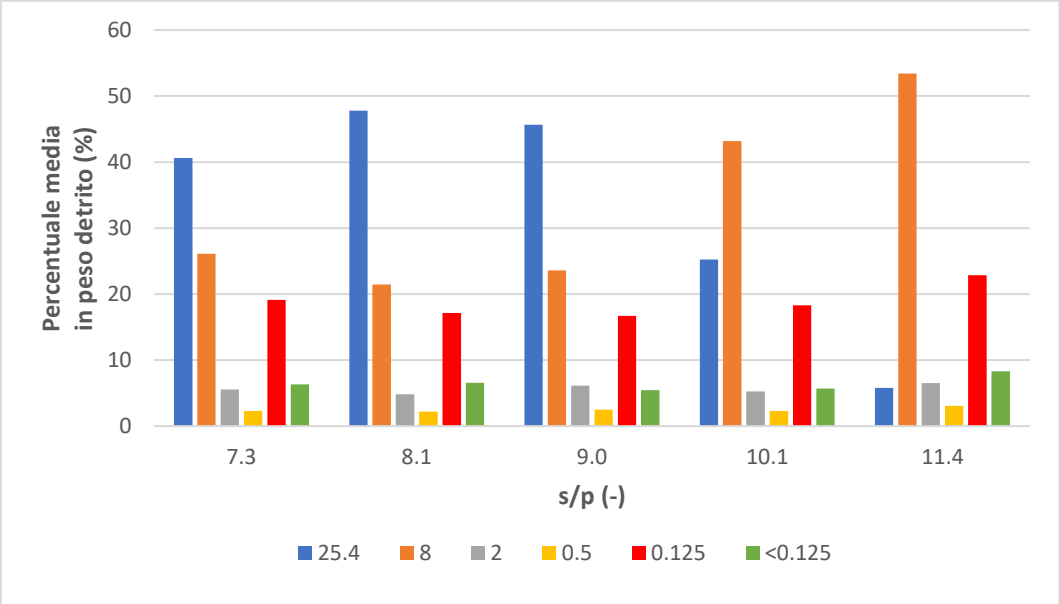


Figura 6.11: Variazione percentuale di trattenuto medio sui setacci considerati in funzione del rapporto s/p (Marmo).

Per quanto riguarda i dati utilizzati per la costruzione del grafico in Figura 6.11, si fa riferimento ai dati indicati in Tabella 6.8.

Tabella 6.8: Valore percentuale medio di trattenuto sui setacci al variare del rapporto s/p ottenuto durante le indagini precedenti (Marmo).

		Diametro maglie setacci (mm)						
		25.4	***8***	***2***	***0.5***	***0.125***	***<0.125***	
s/p (-)	***7.3***	40.62	26.12	5.54	2.28	19.12	6.32	***% peso medio trattenuto Marmo***
	8.1	47.79	21.46	4.81	2.21	17.16	6.58	
	9.0	45.63	23.60	6.13	2.49	16.70	5.45	
	10.1	25.24	43.16	5.28	2.32	18.28	5.72	
	11.4	5.81	53.42	6.51	3.07	22.86	8.32	

È possibile notare in Figura 6.11 che in corrispondenza del valore ottimale di s/p, compreso tra 8 e 9 per il marmo (Rispoli, 2018), la percentuale media di materiale con dimensioni >25.4 mm è circa il 50% del peso medio del detrito raccolto per il corrispondente livello che in questo caso è il numero 4 (confronto s/p - numero livello (Tabella 6.13)). Inoltre, considerando sempre il setaccio con maglie da 25.4 mm, si osserva che la percentuale di trattenuto medio è elevata anche per i rapporti s/p adiacenti a quello ottimale ma subisce un calo per gli ultimi due valori di s/p a destra. Tale aspetto è molto importante in quanto l'obiettivo principale della teoria del distacco di roccia mediante utensile rotolante è quello di minimizzare l'energia specifica di scavo garantendo il distacco di scaglie il più grande possibile evitando la comminuzione eccessiva del materiale. Oltre al resto, per quanto riguarda il grafico in Figura 6.11, è importante sottolineare un'ultima cosa ovvero il trend del trattenuto medio al setaccio con diametro delle maglie di 8 mm che è opposto a quello descritto in precedenza. Ciò può essere dovuto al fatto che, diminuendo la penetrazione, a parità di spaziatura, le scaglie di roccia ottenute sono caratterizzate da dimensioni inferiori rispetto a quelle distaccate considerando la geometria di taglio ottimale (*s/p = 8-9*). Infatti si osserva che, a una diminuzione della percentuale di trattenuto medio al setaccio 25.4 mm, si ha un incremento delle percentuali relative ai setacci con maglie di diametro 8, 2, 0.5, 0.125 e <0.125mm.

Per quanto riguarda invece la pietra di Luserna, l'andamento della percentuale di trattenuto medio rispetto al peso totale del relativo detrito è differente rispetto al marmo, probabilmente a causa delle caratteristiche geomeccaniche. Il grafico di Figura 6.12 riporta la percentuale media in peso del detrito ottenuto per differenti rapporti s/p

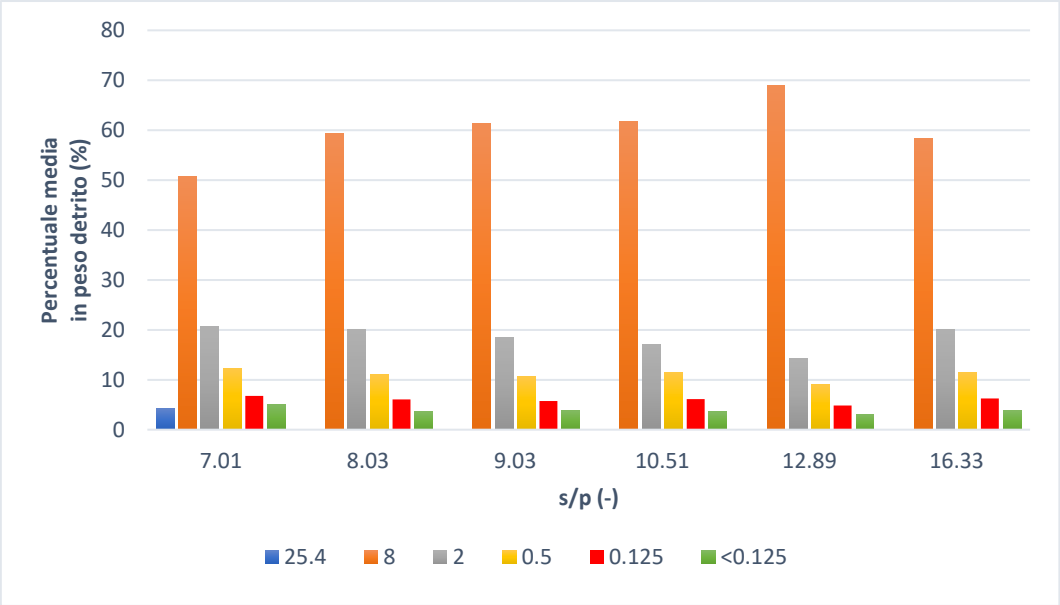


Figura 6.12: Variazione percentuale di trattenuto medio sui setacci considerati in funzione del rapporto s/p (Pietra di Luserna).

Per quanto riguarda i valori numerici utilizzati per la costruzione del grafico in Figura 6.12, si fa riferimento ai dati indicati in Tabella 6.9.

Tabella 6.9: Valore percentuale medio di trattenuto sui setacci al variare del rapporto s/p ottenuto durante le indagini precedenti (Pietra di Luserna).

		Diametro maglie setacci						
		25.4	***8***	***2***	***0.5***	***0.125***	***<0.125***	
s/p (-)	***7.01***	4.29	50.80	20.73	12.36	6.75	5.07	***% peso medio trattenuto Pietra di Luserna***
	8.03	0	59.26	20.07	10.99	6.03	3.65	
	9.03	0	61.29	18.49	10.65	5.75	3.83	
	10.51	0	61.65	17.13	11.55	6.12	3.54	
	12.89	0	68.87	14.22	8.98	4.83	3.10	
	16.33	0	58.42	20.02	11.45	6.24	3.86	

Sulla base di quanto riportato al paragrafo 4.3 del Capitolo 4, il valore ottimale di s/p nel caso della pietra di Luserna è risultato molto simile a quello ottenuto per il marmo. Di conseguenza è stato possibile effettuare le stesse considerazioni fatte per il grafico in Figura 6.11 anche se ciò che si osserva in Figura 6.12 non rispecchia quanto affermato per il marmo. Infatti, si nota che per i valori di s/p considerati nel grafico, la percentuale media di trattenuto sui setacci con maglie più grossolane (25,4 e 8 mm) è pressoché costante (attorno al 60%) con lievi variazioni. È possibile quindi affermare che, nonostante il peso medio del materiale distaccato nei livelli di acquisizione sia variabile, le percentuali medie di trattenuto sui vari setacci non cambiano al variare del rapporto s/p.

Inoltre, un ulteriore aspetto, legato alle caratteristiche geomeccaniche della pietra di Luserna, riguarda il motivo per cui sul setaccio da 25.4 mm non si ha praticamente mai materiale trattenuto: ciò dipende

probabilmente dalla natura del materiale considerato che implica la formazione, di scaglie più sottili e strette che durante la fase di setacciatura riescono a passare attraverso maglie di apertura minore.

Come anticipato al paragrafo al 5.4, l'obiettivo principale di tali prove è stato quello di definire il Coarseness Index (CI). Tale parametro, secondo quanto descritto da Roxborough e Rispin (1973b), consiste in un numero adimensionale utilizzato principalmente per un confronto tra le dimensioni del detrito prodotto. L'indice CI si valuta considerando la somma cumulata delle percentuali in peso trattenute in ogni setaccio utilizzato per lo svolgimento dell'indagine, come mostrato a titolo di esempio in Tabella 6.10.

