

XX CICLO DOTTORATO DI RICERCA IN GEOINGEGNERIA
UNIVERSITA' degli STUDI DI CAGLIARI
Dipartimento Ingegneria e Tecnologie Ambientali di Cagliari

DESCRIZIONE, FUNZIONAMENTO E ANALISI PRESTAZIONALE
DELLE MACCHINE DI SCAVO MECCANIZZATO.

Dottorando : Ing. Luca Sorgia

Relatore : Prof. Ing. Raffaele Cotza

INTRODUZIONE.

La presente tesi riporta le esperienze svolte nei seguenti cantieri:

- Linea 9 metropolitana di Barcellona da Gennaio 2005 ad Agosto 2005 presso la società di consulting PAYMACOTAS, aggiudicataria dell'appalto per la direzione lavori.
- Adduzione primaria dalla diga di Montedoglio alla Valdichiana, realizzazione di due tunnel per acqua da Ottobre 2005 ad Aprile 2007 presso la SOCIETA' ITALIANA PER CONDOTTE D'ACQUA, aggiudicataria dell'appalto per la costruzione delle opere per conto dell' Ente Irriguo Umbro Toscano.

L'obiettivo della tesi è stato quello di definire un modello di predizione delle performance di una macchina di scavo meccanizzato durante il suo funzionamento, in relazione alle caratteristiche geologiche e geomeccaniche dell'ammasso roccioso.

E' stato portato avanti un importante lavoro di monitoraggio, raccolta e successiva elaborazione dei dati di funzionamento delle macchine di scavo ,quali:

- penetrazione[mm/giro] o [mm/min]
- spinta totale [MN]
- coppia della testa fresante [kN*m]
- velocità angolare della testa fresante [rpm]

A differenza degli esistenti modelli di predizione delle prestazioni delle TBM, di natura prettamente empirica, la presente tesi si caratterizza per un' analisi dei dati eseguita con un approccio puramente statistico che ha permesso, inoltre, di implementare un modello probabilistico fondato sul teorema di Bayes che cerca di prevedere la velocità di avanzamento al tempo $t+1$ sulla base delle osservazioni di alcuni parametri di scavo fino al tempo t .

Lo scopo è quello di implementare un modello di previsione delle prestazioni per le TBM, inteso da una parte, in fase di scavo, come uno strumento di supporto valido per gli operatori delle TBM che in tempo reale possono avvalersi dei suggerimenti di tale modello, magari sottoforma di interfaccia grafica, e dall'altra, in fase progettuale, come un utile mezzo di previsione di costi e tempi realizzativi, consentendo di fare delle previsioni circa la produttività raggiungibile in progetti futuri da realizzare in condizioni geomeccaniche

analoghe a quelle incontrate, oltre che definire delle modalità di gestione della TBM, in relazione ai parametri prestazionali suddetti che meglio si adattino alla litologia incontrata.

In relazione alle esperienze di cantiere sopraccitate si metterà l'accento su due tipologie di macchine di scavo:

1. Linea 9 Metropolitana di Barcellona (Mixed – Face Shield TBM tipo NFM-WIRTH da 12m)
2. Adduzione primaria Val di Chiana (Open Face Segmental Shield TBM tipo LOVAT da 4,2 m)

PARTE 1 : GENERALITA' SULLO SCAVO MECCANIZZATO

La realizzazione di tunnel tramite la tecnica dello scavo meccanizzato ha avuto a partire dalla seconda metà dell'ottocento degli sviluppi importantissimi, ed in maniera più marcata negli ultimi trent'anni, durante i quali le frese a piena sezione, note come TBM, sono state impiegate con successo per lo scavo di rocce dure e terreni sciolti nelle più disparate condizioni geomeccaniche, consentendo di realizzare opere in sotterraneo in condizioni ritenute impossibili qualche decennio fa.

Dalla seconda metà dell'ottocento fino alla prima del novecento si utilizzarono TBM con teste fresanti equipaggiate da utensili striscianti (drag cutter tools), noti come picchi, che consentirono di ottenere buoni indici di produttività se applicate in terreni teneri e carbone ma mostrando ancora pesanti limiti se utilizzate per lo scavo di rocce dure.

Nel 1956 grazie all'intuizione di James Robbins di equipaggiare la testa fresante con utensili a disco rotolanti (disc cutter tools), si raggiunsero produzioni invidiabili anche su rocce dure, come riscontrato durante la realizzazione del tunnel fognario a Toronto in cui si raggiunse un avanzamento giornaliero di 34m [1].

Alla fine degli anni settanta e agli inizi degli ottanta, diverse università e centri di ricerca scientifica sia negli Stati Uniti che in Europa portarono avanti degli studi finalizzati alla comprensione della fisica di interazione tra utensili rotolanti e roccia cercando di spiegarne i vantaggi del loro impiego sulle TBM, consentendo di definire dei metodi predittivi sulle prestazioni di queste ultime per lo scavo di rocce dure [2], [3], [4].

Analogamente le frese a piena sezione in terreni sciolti ebbero il loro principio con il famoso scudo di Brunei e Barlow. Le spinte esercitate sui dei conchi prefabbricati posizionati all'interno dello scudo e le aperture realizzate nella parte frontale dello stesso per controllare il fluire del materiale di scavo, consentì di sottopassare il Tamigi in poco più di un anno nel 1864 [1], [5]. Questa macchina può essere considerata il predecessore del sistema EPB (Earth Pressure Balance) e del sistema slurry shield, di iniziale concezione europea, poi sviluppatasi in particolar modo in Giappone [6], [7].

1.1. Punti di forza dello scavo meccanizzato

Lo scavo meccanizzato offre numerosi vantaggi rispetto al metodo di scavo convenzionale (esplosivo, martellone, infilagli, pale meccaniche etc.) in particolar modo quando si affronta lo scavo di gallerie in terreni soffici o rocce spingenti, tipici degli ambienti urbani nei quali lo scavo ha un impatto maggiore soprattutto nei confronti delle strutture circostanti.

Recentemente anche lo scavo convenzionale ha raggiunto dei notevoli progressi in relazione ad un uso estensivo del consolidamento dei terreni e all'uso di tecniche di sostegno definite conservative [8]. Tra queste ricordiamo :

1. *il metodo ad infilaggi* usato per la costruzione della metropolitana di Parigi [9], con la realizzazione di un pretaglio o inserimento di tubi sulla corona della galleria in prossimità del fronte di scavo, iniezione di malta cementizia con la creazione di una volta di rinforzo e successivo scavo del fronte al di sotto della volta di rinforzo con relativo avanzamento, figura 1.

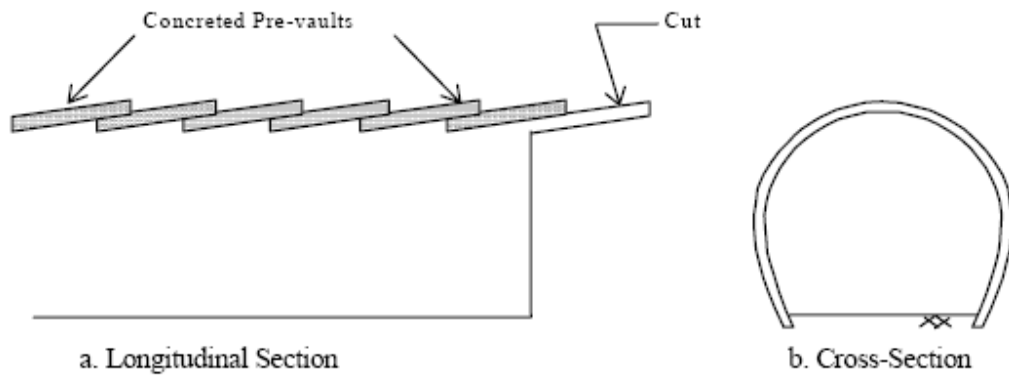


Fig.1 Metodo ad infilaggi con volta ad ombrello.

2. *il metodo ADECORS* che applica il concetto del consolidamento del fronte, inteso come nucleo di scavo, per contrastare le deformazioni che si sviluppano in maniera molto rapida soprattutto nel caso di grandi diametri [10], figura 2.