Tabella 6.10: Esempio di parametri misurati nel corso dell'analisi granulometrica necessari alla valutazione del CI (si riporta il caso del livello 10-solco 4 per il marmo e il livello 6-solco 7).

Marmo									
Livello	***Solco***	***Peso Tot (g)***	***Dim (mm)***	***Tara (g)***	***Peso+tara (g)***	***Peso (g)***	***Tratt (%)***	***Tratt cum (%)***	***CI***
10 (14)	4 (5)	79.66	25.4	554.32	554.32	0	0	0	375.34
			8	431.13	474.55	43.42	54.42	54.42	
			2	395.57	402.54	6.97	8.74	63.16	
			0.5	316.98	319.68	2.7	3.38	66.55	
			0.125	274.4	294.08	19.68	24.67	91.21	
			<0.125	457.59	464.6	7.01	8.79	100	
			Tot			79.78	100	375.34	
Pietra di Luserna									
Livello	***Solco***	***Peso Tot (g)***	***Dim (mm)***	***Tara (g)***	***Peso+Tara (g)***	***Peso (g)***	***Tratt (%)***	***Tratt cum (%)***	***CI***
6 (5)	7	85.36	25.4	554.18	554.18	0	0	0	412.5
			8	431.14	475.45	44.31	51.99	51.99	
			2	395.56	415.35	19.79	23.22	75.21	
			0.5	316.99	328.79	11.8	13.84	89.05	
			0.125	274.43	280.56	6.13	7.19	96.25	
			<0.125	457.55	460.75	3.2	3.75	100	
			Tot			85.23	100	412.50	

In generale è opportuno considerare, inoltre, che il valore ottenuto di CI dipende dall'apertura delle maglie dei setacci che è correlata a sua volta alla tipologia di materiale da analizzare. Si è quindi fatto riferimento allo studio di Tuncdemir et al., (2008) in cui si consiglia l'utilizzo di una certa colonna di setacci come descritto al paragrafo 5.4.1. I valori di CI ottenuti per i campioni di marmo sono indicati in Tabella 6.11.

Tabella 6.11: Valori di CI calcolati per i diversi solchi relativi ai campioni di marmo.

Marmo									
Livello	***Solco***	***s (mm)***	***p (mm)***	***s/p (-)***	***$(s/p)_{medio}$ (-)***	***SE (MJ/m^3)***	***SE_{medio} (MJ/m3)***	***CI (-)***	***CI_{medio} (-)***
12	4 (5)	40	3.5	11.4	11.41	36.6	32.98	371.9	388.7
12 (13)	4 (5)	40	3.5	11.4		29.3		405.5	
10	4 (5)	40	4.0	10.1	10.11	38.7	29.48	375.3	419.4
10 (14)	4 (5)	40	4.0	10.1		20.2		463.5	
8	3 (6)	40	4.5	8.9	8.96	27.6	25.22	444.7	460.5
8	4 (5)	40	4.5	9.0		22.9		476.3	
4	3 (6)	40	4.9	8.1	8.11	22.6	23.48	458.8	460.9
4	4 (5)	40	4.9	8.1		24.3		463	
6	3 (6)	40	5.5	7.3	7.32	28.3	25.92	464.2	447.05
6	4 (5)	40	5.5	7.3		23.5		429.9	

Per quanto riguarda i campioni di detrito di pietra di Luserna, i valori di CI sono riportati in Tabella 6.12.

Tabella 6.12: Valori di CI calcolati per i diversi solchi relativi ai campioni di pietra di Luserna.

Pietra di Luserna									
Livello	***Solco***	***s (mm)***	***p (mm)***	***s/p (-)***	***$(s/p)_{medio}$ (-)***	***SE (MJ/m^3)***	***SE_{medio} (MJ/m3)***	***CI (-)***	***CI_{medio} (-)***
6 (5)	6	30	4.3	7.0	7.01	56.36	54.12	413.0	416.55
6 (5)	7	30	4.3	7.0		56.62		412.5	
6 (5)	8	30	4.3	7.0		46.89		434.6	
6 (5)	9	30	4.3	7.0		56.60		406.1	
7 (7)	6	30	3.7	8.0	8.03	44.42	45.77	423.7	425.1
7 (7)	7	30	3.7	8.0		48.49		420.8	
7 (7)	8	30	3.7	8.0		42.16		430.6	
7 (7)	9	30	3.7	8.1		47.99		425.3	
8 (9)	6	30	3.3	9.0	9.03	41.24	46.33	428.9	426.85
8 (9)	7	30	3.3	9.0		50.77		424.9	
8 (9)	8	30	3.3	9.1		56.14		416.3	
8 (9)	9	30	3.3	9.0		37.18		437.3	
9 (11)	6	30	2.9	10.5	10.51	41.68	54.58	442.1	424.7
9 (11)	7	30	2.9	10.5		69.22		407.9	
9 (11)	8	30	2.9	10.5		58.33		421.1	
9 (11)	9	30	2.8	10.6		49.09		427.7	
11 (13)	6	30	2.3	13.0	12.89	55.30	48.39	432.4	438.675
11 (13)	7	30	2.3	12.9		56.08		425.8	
11 (13)	8	30	2.3	12.9		43.72		446.9	
11 (13)	9	30	2.3	12.8		38.46		449.6	
12 (15)	6	30	1.9	16.2	16.33	45.10	59.44	441.1	419.225
12 (15)	7	30	1.8	16.2		75.48		399.5	
12 (15)	8	30	1.8	16.4		55.08		416.8	
12 (15)	9	30	1.8	16.5		62.11		419.5	

Per quanto riguarda la valutazione dei risultati ottenuti, si sono considerati i valori medi in funzione dei diversi livelli di acquisizione dati. Tra i vari aspetti di interesse, è opportuno valutare il confronto Coarseness Index (*CI*) – profondità di penetrazione dell'utensile (Ho-Young et al., 2017). Ciò permette di considerare l'effetto della profondità di penetrazione sulle dimensioni del detrito e sulla sua distribuzione granulometrica.

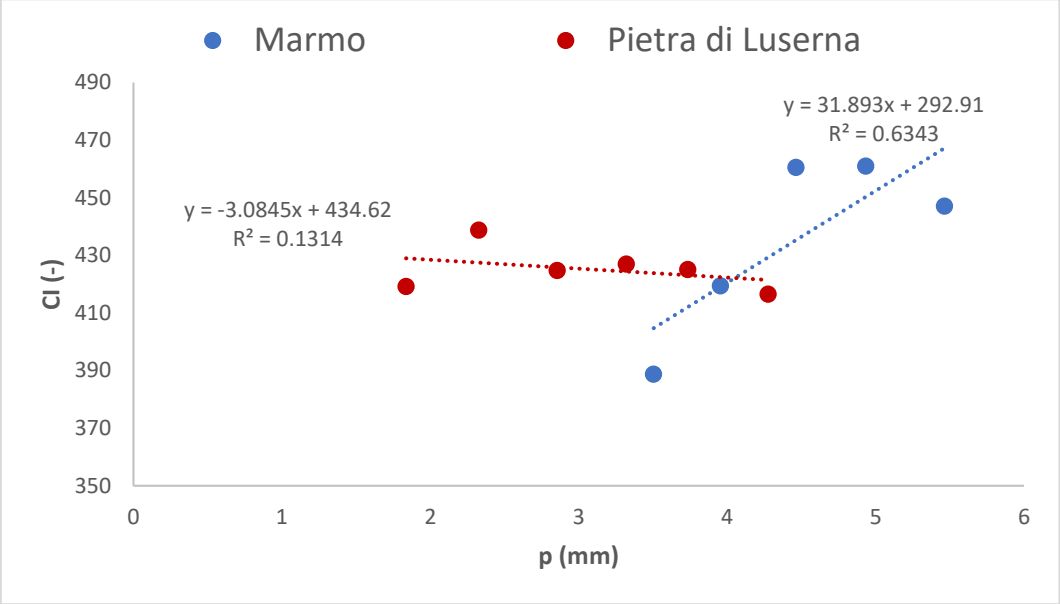


Figura 6.13: Relazione tra Coarseness Index e profondità di penetrazione utensile.

Solamente l'andamento del marmo indicato in Figura 6.13 può essere relazionato a quello rappresentato nello studio di Ho-Young dove si è osservato che, sulla base della teoria del distacco di scaglie a seguito del passaggio di un utensile, l'efficienza del taglio è ottimizzata, a parità di spaziatura, per valori di penetrazione elevata.

Un ulteriore aspetto importante riguarda la relazione tra *CI* e l'energia specifica di scavo (*SE*).

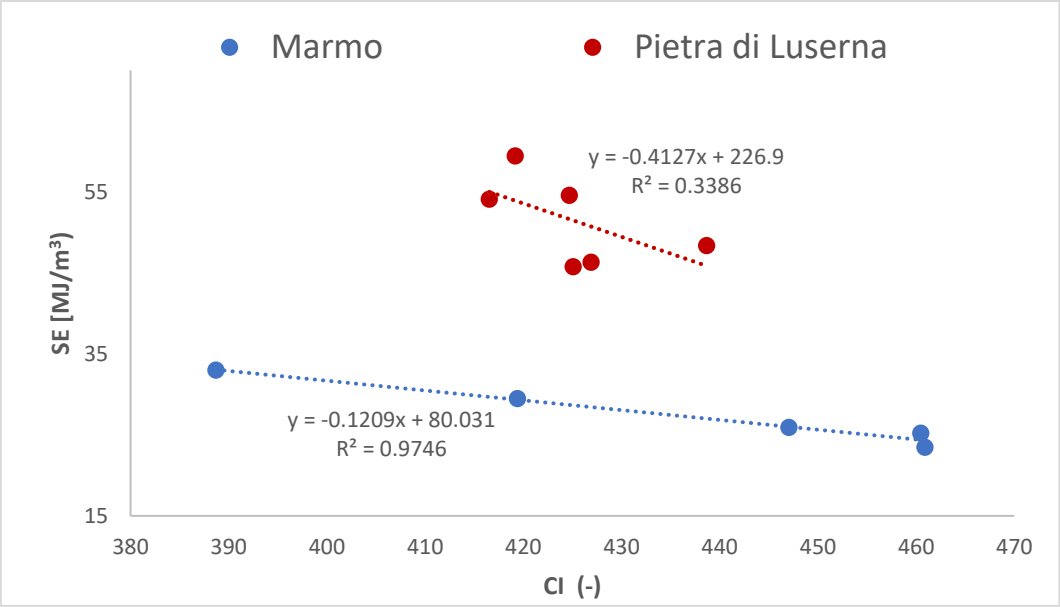
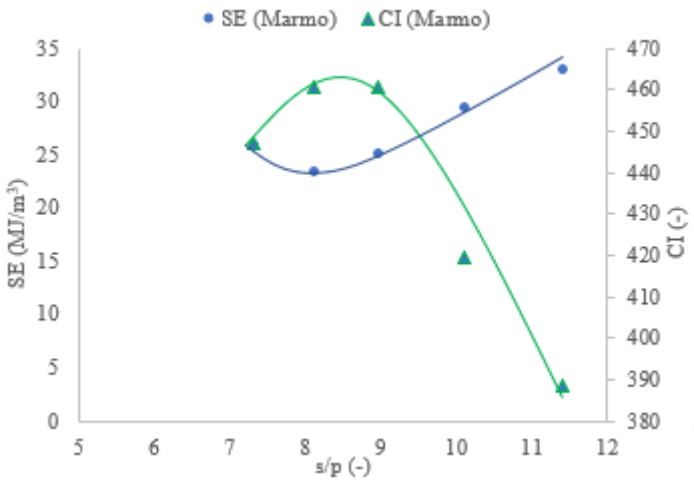


Figura 6.14: Relazione tra Coarseness Index e energia specifica di scavo.

La relazione in Figura 6.14 mostra come, all'aumentare di *CI*, l'efficienza di scavo sia maggiore in quanto l'energia specifica diminuisce (Ho-Young et al., 2017). Tale aspetto, osservando la pendenza delle rette interpolanti i punti relativi ai valori medi del detrito delle due tipologie di campioni di roccia, è più evidente nel caso della pietra di Luserna in cui la pendenza della retta è maggiore rispetto al caso del marmo.

Inoltre, secondo quanto affermato nello studio di Roxborough and Rispin (1973a), si è visto che, in funzione dei valori del rapporto s/p ricavati dalle prove svolte con LCM in roccia, i valori di *CI* calcolati sono caratterizzati da una tendenza inversa rispetto all'andamento dell'energia specifica. Ciò è dimostrato dal fatto che i valori di *CI* più alti coincidono con i casi in cui il valore di energia specifica è più bassa.



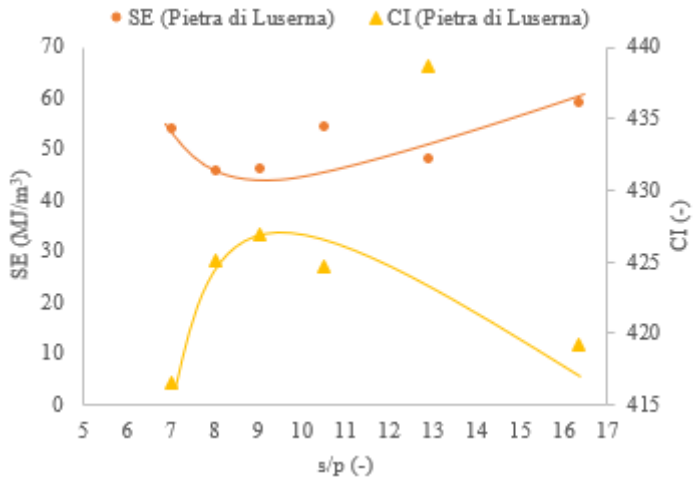


Figura 6.15: Confronto tra andamento relazione s/p-CI e s/p-SE.

Gli andamenti dei grafici in Figura 6.15 sono in perfetto accordo con quanto descritto nello studio di Roxborough and Rispin (1973a) poiché, come osservabile, al valore minimo di *SE* corrisponde il massimo *CI*.

Infine, noti i valori del rapporto spaziatura-penetrazione per entrambi i materiali, si è valutato (Figura 6.16) il peso del detrito ottenuto da ciascun solco di acquisizione dati e se ne è calcolato il valore medio, come riportato in Tabella 6.13.

Tabella 6.13: Peso medio campione in funzione sia del livello di acquisizione considerato che del corrispondente rapporto spaziatura-penetrazione.

Marmo				
Livello	***s (mm)***	***p (mm)***	***s/p (-)***	***Peso medio campione (g)***
11	40.0	3.5	11.4	100.16
10	40.0	4.0	10.1	135.85
8	40.0	4.5	9.0	152.59
4	40.0	4.9	8.1	195.61
6	40.0	5.5	7.3	186.14
Pietra di Luserna				
Livello	***s (mm)***	***p (mm)***	***s/p (-)***	***Peso medio campione (g)***
6	30	4.3	7.01	89.06
7	30	3.7	8.03	95.22
8	30	3.3	9.03	85.02
9	30	2.9	10.51	66.04
10	30	2.3	12.89	64.91
12	30	1.8	16.33	44.32

Si osserva come in corrispondenza dei valori ottimali del rapporto s/p, come indicato nel grafico di Figura 6.15, il peso medio dei campioni sia il maggiore. Tale aspetto è un'ulteriore conferma del fatto che in corrispondenza del rapporto ottimale di s/p l'efficienza del distacco della roccia è massima in quanto si ottiene una maggiore quantità di detrito prodotto rispetto agli altri casi.

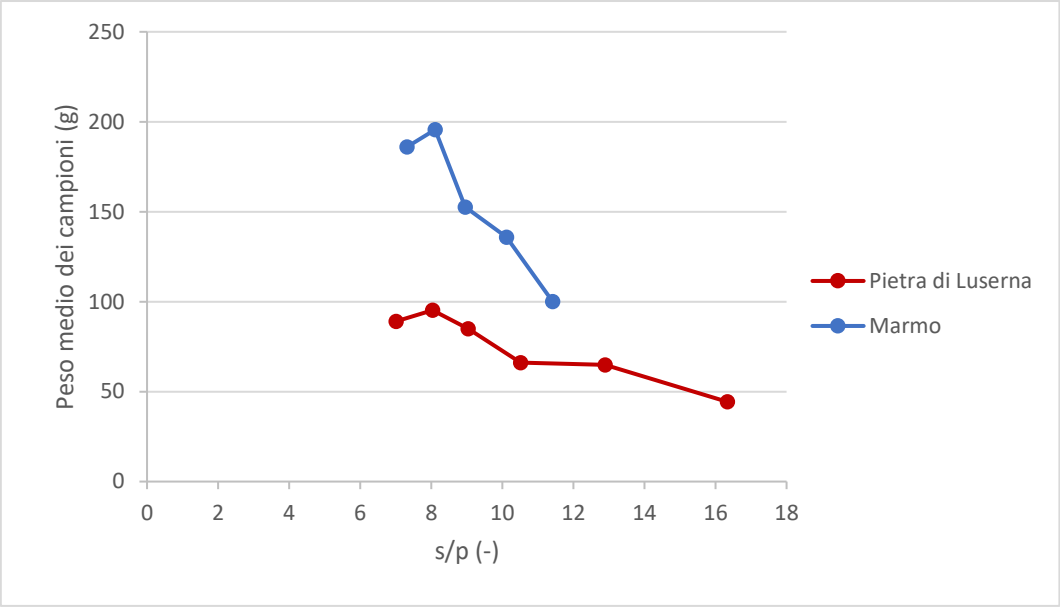


Figura 6.16: Relazione tra rapporto spaziatura-penetrazione e peso medio dei campioni di detrito di marmo e pietra di Luserna.

Conclusioni

L'esecuzione di grandi opere quali le infrastrutture sotterranee richiede la conoscenza e la valutazione di aspetti tecnico - economico ma anche organizzativi che interessano diverse competenze e ambiti. In particolare, sul piano tecnologico, le continue innovazioni introdotte negli ultimi anni hanno portato allo sviluppo di metodi di scavo di gallerie sempre più produttivi ed efficienti. L'interesse verso il presente elaborato è scaturito dall'opportunità di disporre di una serie di dati derivanti da prove mediante ILCM (*Intermediate Linear Cutting Machine*) in occasione di sperimentazioni effettuate nel corso degli ultimi 8 anni presso il DIATI, Politecnico di Torino. I risultati ottenuti grazie a tale attrezzatura di laboratorio, espressamente realizzata per valutare l'efficacia della coppia roccia-utensile nello scavo meccanico a piena sezione mediante utensili a disco, hanno rappresentato la base del presente elaborato. Infatti lo scopo dell'elaborato è stato quello di completare, mediante la caratterizzazione dei materiali precedentemente studiati con ILCM, le informazioni necessarie alla corretta progettazione della testa fresante di una TBM per lo scavo in roccia.