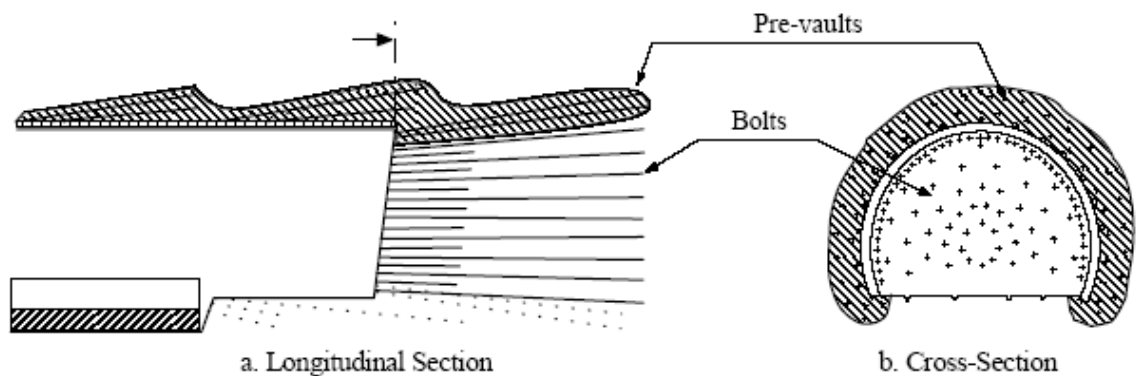


Figura 2. Metodo ADECORS

Lo sviluppo dello scavo meccanizzato è comunque destinato ad accrescere sempre di più in quanto costituisce una valida soluzione dal punto di vista economico nel modo di realizzare le opere di ingegneria civile in sotterraneo, rispetto alle metodologie in convenzionale. I punti di forza caratterizzanti lo scavo meccanizzato sono:

Industrializzazione dello scavo : la TBM, realizza uno scavo in continuo, applica attraverso la testa fresante, una spinta contro il fronte di scavo ed una contemporanea rotazione della testa, raccoglie il materiale e lo convoglia attraverso degli adeguati sistemi di smarino(nastri trasportatori, vagoni, etc) verso l'esterno del tunnel in zona di discarica. Lo scavo in continuo delle TBM consente di avere delle produzioni tra i 34m/giorno, riscontrando, in taluni progetti, a seconda del materiale scavato e della tipologia di macchina impiegata, anche i 75m/giorno.

Le TBM hanno il loro punto di forza sulla velocità e continuità realizzativa, condizione che comporta risparmi notevoli in termini di tempi e costi rispetto al sistema convenzionale, soprattutto in presenza di terre.

Sicurezza: i più usuali infortuni durante i lavori in sotterraneo, taluni di natura mortale, sono dovuti nella maggioranza dei casi, a fenomeni di sviluppo di fornelli dalla calotta del tunnel o di frane dal fronte di scavo, anche nello scavo con esplosivo. Nella metodologia convenzionale le operazioni più pericolose, o meglio quelle più soggette al verificarsi di fenomeni di infortuni sul lavoro, sono quelle del posizionamento dei sostegni in calotta. Tutti i tipi di TBM riducono drasticamente questi rischi, da una parte perché è una metodologia di scavo che determina degli stati tensionali indotti di entità minore, dall'altra garantiscono una totale protezione da cadute dall'alto durante la messa in posa dei sostegni in calotta. Nel caso di macchine scudate l'installazione di conci prefabbricati all'interno dello scudo comporta che gli operai che lavorano al suo interno non vedano mai la roccia appena scavata trovandosi in un ambiente completamente isolato e protetto.

Altri vantaggi: minori vibrazioni che possono influenzare l'integrità strutturale di edifici vicini alla zona di scavo; le pareti più lisce, garantite da tale metodologia, consentono un flusso migliore dell'acqua all'interno del tunnel nel caso di opere finalizzate ad acquedotti e fognature; minor impiego di sostegni in calotta ed iniezioni di malte.

1.2 Produzioni ottenibili con le TBM : casi storici

Di seguito si riportano alcuni casi di scavo meccanizzato con TBM di diversa tipologia impiegate per lo scavo di gallerie in diverse tipologie di rocce e terreni , Tabella 1.

Questi esempi consentono di comprendere le potenzialità di tali macchine in funzione delle produzioni raggiunte dalle stesse.

Progetto	Data	Scopo	Tipo TBM	Diametro scavo [m]	Lunghezza tunnel [m]	Geologia	Avanzamento medio [m/giorno]	CU [%]
Montegiglio (Bergamo)	2004	Acquedotto	Doppio scudo	4,8	4800	Flysch	19,3	//
Codelago (Alpe Devero)	1992	Imp.Idroelettrico	Doppio scudo	3,5	3651	Calcari, gneiss, scisti	23	22
Rovereto (Trento)	1991	Imp.Idroelettrico	Doppio scudo	3,5	2992	Calcari	36	27
Brattset (Norvegia)	1980	Imp.Idroelettrico	Aperta	4,5	8220	Filliti e micascisti	24,4	43
Stolsdal (Norvegia)	1981	Imp.Idroelettrico	Aperta	3,5	7800	Graniti e gneiss abrasivi	13,4	40
Sorenberg (Svizzera)	1998	Gasdotto	Singolo scudo	4,5	5200	Mame , arenarie e calcari	17,9	//
CSO tunnel (Portland Oregon)	2002	Acquedotto	Slurry shield	4,2	5600	Depositi alluvionali (ghiaie e sabbie)	12	//
Lefortovo (Mosca)	2003	Strada urbana	Slurry shield	14,2	3300	Depositi alluvionali, sabbie e argille stratificate con presenza di ghiaie	6	
Metro L1 (Napoli)	2003	Metropolitana	EPB	6,7	8000	Tufi, piroclastiti e sabbie fini.	16,8	//
Metro L1 (Torino)	2004	Metropolitana	EPB	7,8	13200	Argille, sabbie e ghiaie	//	25

Tabella 1: casi storici (produzioni ottenute con TBM di diversa tipologia)

1.3 Costruzione industrializzata di gallerie con TBM.

Si è accennato come lo scavo meccanizzato sia un esempio di industrializzazione nel campo delle costruzioni di ingegneria civile, inteso come una suddivisione del lavoro in differenti ma ripetitivi processi, ottenendo un'opera di qualità, rispetto dei tempi contrattuali di realizzazione della stessa ed ottimizzazione delle risorse impiegate.

In tal senso le TBM sono macchine che consentono un alto grado di industrializzazione, rivelandosi nella pratica una "fabbrica mobile" che scava il terreno e monta i conci prefabbricati come se fosse una vera e propria catena di montaggio.

In seguito ai costi elevati di tali macchine e alla necessità che siano scelte in maniera adeguata per il materiale che andranno a scavare, è naturale che le indagini geologiche preventive ricoprano un ruolo di fondamentale importanza, di modo che vengano ottimizzati al meglio sia gli investimenti che le prestazioni delle stesse TBM.

E' prassi comune individuare lungo il tracciato della galleria le unità geomeccaniche che si incontreranno ed in relazione a queste o scegliere la tipologia di TBM più adeguata per la realizzazione del tunnel o, nel caso si posseda già una macchina, valutare se possa essere idonea per lo scavo.

Lo schema sottostante, figura (3) descrive la TBM che si sta impiegando per lo scavo della Linea 9 della Metropolitana, oggetto di analisi della presente tesi [11] e [12].

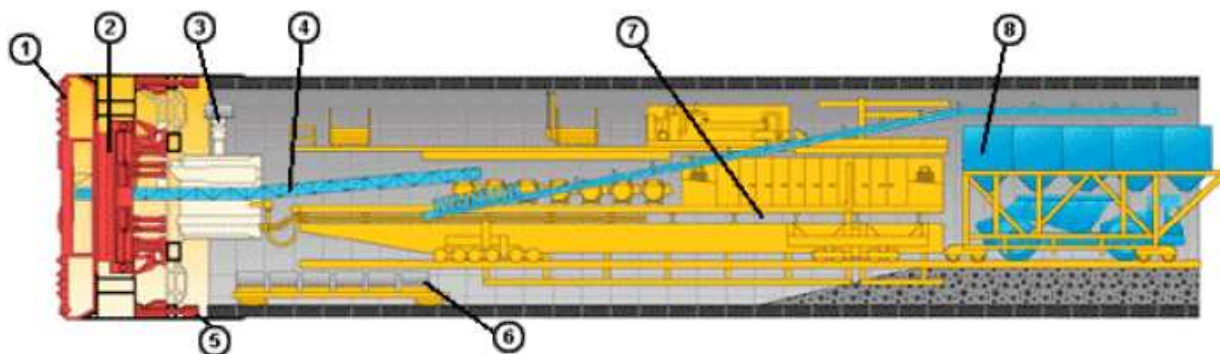


Figura 3 : Schema della TBM in uso a Barcellona per la L9 [1) testa di taglio; 2) piastra motori; 3)erettore di conci prefabbricati; 4) nastri trasportatori; 5) cilindri di propulsione; 6) sistema movimentazione conci; 7)carro back up per lo stoccaggio malta].