Si è ritenuto importante, nella parte iniziale dell'elaborato, effettuare un'introduzione generale sullo scavo di gallerie mostrando le differenze tra diversi metodi disponibili e gli aspetti fondamentali dello scavo in roccia. In particolare, però, si è dedicata maggiore attenzione allo scavo in roccia mediante TBM analizzandone le caratteristiche e la struttura. Inoltre, si è descritto il meccanismo di distacco delle scaglie al fronte a causa della penetrazione (moto di alimentazione) e della rotazione degli utensili sull'organo di scavo (moto di taglio) degli utensili montati sulla testa fresante. Si è quindi descritto il principio di funzionamento degli utensili a disco che rientrano nella categoria degli utensili rotolanti tipicamente impiegati nello scavo della roccia dura.

Nei seguenti due capitoli, 3 e 4, sono state analizzate le principali macchine da laboratorio per valutare, a diverse scale, l'efficienza del processo produttivo (distacco di scaglie mediante utensili a disco). Tale tipologia di indagine è importante in quanto permette di valutare le prestazioni di scavo e di realizzare un accurato progetto della geometria della testa fresante della TBM che dovrà realizzare lo scavo nel materiale analizzato precedentemente in laboratorio. In particolare, si sono descritte diverse attrezzature di laboratorio presenti in svariati centri di ricerca del mondo, tra cui l'ILCM del Politecnico di Torino. Su tali basi, si sono riportati i risultati ottenuti dagli studi effettuati mediante ILCM che, come anticipato, rappresentano il punto di partenza per il presente elaborato.

Si sono descritti, successivamente, i materiali impiegati per realizzare la caratterizzazione geomeccanica del materiale roccioso al fine dello scavo di gallerie con TMB. In particolare, dai blocchi di marmo e pietra di Luserna, sottoposti negli anni recenti a prove mediante ILCM, si sono ricavati dei provini al fine di eseguire delle indagini volte alla caratterizzazione fisica e geomeccanica della roccia studiata. Sono state quindi eseguite delle prove a distruzione come la prova a

compressione monoassiale e quella a trazione indiretta ma anche un'indagine geofisica, non distruttiva. Inoltre, il detrito prodotto dai solchi ottenuti grazie all'interazione fra l'utensile (a disco) e i campioni di roccia indagati è stato utilizzato per valutare sia l'energia specifica di scavo sia il Coarseness Index.

Sulla base dei risultati ottenuti sono stati effettuati confronti considerando le relazioni sia tra i parametri misurati sia tra quelli calcolati, per entrambe le tipologie di roccia.

Per quanto riguarda le indagini future, i risultati ottenuti hanno evidenziato la necessità di eseguire ulteriori prove al fine di garantire l'attendibilità dei parametri ricavati. In particolare, al fine di migliorare i risultati dell'analisi granulometrica svolta sul detrito di Pietra di Luserna, sarebbe opportuno cercare di correggere le problematiche, relative agli studi passati, sull'andamento dell'energia specifica in funzione del rapporto s/p. Inoltre sarebbe opportuno valutare le differenze riguardanti la pezzatura del detrito prodotto con ILCM al variare del rapporto spaziatura-penetrazione, mantenendo costante quest'ultima e variando la spaziatura nei diversi livelli di acquisizione dati.

7. Bibliografia

- Aasen O., (1980): Influence of rock properties and jointing by disc cutting triple boom tunnel boring machine, Geotechnikk 27: 1-27. (In Norwegian).
- Al-Jalil A. (2006), "The mechanics of indentation of rock - A critical review", 41st U.S Symposium on rock Mechanics (USRMS), Colorado, 17-21 Giugno, American Rock Mechanics Association.
- Akazawa, T. (1953): Tension Test Method for Concrete. Union of Testing and Research for Materials and Structures, No. 16.
- Arboleda D. F. S., 2018. Analisi delle prestazioni di TBM nello scavo di gallerie in roccia. MSc thesis, Politecnico di Torino, Turin, Italy.
- Splitting Tensile Strength of Intact Rock Core Specimens D 3967-86. 1988 Annual Book of ASTM Standards, Vol. 04.08, Soil and Rock; Building Stones; Geotextiles, 471 --475.
- Balci, C., 2008. Correlation of rock cutting tests with field performance of a TBM in highly fractured rock formation. A case study in Kozyatagi-kadikoy metro tunnel, Turkey. Tunneling and underground space tecnhology, Issue 24, pp. 423-435.
- Bilgin, N., Balci, C., Acaroglu, O., Tuncdemir, H., Eskikaya, S., 1999. The performance Prediction of a TBM in Tuzla – Dragos Sewerage Tunnel. World Tunnel Congress, Balkema, Rotterdam, pp. 817–822.
- Bilgin N., Balci C., Tumac D., Feridunoglu C., Copur H. (2006), "Development of a portable rock cutting rig for rock cuttability determination", Turkish Scientific and Research Council, TUBITAK-MISAG-274 (104M013).
- Bilgin, N., Feridunoglu, C. & Tumac, D., 2005. The performance of a full-face tunnel boring machine (TBM) in Tarabya (Istanbul). Istanbul, Balkema, Rotterdam, Erdem, Y,Solak T, pp. 821-826.
- Bieniawski Z. (1967). Mechanism of brittle fracture of rock. – Int. J. Rock Mech. & Min. Sci., 4: 395–430.
- Bruland A. Hard rock performance data and back-mapping. NTNU, Department of Building and Construction Engineering, Trondheim, Norway, 2000.
- Caneiro, F. (1947): Une Novelle Methode d'essai pour Deternirer la Resistance à la Traction du Beton. Reunion des Laboratorires d'Essai de Materiaux, Paris.
- Cardu, Marilena & Iabichino, Giorgio & Oreste, Pierpaolo & Rispoli, Andrea. (2016). Experimental and analytical studies of the parameters influencing the action of TBM disc tools in tunnelling. Acta Geotechnica. 12. 10.1007/s11440-016-0453-9.

- Cardu, M., Rispoli, A., Bilgin, N., 2017a. Innovazioni nello scavo meccanizzato in roccia. In: MIR 2017 – 16° Ciclo di Conferenze di Meccanica ed Ingegneria delle Rocce "Innovazione nella progettazione, realizzazione e gestione delle opere in sotterraneo". Celid, Torino, pp 55-78.
- Cardu, M., Iabichino, G., Oreste, P., Rispoli, A., 2017b. Experimental and analytical studies of the parameters influencing the action of TBM disc tools in tunnelling. Acta Geotechnica, 12(2): 293-304.
- Cargill, J.S. and Shakoor, A. (1990) Evaluation of Empirical Methods for Measuring Uniaxial Compressive Strength of Rock. International Journal of Rock Mechanics, Mining Science and Geomechanics Abstract, 27, 495-503.
- Chang, S.-H., Choi, S.-W., Bae, G.-J. & Jeon, S., 2006. Performance prediction of TBM disc cutting on granitic rock by linear cutting disc. Tunneling and Underground Space Technology, Issue 21.
- Cho Jung-Woo, Jeon Seokwon, Yu Sang-Hwa, Chang Soo-Ho (2013), "Evaluation of cutting efficiency during TBM disc cutter excavation within a Korean granitic rock using linear-cutting-machine testing and photogrammetric measurement", Tunnelling and Underground Space Technology.
- Corbella, E., Zini, R., 1991. Manuale dei Marmi Pietre Graniti. Vallardi, Milano.
- Daneshmand, K. (2014). "Design of cross passage by 3D numerical modelling," PhD thesis, Politecnico Di Torino, 2014.
- Gertsch R., Gertsch L., Rostami J. (2006), "Disc cutting test in Colorado Red Granite: implications for TBM performance prediction", International Journal of Rock Mechanics & Mining Science 44.
- Guglielmetti, V., Grasso, P., Mahtab, A., and Xu, S. (2008). "Mechanized tunneling in urban areas: Design methodology and construction control", Taylor and Francis, 2008.
- HBM Company: www.hbm.com.
- Ho-Young Jeonga and Seokwon Jeona, 2017. Characteristic of size distribution of rock chip produced by rock cutting with a pick cutter. The 2017 World Congress on Advances in Structural Engineering and Mechanics (ASEM17). September 2017, Ilsan (Seoul), Korea.
- Innaurato, N., Oggeri, C., Oreste, P.P., Vinai, R., 2007. Experimental and numerical studies on rock breaking with TBM tools under high stress confinement. Rock Mechanics and Rock Engineering, 40(5): 429-451.
- International Society for Rock Mechanics: Suggested Methods for Determining Tensile Strength of Rock Materials. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanical Abstracts 15, No. 3, 99-103.

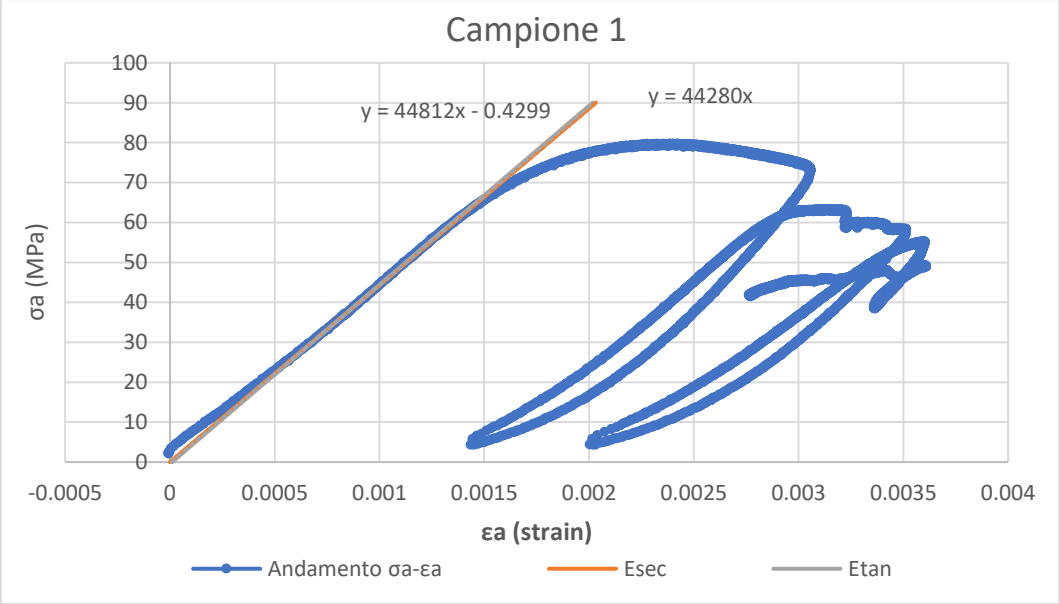
- ISRM (1979): Suggested methods for determining the uniaxial compressive strength and deformability of rock materials. – Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr., 15: 137–140.
- Luppi G., 2017. Analisi di Laboratorio Mediante ILCM per la Predizione delle Prestazioni di Scavo in Roccia con TBM. MSc thesis, Politecnico di Torino, Turin, Italy.
- Montes R., 2016. Mechanical rock excavation: theoretical and experimental results from laboratory tests through an ILCM. MSc thesis, Politecnico di Torino, Turin, Italy.
- Newman, D.A. & Bennett, D.G., (1990). The Effect of Specimen Size and Stress Rate for the Brazilian Test - A Statistical Analysis. Rock Mechanics and Rock Engineering 23, 123—134.
- Orit Mindali, Adi Raveh, Ilan Salomon, Urban density and energy consumption: a new look at old statistics, Transportation Research Part A: Policy and Practice, Volume 38, Issue 2, 2004, Pages 143-162.
- Peila, D., Borio, L., and Pelizza, S. (2011). The behaviour of a two-component back-lling grout used in a tunnel boring machine," ACTA Geotechnica Slovenica, 8, 160-71.
- Peila D. (2013). Appunti dal corso di “Costruzione di Gallerie”, Politecnico di Torino.
- Pommeroy C.D., 1963. Breakage of coal by wedge action – Factors affecting breackage by any given shape of tool. Colliery Guardian. November 21, 642-648; November 28, 672-677.
- Ozdemir L., 1992. Mechanical Excavation Techniques in Underground Construction.
- Rispoli, A., 2013. Analisi teorico-sperimentale per l'ottimizzazione dello scavo meccanizzato con utensili a disco. MSC Thesis, Politecnico di Torino, Turin, Italy. (Non pubblicato).
- Rispoli, A. Hard rock TBM Excavation: Performance Analysis and Prediction. Thesis for the degree of Doctor of Philosophy. Turin, June 2018.
- Roxborough F.F., Rispin A., 1973a. The mechanical cutting charateristics of the lower chalck. Tunn. 5: 45-67.
- Roxborough, F.F., Rispin, A., 1973b. A laboratory investigation into the application of picks for mechanized tunnel boring in the lower chalk. The Mining Engineer, May, pp. 1–13.
- Roxborough, F.F., Phillips, H.R., 1975. Rock excavation by disc cutter. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 12: 361-366.
- Rostami J., Ozdemir L. 1993, “A new model for performance prediction of hard rock TBMs”, chapter 50, RECT conference proceedings, 13-17 giugno, Boston, MA.
- Rostami, J., Ozdemir, L. & Neil, D. M., 1994. Performance prediction a key issue in mechanical hard rock mining. Min. Eng, Issue 11, pp. 1263-1267.
- Snowdon, R.A., Ryley, M.D., Temporal, J., 1982. A study of disc cutting in selected British rocks. Int J Rock Mech Min Sci, 19: 107-121.

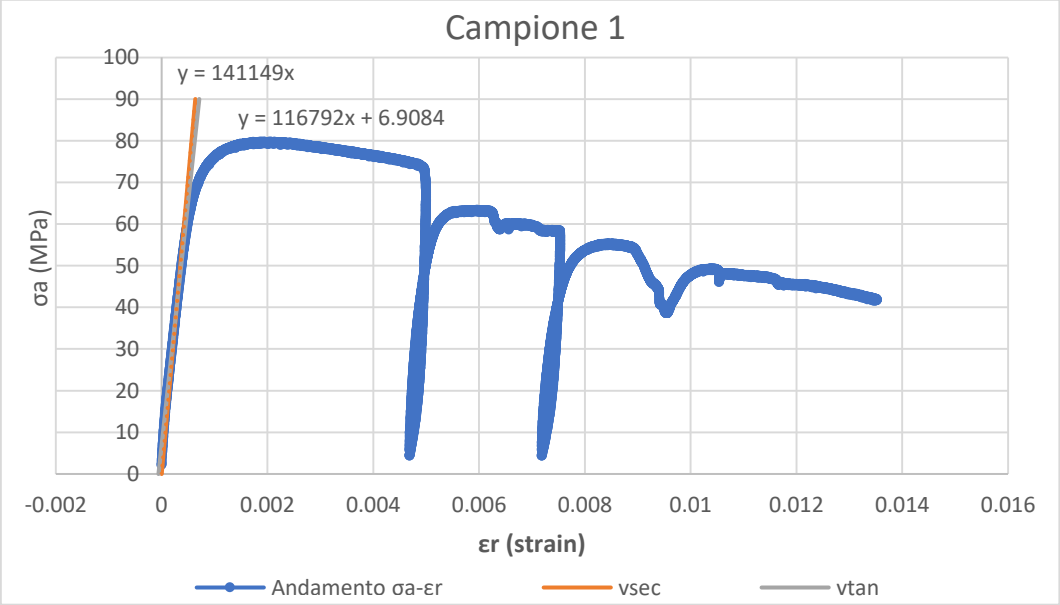
- Tuncdemir H., Bilgin N., Copur H., Balci C. (2008). Control of rock cutting efficiency by muck size. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 45. pp. 278-288.
- Vagnon, F., 2013. Scavo meccanico in roccia: analisi sperimentale, analitica e numerica dei parametri che influenzano l'azione dei dischi delle TBM, Torino: s.n.
- Vottero Riccarco Company & C: www.votteroriccardo.com.
- Wilfing L. S. F., 2016. The Influence of Geotechnical Parameters on Penetration Prediction in TBM Tunneling in Hard Rock. Technische Universität München.
- Wittke W. (2006), "Stability analisys and design for mechanized tunneling", WBI-PRINT 6, VGE-Verlag Glückauf GmbH, Essen 2006, ISBN 978-3-7739-1306-7.
- www.ghella.com
- www.herrenknecht.com
- www.palmierigroup.com
- www.therobbinscompany.com
- www.tunnelbuilder.it

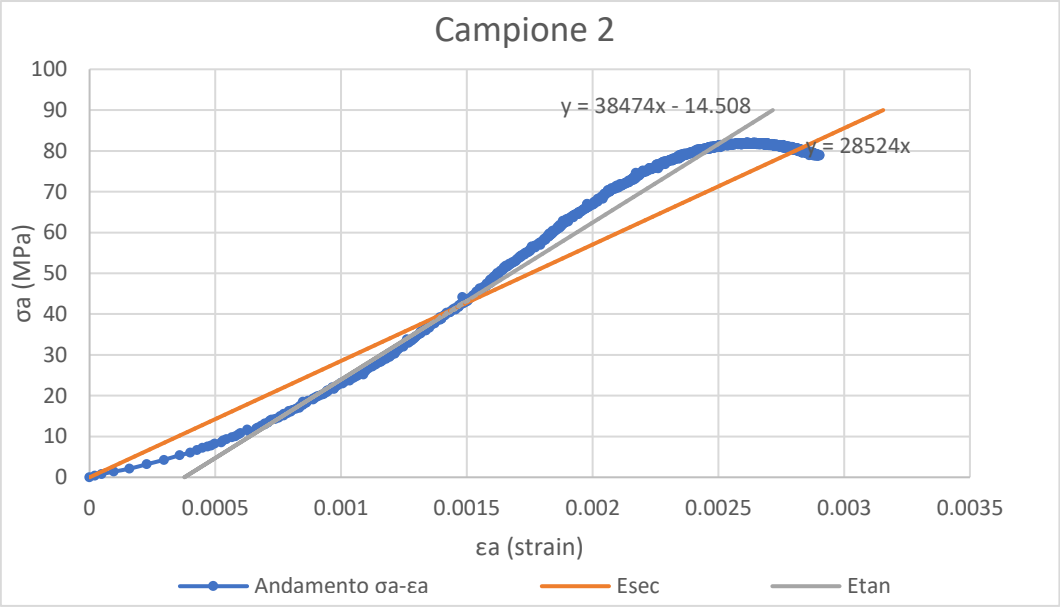
Allegato 1

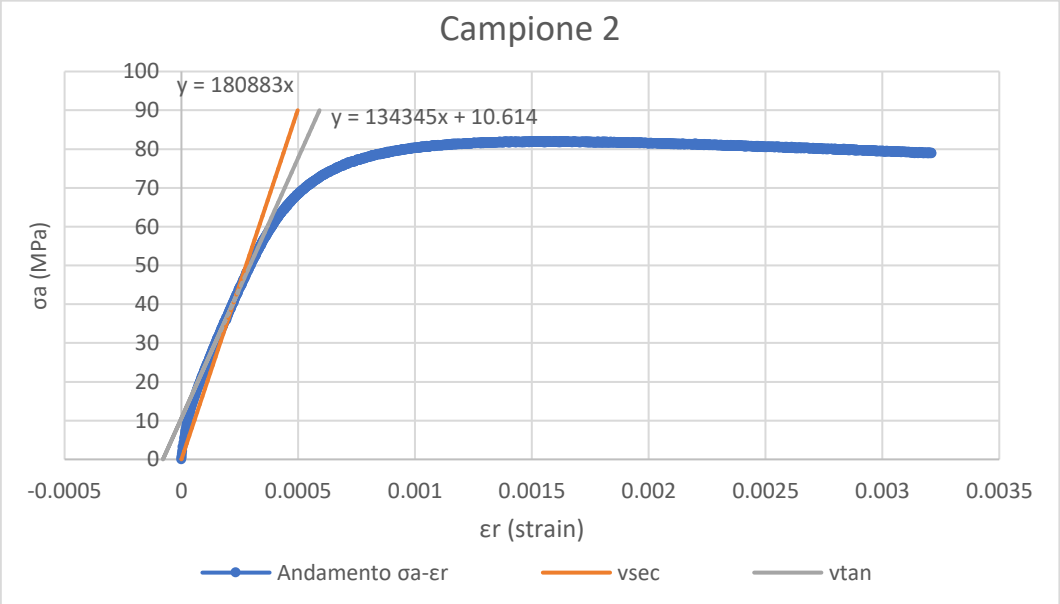
Si riportano i grafici sforzi - deformazioni ottenuti dalla rielaborazione dei dati forniti dalla pressa idraulica MTS al termine delle prove a compressione monoassiale sui diversi campioni di marmo e pietra di Luserna.