L'avanzamento si ottiene poggiando le scarpe dei cilindri di propulsione (5) e spingendo contro l'ultimo anello di conci prefabbricati mentre in contemporanea la testa di taglio (1), ruotando, scava il fronte ed i nastri trasportatori portano all'esterno il materiale di scavo in zona di discarica. E' fondamentale poi riempire lo spazio anulare tra estradosso concio e intradosso scavo attraverso iniezioni di malta prelevata dai serbatoi presenti sul back up (7). Una volta terminato l'avanzamento pari alla larghezza di un concio prefabbricato, attraverso l'erettore si installa un nuovo anello di conci per poter eseguire l'avanzamento successivo. E' quindi comprensibile perché si sia precedentemente definita la TBM come una fabbrica in movimento. Questa ha bisogno costantemente di forniture e materiali di consumo, inoltre

scavando produce grandi quantità di materiale realizzando un tunnel già rivestito e pronto all'installazione degli impianti e servizi a seconda dell'uso per cui l'opera è destinata.

La costanza nel garantire da una parte la presenza dei materiali necessari per l'avanzamento (conci, malta, materiali di consumo vari etc.) e dall'altra lo sgombero efficiente del materiale di smarino, si rivela di vitale importanza, in caso contrario la produzione si fermerà per mancanza di risorse.

Nel diagramma di Gant, figura 4, presentato in basso, si sono riassunte le fasi che costituiscono il ciclo di lavoro di una TBM, nel caso specifico si è presa in considerazione la TBM operante nel tratto 4A della L9 della metropolitana di Barcellona. Il ciclo base, evidenziato in rosso, rappresenta le fasi di avanzamento di scavo e montaggio conci prefabbricati, rispettivamente fase 4 e 7, che costituisce il ritmo di produzione. D'altra parte il trasporto con i treni della malta e dei conci prefabbricati deve essere coordinato in maniera tale che il ciclo base non subisca ritardi inutili. Per lo stesso motivo le attività propedeutiche alla produzione che si svolgono sul piazzale di imbocco del tunnel devono essere ben coordinate con il ciclo avanzamento/montaggio anello per non creare ritardi allo scavo in sotterraneo.

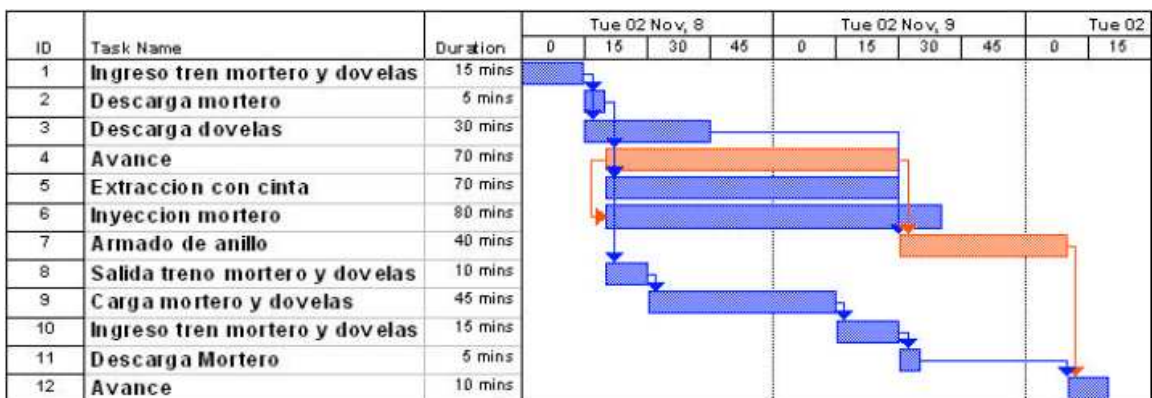


Figura 4: Ciclo di scavo con una TBM

La sequenza di questi cicli base, garantisce l'avanzamento del tunnel. Occorre considerare che esistono tante attività inerenti questo ciclo produttivo, tra queste ricordiamo manutenzione TBM, estensione servizi che rappresentano delle attività imprescindibili per la realizzazione dell'opera e che comunque interrompono la produzione con intervalli di tempo regolari. La TBM ha altresì bisogno di un collegamento fisso con linee di acqua, energia elettrica, ventilazione e aria compressa; inoltre ha bisogno di fermi "fisiologici" per l'ispezione della testa di taglio e l'eventuale sostituzione degli utensili consumati, il cui consumo può variare sensibilmente in funzione del materiale incontrato durante lo scavo. La coordinazione di tutte queste attività e la sua attenta programmazione è equivalente a qualsiasi altra attività industriale basata su un attento controllo dei cicli di produzione.

1.4 Problematiche generali ed economiche dello scavo meccanizzato

Il complesso macchina – materiale di scavo deve essere studiato in modo da permettere la realizzazione di una galleria, secondo modalità, tempi e costi ottimali. Nel quadro sinottico di figura 5 , si mostra la vasta materia riguardante il settore dello scavo meccanizzato.

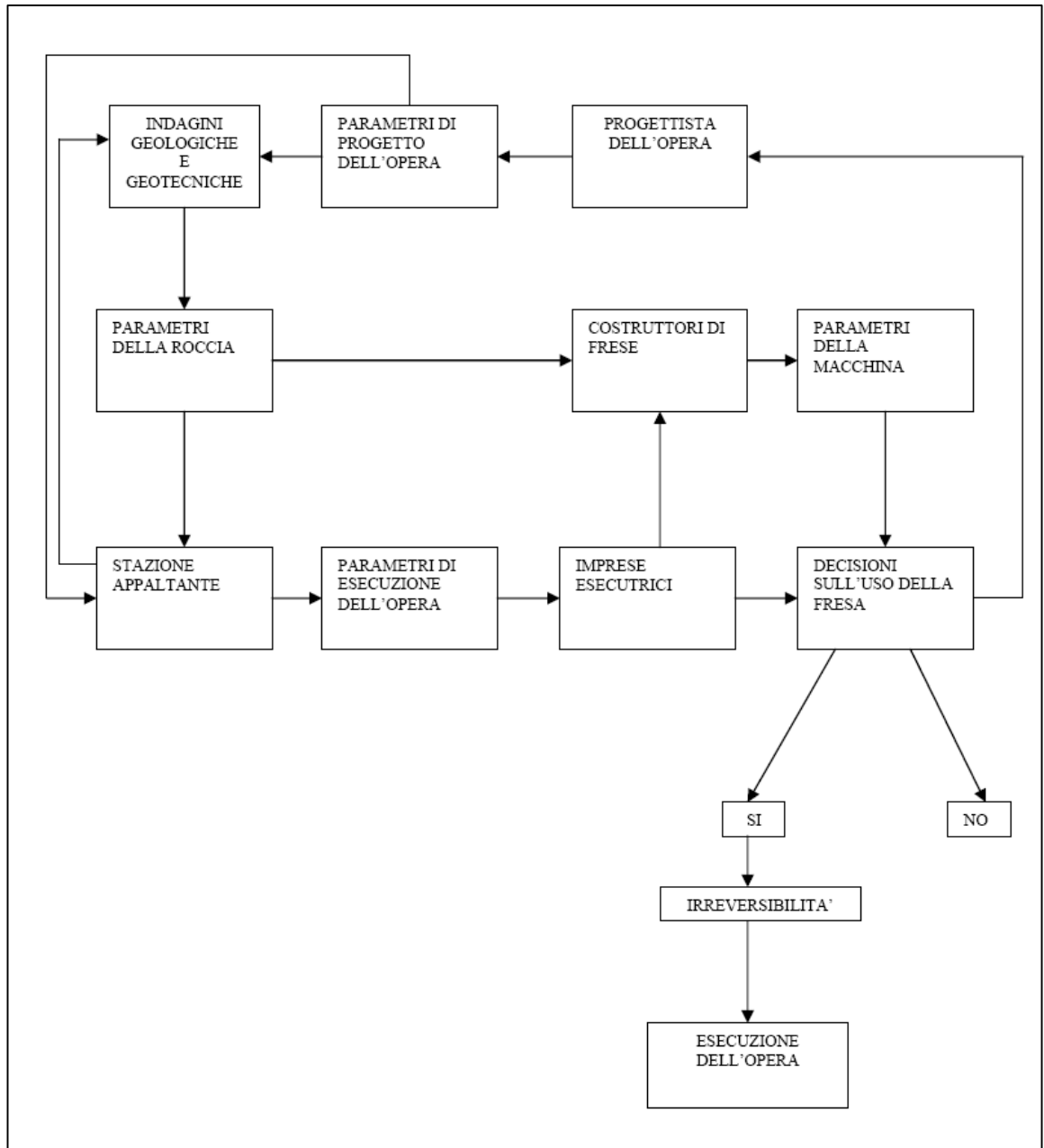


Figura 5: Schema delle concatenazioni riguardanti i gruppi operativi e decisionali dello scavo meccanizzato.

Osservazione fondamentale, che condiziona la concatenazione presentata, è che, una volta deciso l'impiego della macchina, la scelta del metodo di scavo è *irreversibile*, nel senso che non è più possibile adeguare il mezzo di abbattimento alle condizioni della roccia o dell'ambiente nel modo relativamente semplice che si può eseguire impiegando metodi tradizionali: naturalmente esisterebbe l'ovvia alternativa del "no", che tuttavia, come dimostrato dagli elevati indici prestazionali indicati in tabella1 del paragrafo 1.2, si dimostrerebbe poco produttiva.