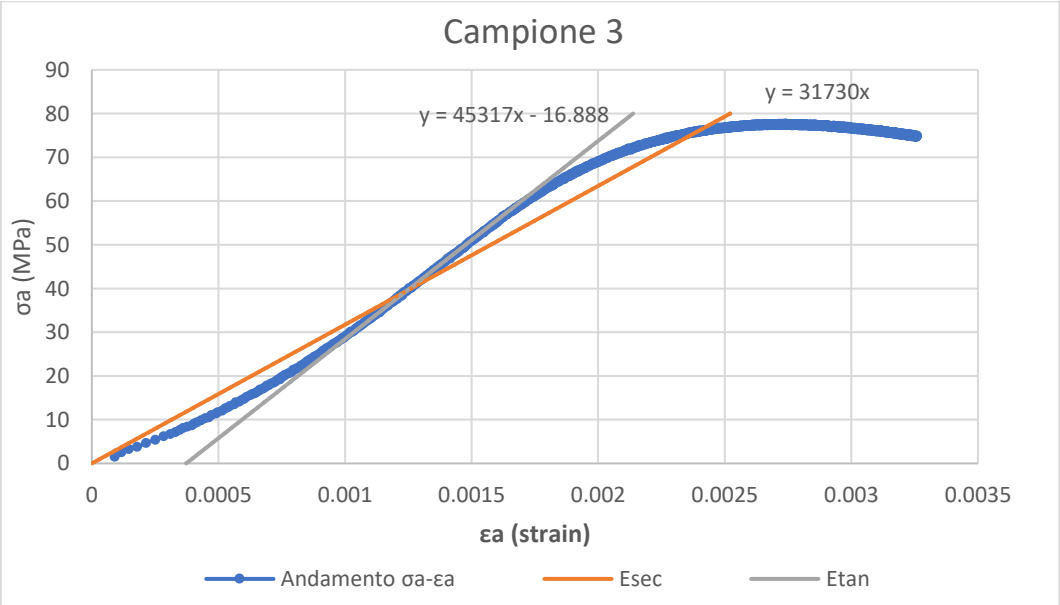
In particolare si riportano 8 diagrammi di cui 4 relativi all'andamento sforzi – deformazioni assiali e 4 relativi all'andamento sforzi assiali – deformazioni radiali, utilizzati rispettivamente per la definizione dei moduli di Young e del Coefficiente di Poisson nel caso del marmo.

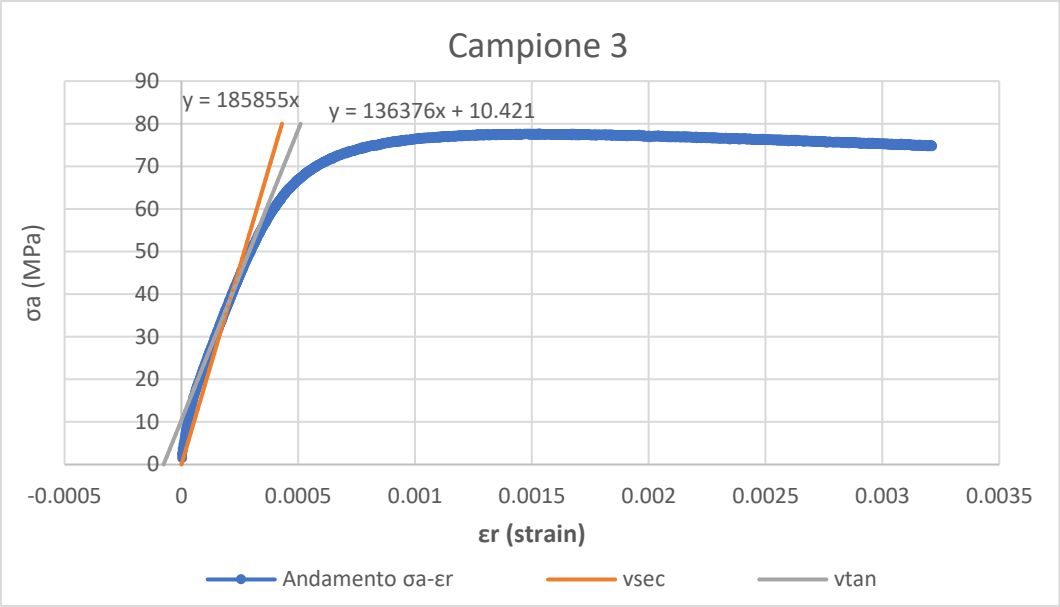


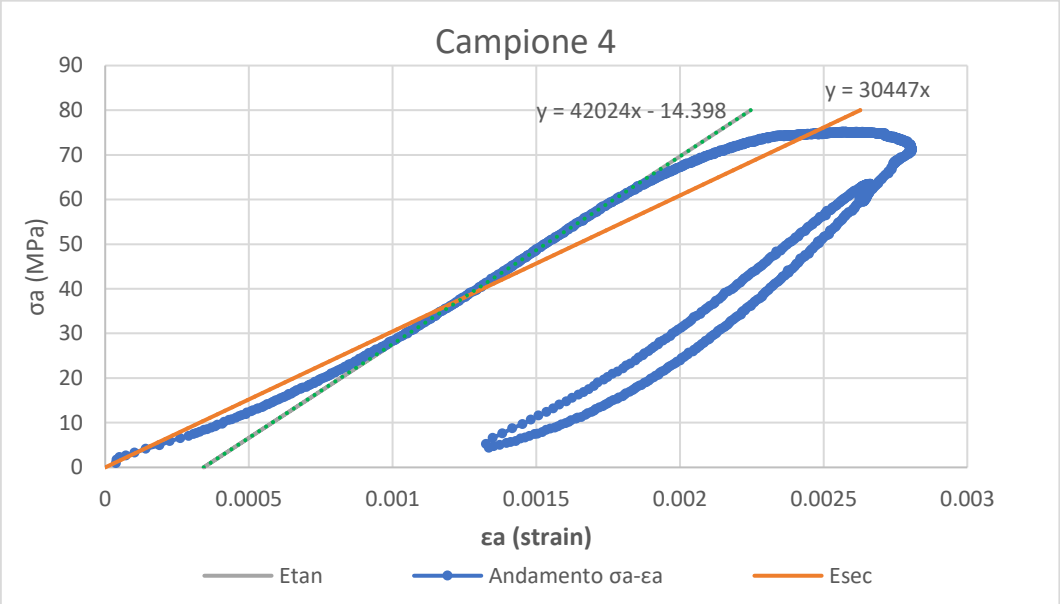


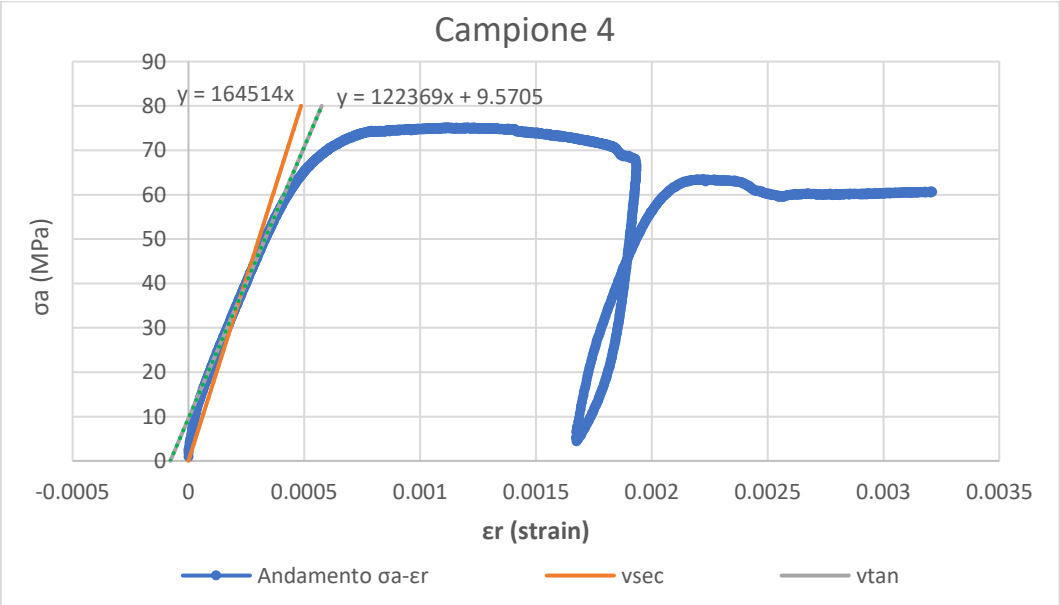

Campione 2
y = 38474x - 14.508
y = 28524x
σa (MPa)
εa (strain)
Andamento σa-εa
Esec
Etan