Lo schema rivela come la mancanza di un legame diretto tra "parametri della roccia" ed "imprese costruttrici" è l'affermazione del fatto che, vista l'irreversibilità della scelta, sia indispensabile premettere un'unica, approfondita indagine per la individuazione dei parametri della roccia.

Da quanto detto emerge anche il significato del collegamento diretto tra parametri della roccia e costruttori di TBM: infatti è dal grado di approssimazione delle conoscenze geologiche e geotecniche che dipende il campo di variabilità dei termini di progettazione della macchina.

I parametri della roccia che entrano maggiormente in gioco sono comunque quelli determinanti la resistenza della roccia all'azione di abbattimento così come la distribuzione granulometrica, le caratteristiche di plasticità e permeabilità nel caso di tunnel in suoli [13]. Altrettanto importanti sono le eterogeneità litologiche, le discontinuità tessiturali e meccaniche, le condizioni di stabilità dello scavo.

Per quanto attiene ai parametri tecnici della macchina, si individuano tre gruppi fondamentali:

- Azione: utensili, potenza installata sulla testa di scavo, spinta assiale, forza di grippaggio nel caso di TBM aperte, controllo della direzione.
- Tipologia ed Ingombro : numero e tipo di impianti meccanici, oleodinamici e tecnologici da installare a seconda della TBM scelta.

In base ai parametri del progetto, del materiale da scavare e della macchina scelta si è in grado di definire :

- I tempi di consegna dell'opera
- I costi

Alla quantificazione dei tempi di consegna dell'opera concorrono i tempi di consegna della macchina e la velocità dello scavo che è determinata da molteplici fattori tra i quali ricordiamo:

- velocità netta di scavo, che è funzione della resistenza della roccia o del tipo di terra che si sta scavando, degli utensili, della spinta e della potenza disponibili;
- tempo di sostituzione degli utensili, la cui usura, diversa a seconda della posizione occupata sulla testa di taglio, è determinata da resistenza e abrasività della roccia e dalle sue discontinuità litologiche e meccaniche, dalla velocità netta di scavo e dalla deviazione dall'asse;
- manutenzione;

- tempo di ripresa delle deviazioni dall'asse, dovute al moto della testa e alle discontinuità della roccia;
- tempo di installazione dei sostegni o conci prefabbricati;

Per quanto riguarda i costi possiamo in prima analisi distinguere:

- Costi di investimento: costituiti dal costo della macchina e dal piano di ammortamento, spese di ricerca geologica e geotecnica, costi di installazione cantiere e di costituzione di scorte di ricambi che con l'uso delle TBM presentano aspetti particolari. Va rilevato che tali costi sono funzione delle quantità scavate, determinate a loro volta dalla lunghezza della galleria e dal possibile reimpiego della fresa, a questo proposito si inquadra la necessità di una standardizzazione dei diametri delle gallerie, che consenta l'aumento delle possibilità di impiego di ogni macchina, visto che per variare il diametro della testa di taglio occorre sostenere degli oneri economici non indifferenti.
- Costi di esercizio: concorrono a determinare tali costi i seguenti:
 - a) Costo degli utensili
 - b) Costo dell'energia elettrica
 - c) Ricambi e materiali di consumo
 - d) Manodopera: il problema della manodopera è assai delicato, poiché la TBM determina in principio un minore impiego di personale, ma richiede che tale personale sia altamente specializzato, rispetto ad un cantiere tradizionale.

PARTE 2 : CLASSIFICAZIONE DEGLI AMMASSI ROCCIOSI.

Nella prima parte si è messa in evidenza l'importanza di uno studio geologico e geotecnico preliminare che dia informazioni utili per valutare l'applicabilità o meno dello scavo meccanizzato per la realizzazione di un'opera in sotterraneo, valutandone la sua convenienza economica nei confronti delle convenzionali metodologie di costruzione di gallerie.

La presente tesi, come si vedrà in seguito e come anticipato nella definizione degli obiettivi, ha come oggetto la descrizione delle attività di costruzione, monitoraggio, reporting ed analisi-valutazione del tunnelling process di tre gallerie (Linea 9 della metropolitana di Barcellona, due gallerie idrauliche nell'ambito dei lavori di Adduzione per la Val di Chiana Arezzo) che interessano fundamentalmente ammassi rocciosi di qualità più o meno scadente, pertanto in questa seconda parte, dedicata alle classificazioni tecniche dei materiali di scavo, è sembrato opportuno concentrare l'attenzione sugli ammassi rocciosi e lasciare in secondo piano la classificazione delle terre.

2.1 Lo studio geologico e geotecnico

La geologia gioca un ruolo fondamentale nella maggior parte delle decisioni e delle scelte progettuali e costruttive. In una galleria il terreno sovrastante non costituisce solo i carichi, ma anche il supporto primario finché i sostegni non sono installati. Per questo l'ammasso roccioso che circonda lo scavo è effettivamente considerato un materiale da costruzione. Lo studio geologico, idrogeologico e geotecnico è fondamentale per la scelta dei metodi di costruzione e sostegno e per la stima dei costi.

Bisogna comprendere le caratteristiche della geologia regionale e della zona specifica anche se non si può osservare direttamente tutto il sottosuolo interessato dal progetto. Si ricorre quindi ad osservazioni e sondaggi con prelievo di materiale (recupero di carote) in quantità minime rispetto al volume totale del tunnel, tale dato va visto in funzione del tipo di lavoro da realizzare, il caso di Barcellona difatti è un esempio di studio geologico e geotecnico di grande dettaglio, trattandosi di un lavoro in ambiente urbano ad altissimo impatto nei confronti delle strutture ed edifici circostanti.

Una corretta ed approfondita conoscenza della geologia consente una progettazione corretta ed evita il presentarsi di problemi imprevisti in fase di costruzione. Viceversa, indagini insufficienti possono produrre informazioni errate ed aumentare il rischio che si verifichino situazioni pericolose ed impreviste che possono fermare la costruzione, con conseguente aumento dei costi anche oltre il 50% rispetto alla spesa prevista.

Quindi, per tutte queste ragioni, la spaziatura tra i sondaggi si ritiene debba essere indicativamente compresa tra i 150 e i 500m e la lunghezza complessiva degli stessi almeno pari al 3% della lunghezza del tunnel. Dal punto di vista dei costi, la spesa per le indagini si ritiene debba essere non inferiore al 2% del costo totale del progetto (fino all'8% in geologie molto complesse). Le informazioni di tipo geologico-strutturale vanno ricercate su grande scala (carta degli affioramenti superficiali, schema tettonico e strutturale, profili

geologici, descrizione petrografia delle formazioni), ma anche in relazione al comportamento della roccia in laboratorio (analisi della roccia come materiale) ed in sito (analisi della massa rocciosa). Oltre che per il tracciato, gli studi preliminari servono a verificare che non esistano problemi di ordine geologico/geotecnico riguardanti gli accessi alla galleria, le zone dei portali, le zone ove saranno posizionati i cantieri all'aperto (piazze per uffici, officine e impianti di vario genere), le zone atte all'apertura di eventuali cave di prestito per la produzione degli inerti da calcestruzzo e le zone per la messa in discarica dei detriti risultanti dagli scavi. Nella caratterizzazione geotecnica o geomeccanica, che si sviluppa contemporaneamente o in continuità con la caratterizzazione geologica, devono essere individuate le varie zone o tratti di galleria omogenei e i parametri geotecnici di competenza (deformabilità, resistenza, permeabilità, ecc.).

Si devono identificare le proprietà significative per il progetto in esame, individuare una metodologia per la loro misurazione e quantificarle. In generale, è opportuno adottare metodologie di indagine standardizzate, ripetere la stessa prova su più campioni e adottare più di un metodo di misura della stessa proprietà.

I principali saggi di laboratorio eseguiti per l'analisi della roccia come materiale sono:

- massa volumica;
- determinazione del modulo elastico (di Young) e del modulo di Poisson;
- prove di compressione uniassiale e triassiale;
- prove di trazione (dirette e indirette);
- prove di taglio diretto;
- prove edometriche.

In sito si esegue invece l'analisi dell'ammasso roccioso, mediante la determinazione di alcuni indici di qualità:

- RQD (recupero percentuale modificato, eseguito sulle carote recuperate dai sondaggi);
- alterazione della roccia;
- condizioni idrogeologiche;
- discontinuità presenti (frequenza, organizzazione, orientazione, apertura, continuità nello spazio, morfologia della superficie, riempimento, comportamento meccanico).

2.2 Caratteristiche fisiche dell'ammasso roccioso

L'ammasso roccioso è l'insieme delle formazioni geologiche interessate da una galleria, fisicamente caratterizzate da blocchi di roccia separati da fessure o giunti, faglie e discontinuità.

Le fessure o giunti individuano fratture naturali che rendono la roccia strutturalmente divisa in blocchi, ma senza segni visibili di scorrimento; essi possono essere di diversa natura, interessati dalla presenza di materiale di riempimento spesso dotato di caratteristiche meccaniche più scadenti. Frequentemente queste fessure si formano parallelamente ai piani di stratificazione, di scistosità e di clivaggio.

La faglia è una frattura (planare o non planare) della roccia che mostra evidenze di movimento relativo tra due masse rocciose da essa divise. La superficie lungo cui si è verificata la frattura si chiama superficie di faglia oppure piano di faglia. Le rocce in prossimità di una faglia risultano spesso intensamente frantumate e si parla in questo caso di rocce di faglia quali le cataclasiti o le miloniti. La larghezza delle faglie può variare da alcuni millimetri a centinaia di metri.

Per discontinuità si intende qualsiasi interruzione della continuità della massa rocciosa avente resistenza a trazione bassa o nulla. E' il termine collettivo per la maggior parte dei giunti, dei piani di stratificazione, dei piani di scistosità, delle zone di indebolimento e delle faglie.

Le proprietà fisiche di un ammasso roccioso e delle sue discontinuità possono essere descritte da una serie di parametri caratteristici:

a. *Orientazione o giacitura* - Posizione della discontinuità nello spazio. E' univocamente determinabile in riferimento all'azimut della direzione di immersione e all'inclinazione sull'orizzontale della linea di massima pendenza del piano di discontinuità. Il rilievo delle giaciture si può rappresentare sinteticamente mediante proiezione stereoscopica di poli di piani o mediante proiezione stereografica di cerchi massimi. Queste rappresentazioni forniscono, assieme all'orientazione, anche la frequenza delle discontinuità in una data zona (famiglie di giunti). La giacitura delle discontinuità va considerata in rapporto alla direzione dell'asse della galleria ed è un importante parametro per giudicare le condizioni di scavo e di stabilità della galleria stessa.

b. *Spaziatura dei giunti* - Distanza tra discontinuità adiacenti misurata in direzione ortogonale alle discontinuità stesse. Individua le dimensioni dei singoli blocchi di roccia intatta e può essere valutata dall'osservazione della roccia in posto (normalmente ci si riferisce alla spaziatura media di un sistema di fessure).

c. *Riempimento* - Materiale che separa le pareti adiacenti di una discontinuità e che è di solito meno resistente della roccia primitiva. Questo implica una grande variazione delle caratteristiche di resistenza del mezzo. In particolare, la resistenza al taglio risulta

condizionata dalla composizione mineralogica del materiale di riempimento, dallo spessore, dalla dimensione delle particelle, dal grado di consolidamento, dal contenuto d'acqua e dalla condizione delle pareti. Tipici materiali di riempimento sono sabbia, limo, argilla, breccia più o meno fine, milonite.

d. *Scabrezza* - Rugosità delle superfici affacciate di una discontinuità e ondulazione relativamente al piano medio delle discontinuità. Le superfici possono essere da levigate a scabre ed incidono sul valore dell'angolo d'attrito e dunque sulla resistenza al taglio.

e. *Continuità o persistenza* - Lunghezza della traccia della discontinuità osservata in un affioramento. Può dare una misura grossolana dell'estensione areale o della profondità di penetrazione di una discontinuità. La persistenza è massima in assenza di ponti di roccia.

f. *Apertura* - Distanza fra i lembi affacciati di una discontinuità quando lo spazio interposto è riempito di aria o acqua;

g. *Filtrazione* - Flusso d'acqua e abbondante umidità visibile nelle singole discontinuità o nella massa rocciosa nel suo insieme. La presenza di acqua tende a diminuire la resistenza al taglio. Una stima della portata e della pressione dell'acqua può fornire indicazioni utili sulle condizioni di stabilità dello scavo.

h. *Resistenza delle pareti* - Resistenza a compressione dei lembi affacciati di una discontinuità. Può essere minore della resistenza della roccia per l'esposizione agli agenti atmosferici o per l'alterazione delle pareti. Costituisce una componente rilevante della resistenza al taglio se le pareti sono a contatto.

i. *Numero di sistemi di discontinuità* - Definisce l'insieme dei sistemi presenti. La massa rocciosa può essere ulteriormente divisa da discontinuità di carattere singolare.

j. *Dimensione dei blocchi* - Dimensioni del blocco roccioso risultante dalla reciproca orientazione dei sistemi di fratture che si intersecano e dalla spaziatura dei singoli sistemi. I dati ricavati dal rilievo geostrutturale sono utili alla valutazione preliminare delle caratteristiche dell'ammasso nel suo complesso.

A seconda delle classificazioni tecniche oggi usate, ciascun parametro può avere un peso differente nel calcolo del punteggio totale e della classe dell'ammasso roccioso.

2.3 Le classificazioni geomeccaniche

Le classificazioni geomeccaniche delle rocce si presentano come suddivisioni delle formazioni rocciose in classi di qualità, ciascuna delle quali corrisponde a zone con caratteristiche uniformi ed omogenee ai fini geo - applicativi.

In questo paragrafo si vuole fornire un quadro d'insieme delle classificazioni più interessanti proposte nel campo specifico della costruzione di gallerie. Particolare attenzione sarà rivolta all'indice RMR e al GSI utili nella sezione dedicata alla correlazione tra le caratteristiche della roccia e le prestazioni della fresa .

Nell'ambito delle gallerie, le classificazioni hanno essenzialmente lo scopo di suddividere la massa rocciosa in zone di uguale scavabilità e in zone di uguale comportamento elastico attraverso uno o più fattori geologici. I dati d'ingresso per l'identificazione di un ammasso roccioso, nell'ambito di una classificazione, possono essere di tipo qualitativo o quantitativo. Il valore di uscita indica l'appartenenza dell'ammasso in esame ad una data classe nell'ambito della classificazione adottata, in corrispondenza della quale vengono spesso fornite indicazioni sul carico gravante sull'armatura o suggerimenti sul tipo di armatura da adottare.

Ad oggi, le classificazioni che sembrano affrontare il problema con maggiore rigore sono:

- RSR (Rock Structure System; Wickham et al., 1972);
- RMR (Rock Mass Rating System; Bieniawski, 1973, 1989);
- Q (Quality System; Barton et al., 1974);
- GSI (Geological Strength Index; Hoek et al., 1994, 1998, Marinos e Hoek, 2000).

2.3.1 Classificazione di Wickham (RSR)

Il metodo RSR introdotto da Wickham et al. nel 1972 rappresenta il primo tentativo di esprimere in modo quantitativo la qualità di un ammasso roccioso mediante la somma di punteggi associati a parametri ritenuti caratteristici.

I fattori che influenzano la risposta allo scavo sono raggruppati in tre parametri di base (A, B e C).

Parametro A

Rappresenta la struttura della roccia e comprende: la natura del litotipo (igneo, metamorfico, sedimentario); la durezza della roccia (dura, media, soffice, decomposta); la struttura geologica (massiva, leggermente fratturata, moderatamente fratturata, intensamente fratturata).

	Dura	Media	Tenera	Decomposta
Ignea	1	2	3	4
Metamorfica	1	2	3	4
Sedimentaria	2	3	4	4

Tabella 2: tipi di durezza in funzione del litotipo

In base al tipo di durezza si definisce il parametro A in funzione della struttura geologica dell'ammasso.

Parametro A	Massiva	Leggermente fratturata	Moderatamente fratturata	Intensamente fratturata
Tipo 1	30	22	15	9
Tipo 2	27	20	13	8
Tipo 3	24	18	12	7
Tipo 4	19	15	10	6

Tabella 3: Determinazione di A in funzione della struttura geologica

Parametro B

Tiene conto della spaziatura e della orientazione delle discontinuità in relazione alla direzione di avanzamento dello scavo. In particolare, si distinguono i casi in cui la direzione media di immersione è tendenzialmente parallela o perpendicolare alla direzione di scavo.

Spaziatura	Avanzamento scavo				
	Concorde			Discorde	
	Dip 0 - 20	Dip 20-50	Dip 50-90	Dip 20-50	Dip 50-90
< 5 cm	9	11	13	10	12
5 - 15 cm	13	16	19	15	17
15 - 30 cm	23	24	28	19	22
30 - 60 cm	30	32	36	25	28
60 - 120 cm	36	38	40	33	35
> 120 cm	40	43	45	37	40

Tabella 4: Direzione perpendicolare all'asse della galleria

Spaziatura	Concorde o discorde		
	Dip 0 - 20	Dip 20-50	Dip 50-90
< 5 cm	9	9	7
5 - 15 cm	14	14	11
15 - 30 cm	23	23	19
30 - 60 cm	30	28	24
60 - 120 cm	36	34	28
> 120 cm	40	38	34

Tabella 5: Direzione parallela all'asse della galleria

Parametro C

Riguarda gli effetti del flusso idraulico sotterraneo e comprende: la qualità media dell'ammasso roccioso (valutata come somma dei parametri A e B) e la portata di afflusso d'acqua riferita a 300 m di scavo.