Campione 2
y = 180883x
y = 134345x + 10.614
σa (MPa)
εr (strain)
Andamento σa-εr
vsec
vtan

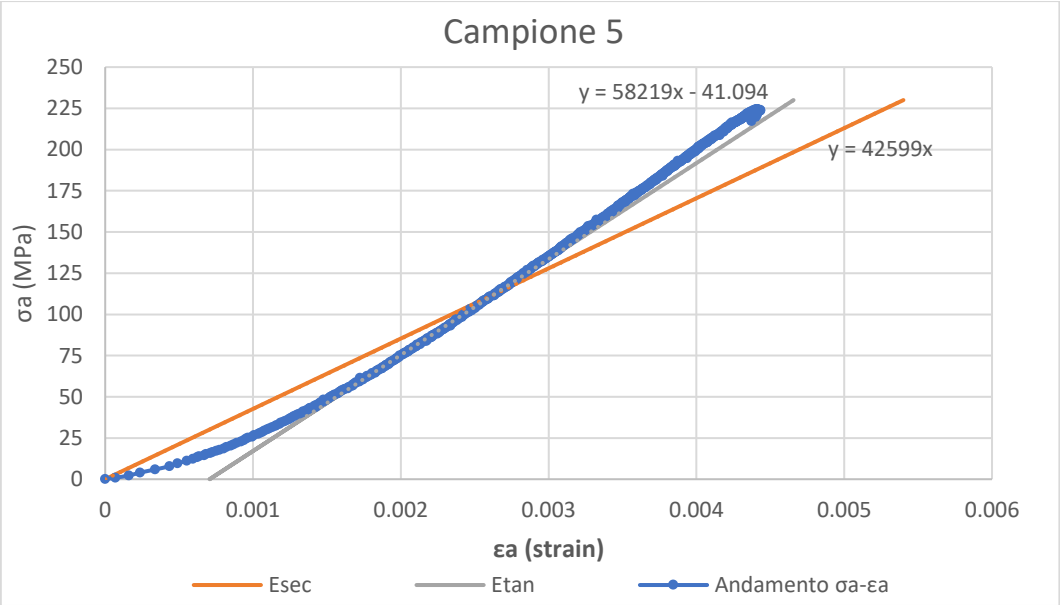

Campione 3
y = 31730x
y = 45317x - 16.888
σa (MPa)
εa (strain)
Andamento σa-εa
Esec
Etan

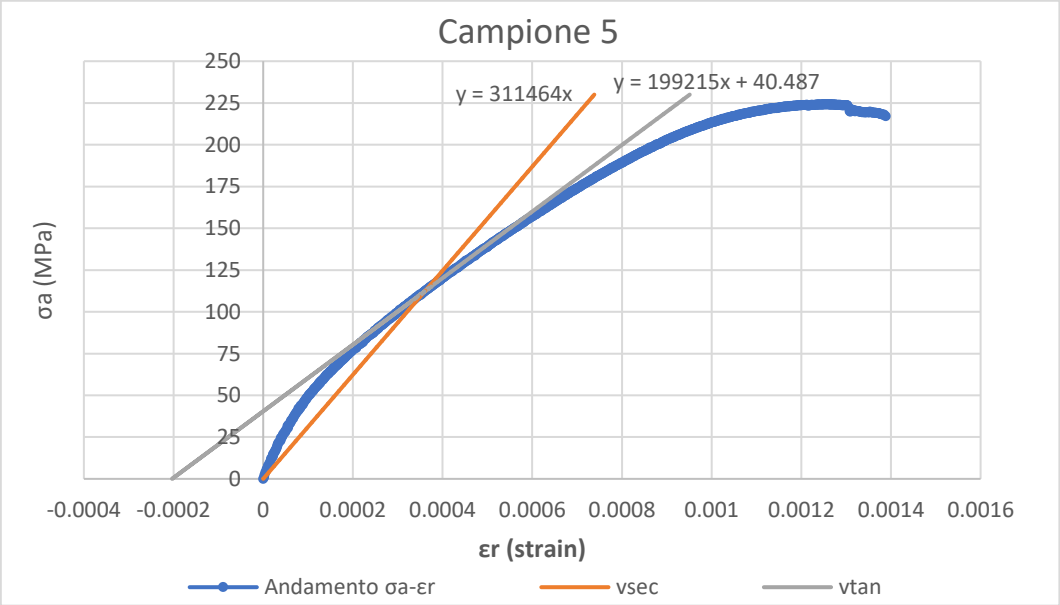

Campione 3
y = 185855x
y = 136376x + 10.421
σa (MPa)
εr (strain)
Andamento σa-εr
vsec
vtan

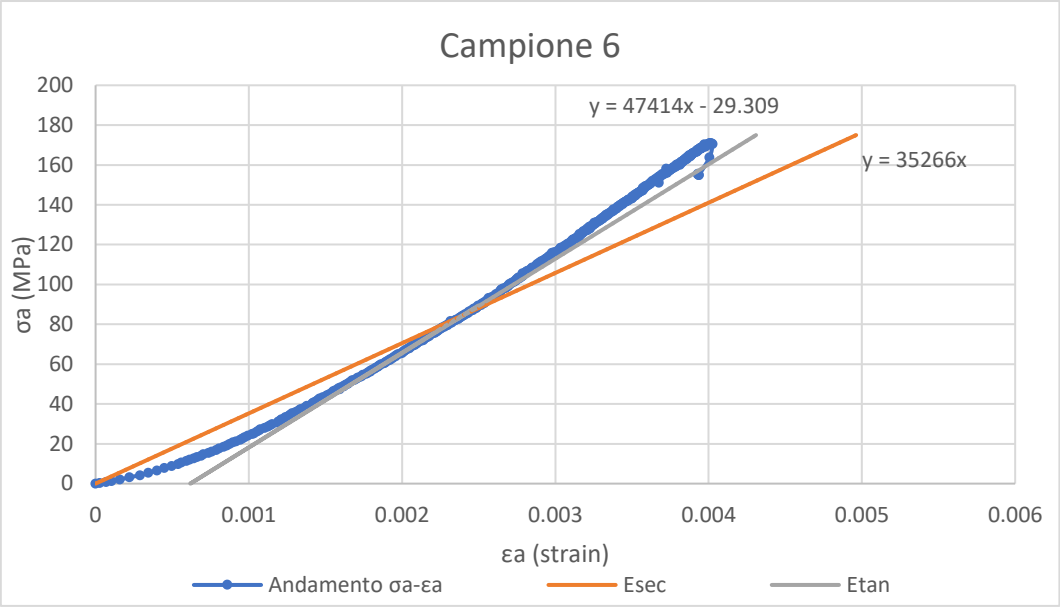

Campione 4
y = 42024x - 14.398
y = 30447x
σa (MPa)
εa (strain)
Etan
Andamento σa-εa
Esec

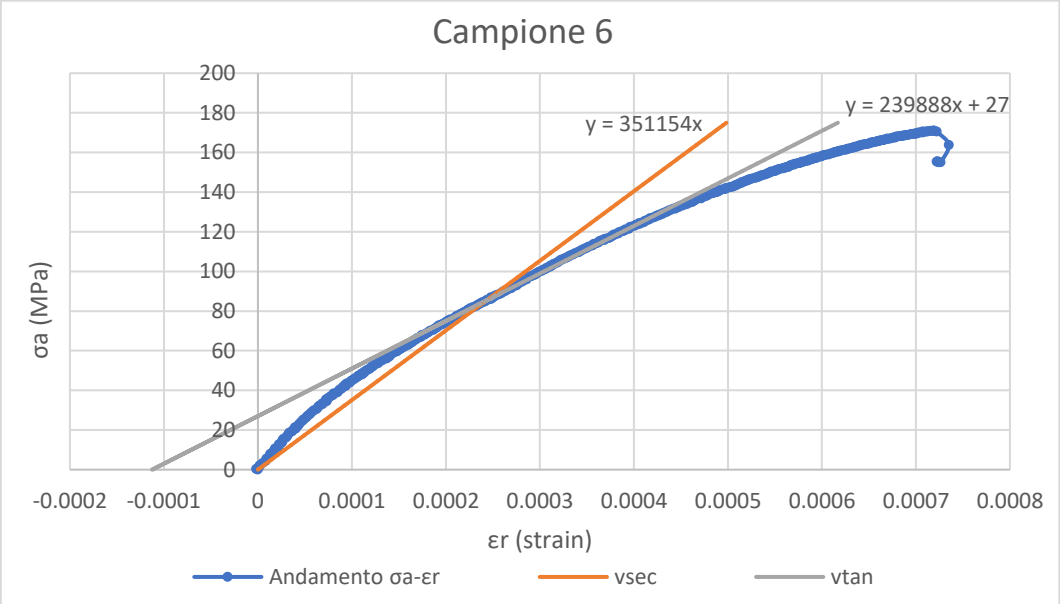

Campione 4
y = 164514x
y = 122369x + 9.5705
σa (MPa)
εr (strain)
Andamento σa-εr
vsec
vtan