	Buona	Discreta	Scarsa
Nessun flusso	22	18	12
Minimo (< 15 l/s)	19	15	9
Moderato (15-60 l/s)	15	11	7
Massiccio (> 60 l/s)	10	8	6

Tabella 6: Effetti del flusso idraulico per (A+B) = 13-14

	Buona	Discreta	Scarsa
Nessun flusso	25	22	18
Minimo (< 15 l/s)	23	19	14
Moderato (15-60 l/s)	21	16	12
Massiccio (> 60 l/s)	18	14	10

Tabella 7: Effetti del flusso idraulico per (A+B) = 44-75

Ad ognuno dei tre parametri è quindi associato un indice numerico; la somma dei tre (A+B+C) fornisce il valore di RSR per l'ammasso roccioso analizzato.

Il coefficiente RSR (variabile da 19 a 100) così ottenuto si traduce in un diverso grado di armatura in funzione delle dimensioni della galleria. Questo sistema fa riferimento ad armature ottenute con centine; solo subordinatamente si può estendere ad altre tecniche di supporto (bulloni, shotcrete, ecc.).

Per definire una classe di ammasso roccioso bisogna correlare il valore di RSR ottenuto con l'indice RMR (Classificazione di Bieniawski) o con l'indice Q (Classificazione di Barton) mediante le seguenti relazioni:

$$RSR = 0,77 RMR + 12,4$$

$$RSR = 13,3 \text{ Log}Q + 46$$

Se lo scavo viene eseguito con TBM, il valore di RSR deve essere corretto con un apposito fattore (AC>1) funzione del diametro della galleria

$$(RSR^* = AC \times RSR).$$

In questo modo si tiene conto del fatto che lo scavo meccanizzato disturba in modo meno grave la roccia al contorno del vuoto.

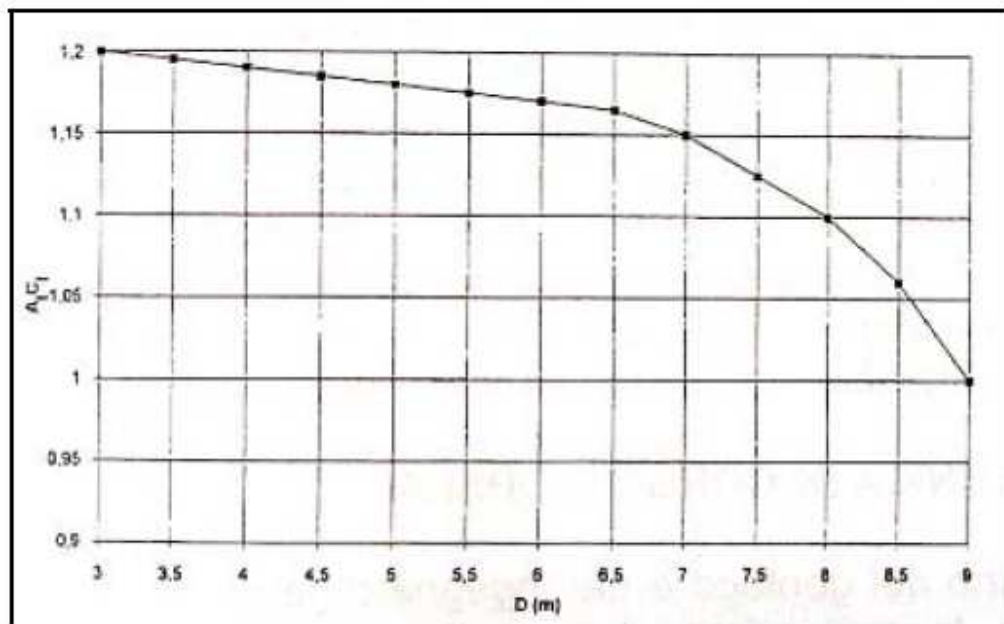


Figura 6: Fattore di correzione di RSR per scavo con TBM in funzione del diametro della galleria (Wickham G.E. et al., 1974)

Questa classificazione è l'unica che tiene in considerazione la natura litologica e la genesi delle rocce che costituiscono l'ammasso roccioso.

2.3.2 Classificazione di Bieniawski (BRMR e RMR)

Il sistema di classificazione geomeccanica degli ammassi rocciosi proposto nel 1976 da Bieniawski è stato elaborato per i problemi relativi allo scavo delle gallerie, ma ha trovato estensione di impiego anche negli scavi per fondazioni e su fronti inclinati [14]. L'autore prende in considerazione 6 fattori (P_i) che considera maggiormente influenti sulla stabilità della struttura e sul sistema adottabile per realizzare lo scavo. A ciascun fattore è attribuito un punteggio (Rating) in relazione alla maggiore o minore importanza, come indicato nelle tabelle seguenti.

Coefficiente P_1

Il primo coefficiente è relativo alla resistenza a compressione del materiale (σ_c o C_0), determinabile su campioni di roccia tramite prova di compressione semplice (monoassiale) o tramite Point Load Test.

La prova di compressione monoassiale si esegue su campioni cilindrici, di diametro pari a 54mm e altezza pari a 2-2,5 volte il diametro, portati a rottura in apposite celle di carico. Il Point Load Test consiste nel portare a rottura provini isometrici, ricavati da carote di roccia, per applicazione di un carico diametrale tra due punte di forma standardizzata (due punzoni

conici). Questa prova ha il vantaggio di essere più rapida, speditiva ed economica di quella per compressione semplice. Il risultato è un indice:

$$I_s = \text{Forza di rottura} / (\text{distanza tra i punzoni a rottura})$$

Per stimare la resistenza a compressione uniassiale si sfruttano le seguenti relazioni empiriche, in cui d è il diametro del campione:

$$\text{per } d \approx 50\text{-}54 \text{ mm} \rightarrow \sigma_c = 24 \times I_s$$

$$\text{per } d \neq 50 \text{ mm} \rightarrow \sigma_c = (14 + 0,175 \cdot d) \times I_s$$

Coefficiente P2

Il secondo parametro della classificazione di Bieniawski è l'RQD (Rock Quality Designation). Esso descrive la qualità della roccia indirettamente, attraverso il numero delle fratture osservate nelle carote estratte da un sondaggio: $RQD(\%) = (\sum \text{lunghezza delle parti di carota} \geq 10 \text{ cm} / \text{lunghezza totale})$

Coefficiente P3

Il terzo coefficiente preso in considerazione è relativo alla spaziatura delle discontinuità appartenenti alla stessa famiglia.

Coefficiente P4

Questo indice esprime la condizione dei giunti in relazione alla loro persistenza, apertura e riempimento.

Coefficiente P5

Il quinto coefficiente è espressione delle condizioni idrauliche dell'ammasso, determinabili misurando la portata di venute d'acqua in 10m di galleria o, più qualitativamente, osservando le condizioni generali della roccia.

Coefficiente P6

Il sesto parametro considera l'influenza della orientazione delle fratture rispetto all'avanzamento dello scavo. L'autore intende molto favorevoli o favorevoli situazioni in cui il piano delle discontinuità ha immersione perpendicolare all'asse della galleria e inclinazione nel verso di avanzamento; sono discrete o sfavorevoli situazioni in cui il piano delle discontinuità ha immersione perpendicolare all'asse della galleria e inclinazione

contraria al verso di avanzamento; sono infine molto sfavorevoli situazioni in cui il piano delle discontinuità ha immersione parallela all'asse della galleria e inclinazione maggiore di 20°. Nelle tabelle seguenti è presentato un quadro di sintesi dei parametri e dei relativi punteggi che concorrono alla classificazione degli ammassi rocciosi secondo Bieniawski.

Resistenza a compress. uniassiale	[MPa]	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1
Resistenza al "Point load test"	[MPa]	>10	4-10	2-4	1-2			
P₁		15	12	7	4	2	1	0

RQD	(%)	90-100	75-90	50-75	25-50	<25
P₂		20	17	13	8	3

Spaziatura delle discontinuità	[cm]	>200	60-200	20-60	6-20	<6
P₃		20	15	10	8	5

Stato delle discontinuità	P₄
Chiuse e non continue. Superf. molto rugose. Pareti asciutte.	30
Apertura < 0,1mm, non continue. Superfici rugose. Pareti umide.	25
Apertura < 0,1mm, continue e senza riempimento. Superfici rugose. Pareti bagnate.	20
Apertura di 1-5mm, continue. Riempimento di argilla con potenza < 5mm. Superfici lisce.	10
Apertura > 5mm, continue. Riempimento di argilla molle di potenza > 5mm.	0

Acqua nella massa		P₅
Venute in 10m di galleria Q₁₀ [l/min]	Condizioni generali della roccia	
nessuna	perfettamente asciutta	15
< 10	umida	10
10-25	bagnata	7
25-125	stillicidi	4
125	venuta d'acqua	0

Orientamento delle fratture	P₆		
	Gallerie	Fondazioni	Pendii
molto favorevole	0	0	0
favorevole	-2	-2	-5
discreta	-5	-7	-25
sfavorevole	-10	-15	-50
molto sfavorevole	-12	-25	-60

Tabella 8: Fattori influenti sulla classificazione di Bieniawski e valutazione dei coefficienti numerici Pi

A commento delle tabelle si osserva che l'attribuzione del punteggio ai diversi fattori risulta facilmente eseguibile con prove usuali e osservazioni di superficie.

La somma dei primi 5 indici fornisce il Basic Rock Mass Rating (BRMR) che è un indice globale delle condizioni geomeccaniche della roccia.

$$BRMR = \sum_{i=1}^5 P_i$$

Applicando al BRMR il parametro correttivo P_6 si ottiene l'indice RMR:

$$RMR = \sum_{i=1}^5 P_i - P_6$$

in base all'RMR l'ammasso roccioso sarà ascrivibile ad una delle 5 classi di qualità individuate dall'autore. A ciascuna classe sono associati i valori di alcune importanti caratteristiche meccaniche: coesione, angolo d'attrito, tempo di autoportanza (tempo di stabilità senza sostegni) e lunghezza o luce libera dello scavo (lunghezza che rimane stabile per il tempo necessario a realizzare tutte le operazioni di sgombero e messa in opera dei sostegni).

RMR		0-20	21-40	41-60	61-80	81-100
Classe		V	IV	III	II	I
Qualità dell'ammasso		molto scadente	scadente	discreta	buona	ottima
Coesione	c [MPa]	<0,1	0,1-0,2	0,2-0,3	0,3-0,4	>0,4
Angolo d'attrito	ϕ (°)	<15	15-25	25-35	35-45	>45
Tempo di autoportanza		10 min	5 ore	1 sett	6 mesi	10 anni
Lunghezza libera di scavo	[m]	0,5	1,5	2	4	5

Tabella 9: Classificazione dell'ammasso roccioso in funzione dell'indice globale RMR

La classificazione permette anche di esprimere un giudizio sulle difficoltà di scavo:

- classe I: nessuna difficoltà;
- classe II: può essere scavata facilmente; frammentazione notevole;
- classe III: discreta difficoltà;
- classe IV: si scava con difficoltà; frammenti di notevoli dimensioni;
- classe V: notevoli difficoltà di scavo.

Per ciascuna classe Bieniawski indica, infine, le più opportune modalità di avanzamento con metodo tradizionale (scavo con esplosivo a piena sezione o a sezioni multiple) e i sistemi di sostegno di prima fase da adottare (centine, bulloni, calcestruzzo proiettato).

Per lo scavo meccanizzato l'indice RMR ottenuto va aumentato di una classe di qualità. Un altro procedimento è quello di passare dal punteggio RMR all'RSR attraverso la formula $RSR = 0,77RMR + 12,4$ (Bieniawski, 1989); si modifica quindi il fattore RSR in RSR e si ritorna al punteggio RMR (RMR*) attraverso la formula inversa.*

La classificazione proposta da Bieniawski nel 1989 si differenzia da quella appena illustrata per due aspetti: - la possibilità di valutare i parametri P1 (resistenza della roccia), P2 (RQD) e P3 (spaziatura) secondo curve continue e non per classi discrete (vedi rispettivamente Figura 7, 8, 9); - la possibilità di ricavare il parametro P4 (condizione dei giunti) in modo meno soggettivo, usando una tabella più dettagliata (vedi Tabella 10).

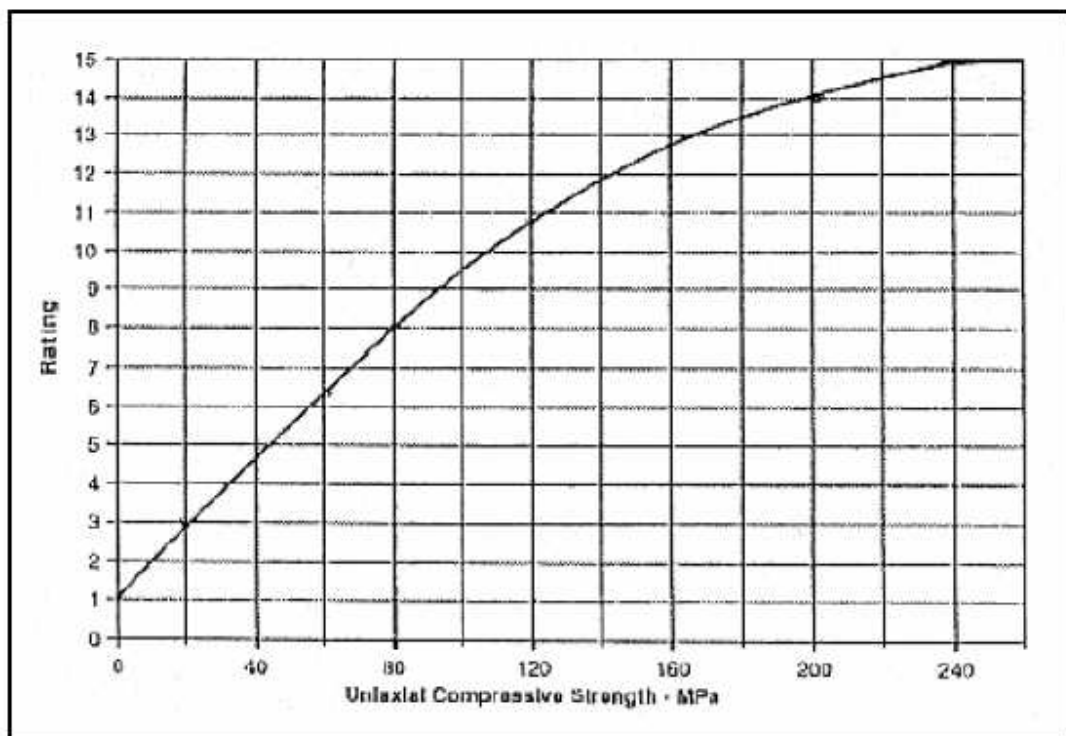


Figura 7: Determinazione del parametro P1 (resistenza della roccia) (Bieniawski '89)

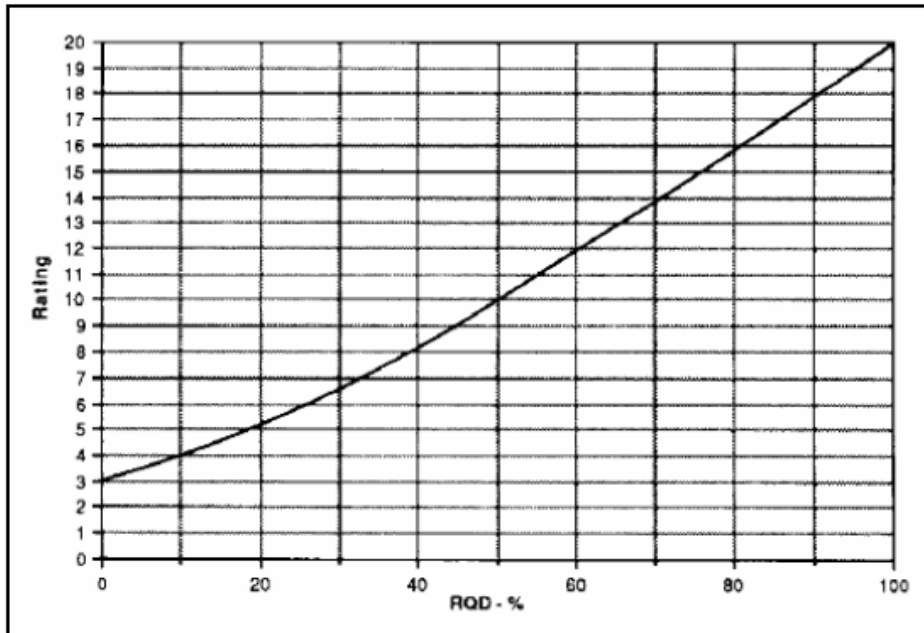


Figura 8: Determinazione del parametro P2 (RQD) (Bieniawski '89)