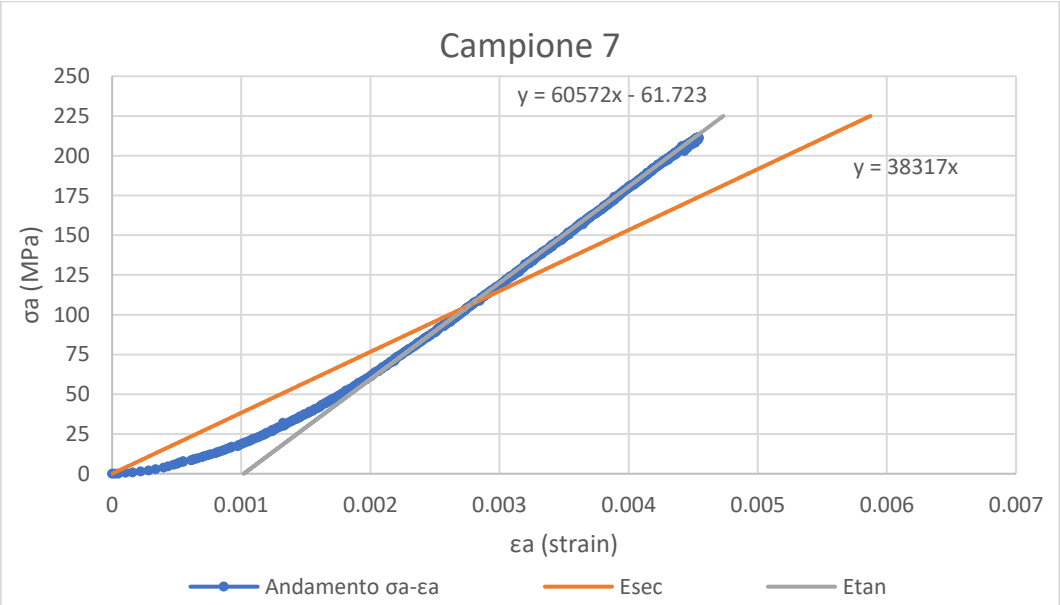
Per quanto riguarda i provini di pietra di Luserna, a causa di un guasto della pressa idraulica MTS, non è stato possibile valutare i cicli di isteresi come nel caso dei provini di marmo. Tuttavia, si riportano gli 8 diagrammi (4 relativi all'andamento sforzi – deformazioni assiali e 4 relativi all'andamento sforzi assiali – deformazioni radiali) utilizzati per la definizione dei moduli di Young e del Coefficiente di Poisson.

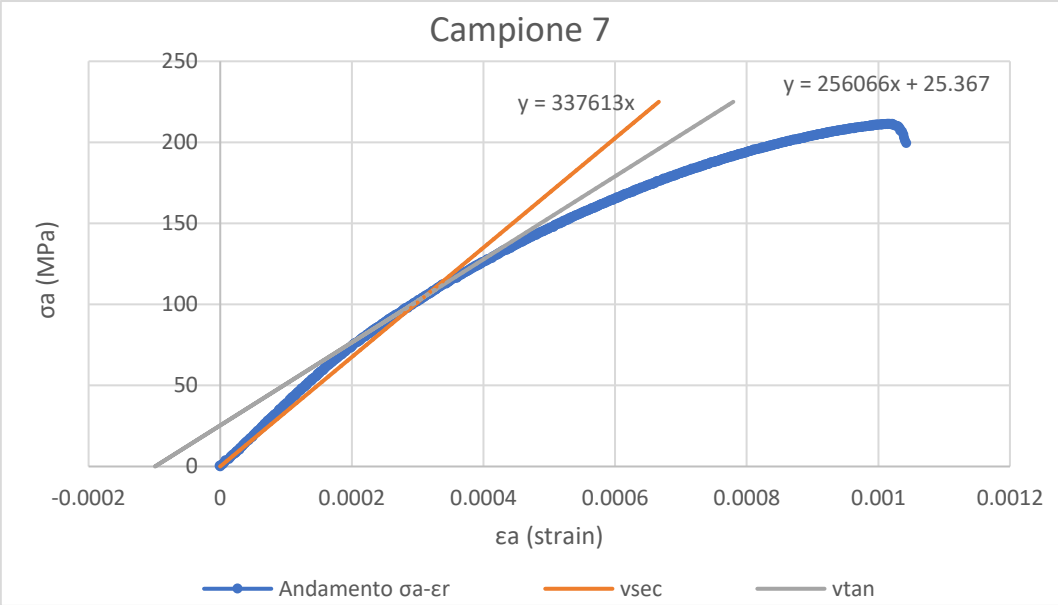


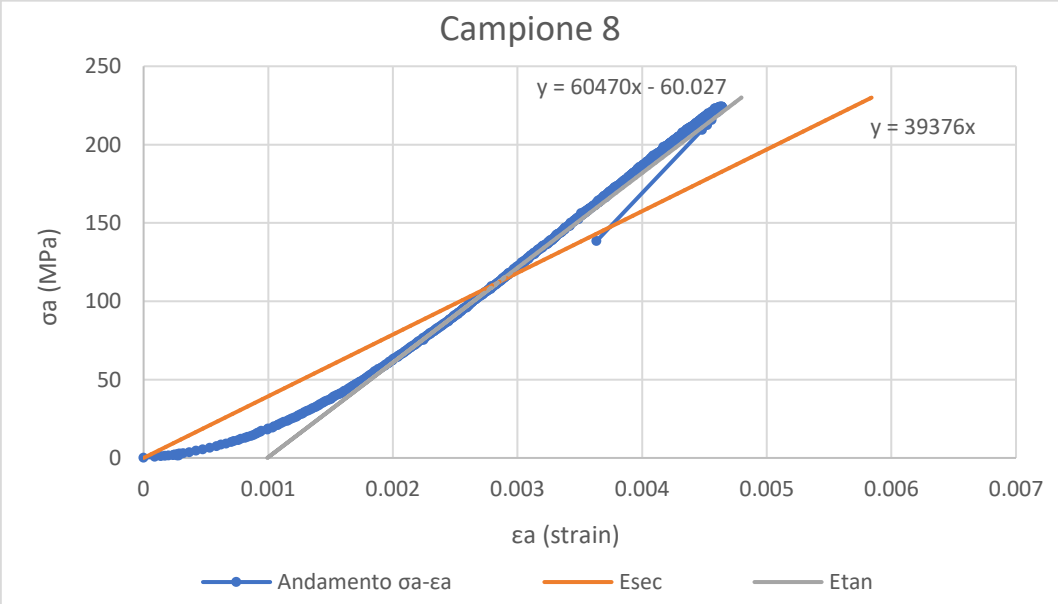


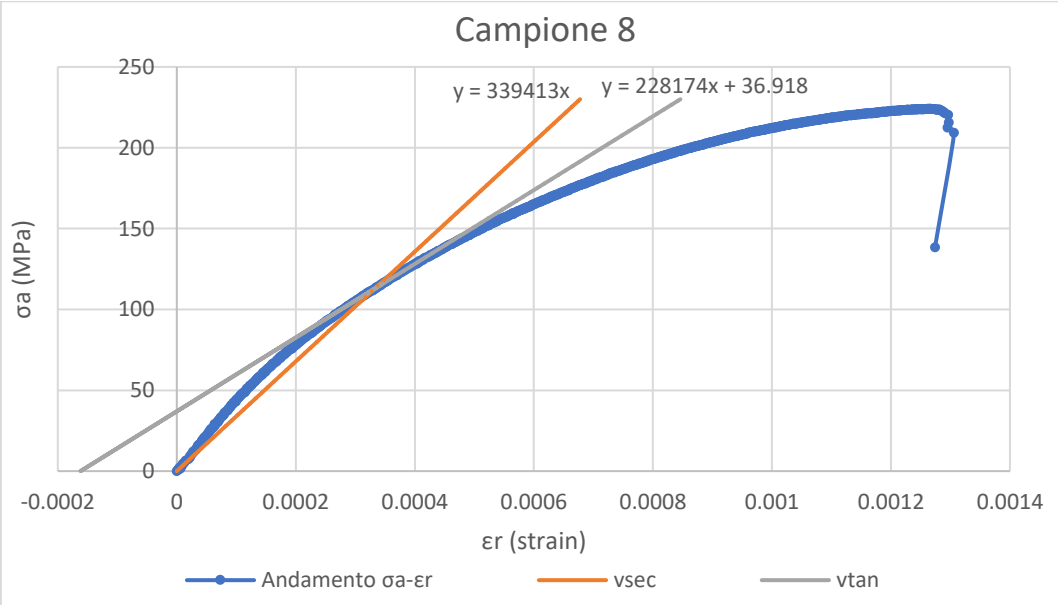

Campione 6
y = 47414x - 29.309
y = 35266x
σa (MPa)
εa (strain)
Andamento σa-εa
Esec
Etan


Campione 6
y = 351154x
y = 239888x + 27
σa (MPa)
εr (strain)
Andamento σa-εr
vsec
vtan


Campione 7
y = 60572x - 61.723
y = 38317x
σa (MPa)
εa (strain)
Andamento σa-εa
Esec
Etan


Campione 7
y = 337613x
y = 256066x + 25.367
σa (MPa)
εa (strain)
250
200
150
100
50
0
-0.0002
0
0.0002
0.0004
0.0006
0.0008
0.001
0.0012
Andamento σa-εr
vsec
vtan


Campione 8
y = 60470x - 60.027
y = 39376x
σa (MPa)
εa (strain)
250
200
150
100
50
0
0
0.001
0.002
0.003
0.004
0.005
0.006
0.007
Andamento σa-εa
Esec
Etan


Campione 8
y = 339413x
y = 228174x + 36.918
σa (MPa)
εr (strain)
250
200
150
100
50
0
-0.0002
0
0.0002
0.0004
0.0006
0.0008
0.001
0.0012
0.0014
Andamento σa-εr
vsec
vtan