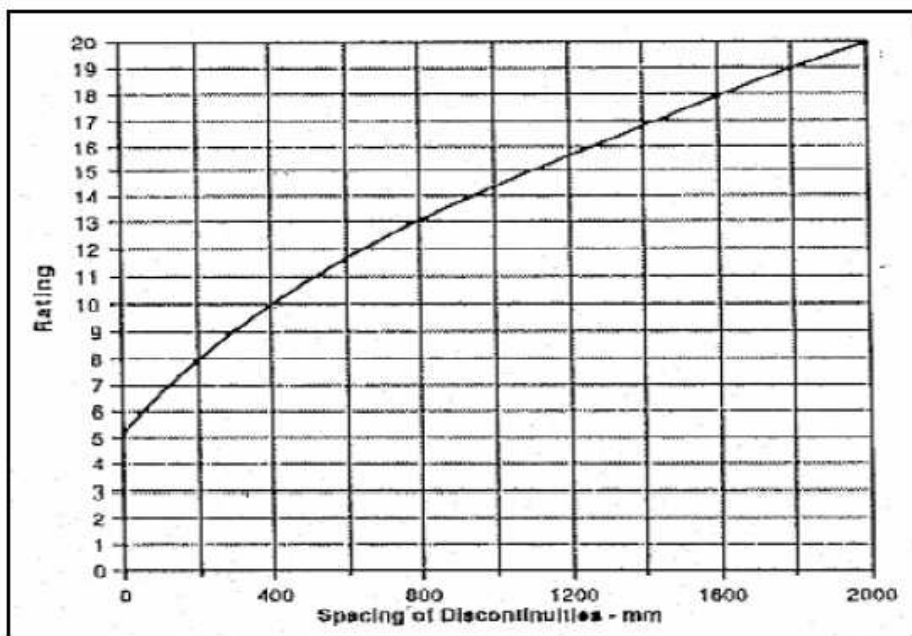


Figura 9: Determinazione del parametro P3 (Spaziatura) (Bieniawski '89)

PARAMETRI	INTERVALLI DI VALORI				
Lunghezza giunto	<1m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20 m
Indice	6	4	2	1	0
Apertura giunto	Chiuso	<0.1 mm	0,1-1 mm	1-5 mm	>5 mm
Indice	6	5	4	1	0
Rugosità giunto	Molto rugoso	Rugoso	Leggerm. rugoso	Liscio	Laminato
Indice	6	5	3	1	0
Riempimento	Nessuno	Compatto<5mm	Compatto>5mm	Molle<5mm	Molle>5mm
Indice	6	4	2	2	0
Alterazione giunti	Non alterati	Legg alterati	Mediam alterati	Molto alterati	Decomposti
Indice	6	5	3	1	0

Tabella 10 : Determinazione del parametro P4 (Condizione dei giunti) (Bieniawski '89)

I parametri P5 (condizioni idrauliche) e P6 (orientamento discontinuità) si calcolano come nella classificazione del 1976. Come in precedenza, la somma dei 5 indici fornisce il BRMR; correggendo il BRMR con l'indice P6 si ottiene l'RMR89 legato alla qualità dell'ammasso roccioso secondo la seguente tabella.

RMR ₈₉	0-20	21-40	41-60	61-80	80-100
Classe	V	IV	III	II	I
Qualità dell'ammasso	molto scadente	scadente	discreta	buona	ottima

Tabella 11: Classificazione dell'ammasso roccioso in funzione dell'indice globale RMR89

I parametri geomeccanici sono correlati direttamente a BRMR89 (e non a RMR89) attraverso le seguenti relazioni:

$$\varphi = 5 + \frac{BRMR_{89}}{2}$$

$$c = 0,005 \cdot BRMR_{89}$$

$$E = 10 \frac{BRMR_{89} - 10}{40}$$

dove:

- φ (°) = angolo d'attrito dell'ammasso roccioso;
- c [MPa] = coesione dell'ammasso roccioso;
- E [GPa] = modulo elastico dell'ammasso roccioso.

L'indice RMR ottenuto dalla Classificazione di Bieniawski può essere correlato con l'indice RSR (Classificazione di Wickham) e con l'indice Q (Classificazione di Barton) mediante le seguenti formule:

$$RMR = \frac{RSR - 12,4}{0,77}$$

$$RMR = \ln Q + 44$$

2.3.3 Classificazione di Barton (Q)

Il Quality System introdotto da Barton et al. nel 1975 è frutto dell'analisi di oltre 200 casi di costruzioni di gallerie ed è forse la più completa tra le classificazioni elaborate sino ad oggi, anche se nel contempo è la più complessa dal punto di vista applicativo [15].

Essa si propone di definire in termini di progetto i mezzi di sostegno di gallerie, attraverso la determinazione di un indice numerico (Q) di qualità globale della massa naturale. Tale indice tiene conto di sei fattori considerati come influenti sulla stabilità dell'opera:

- Indice RQD (Rock Quality Designation)

E' il rapporto tra la lunghezza complessiva dei campioni aventi lunghezza $L > 10$ cm e la lunghezza totale carotata. Nel caso in cui non sia disponibile alcun sondaggio, l'RQD può essere calcolato attraverso l'indice di spazatura:

$$J_v = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3}$$

dove S_1 , S_2 e S_3 sono le spazature medie per ogni famiglia di discontinuità

$$RQD = 1,5 - 3,3 \cdot J_v$$

- Joint Set Number (Jn)

Il numero di famiglie di discontinuità nell'ammasso è funzione della quantità e del tipo di fratture. Si considerano famiglie di giunti le fratture e le stratificazioni, mentre le discontinuità di clivaggio sono considerate come giunti sparsi.

- Joint Roughness Number (Jr)

Questo parametro individua la forma e la scabrezza del giunto, a piccola e grande scala, in relazione al tipo di contatto che si realizza tra i lembi.

- Joint Alteration Number (Ja)

Questo parametro è funzione dei lembi delle superfici di discontinuità e del loro stato di alterazione e riempimento.

- Joint Water Reduction Factor (Jw)

E' il coefficiente di riduzione che tiene conto delle venute d'acqua.

- Stress Reduction Factor (SRF)

E' un fattore di riduzione che dipende dalle tensioni che interessano il cavo della galleria. E' indicativo quindi dello stato di sollecitazione dell'ammasso roccioso.

Nelle tabelle seguenti è presentato un quadro di sintesi dei parametri e relativi punteggi che concorrono alla Classificazione degli ammassi rocciosi secondo Barton.

Tabella 12: Fattori influenti sulla Classificazione di Barton e valutazione dei coefficienti numerici

Definizione di qualità	RQD
Molto bassa	0-25
Bassa	25-50
Media	50-75
Buona	75-90
Eccellente	90-100

Definizione	J_n
Roccia massiccia, nessuna o rade discontinuità	0,5-1
Un sistema di discontinuità	2
Un sistema di discontinuità più altre casuali	3
Due sistemi di discontinuità	4
Due sistemi di discontinuità più altre casuali	6
Tre sistemi di discontinuità	9
Tre sistemi di discontinuità più altre casuali	12
Quattro o più sistemi di discontinuità	15
Roccia frantumata, quasi incoerente	20

Definizione	J_r
Discontinuità brevi	4
Discontinuità scabre o irregolari, ondulate	3
Discontinuità lisce e ondulate	2
Discontinuità levigate e ondulate	1,5
Discontinuità scabre o irregolari, piane	1,5
Discontinuità lisce e piane	1
Discontinuità levigate epiane	0,5
Zone milonitizzate o fratturate con minerali argillosi di riempimento	1

Definizione	J_a	ϕ_r (°)
Discontinuità con bordi non alterati	0,75-1	25-35
Discontinuità con bordi leggermente alterati	2	25-30
Discontinuità con alterazioni argillose	4	8-16
Discontinuità con materiale di riempimento sabbioso	4	25-30
Discontinuità con materiale di riempimento argilloso sovraconsolidato	6	16-24
Disc. con riempimento di argille plastiche mediamente o poco consolidate	8	12-16
Discontinuità con riempimento di argille espansive	8-12	6-12
Fasce di roccia frantumata con argilla	6-12	6-24
Fascia di roccia frantumata ridotta a sabbia o sabbia argillo-limosa	5	20-25
Fasce argillose sottili e continue	10-20	6-24

Definizione	J _w	p acqua [MPa]
Acqua assente o scarsa (venute localizzate < 5 l/min)	1	0,1
Venute limitate o a media pressione, con occasionale dilavamento dei materiali di riempimento delle discontinuità	0,66	0,1-0,25
Venute forti o ad alta pressione, in roccia compatta con discontinuità aperte	0,5	0,25-1
Venute forti o ad alta pressione con forte dilavamento del riempimento delle discontinuità	0,33	0,25-1
Venute eccezionalmente forti o ad altissima pressione dopo le volate, ma decrescenti nel tempo	0,2-0,1	1
Idem, ma senza apprezzabile diminuzione nel tempo	0,1-0,05	1

Condizioni della roccia	SRF
Roccia sciolta con fratture riempite d'argilla	10
Roccia sciolta con fratture aperte	5
Bassa copertura (<50m), con argilla nelle fratture	2,5
Roccia con fratture serrate e condizioni medie di carico litostatico	1

Anche in questo caso, ad ogni parametro è da associare un opportuno punteggio. La stima di ognuno di essi viene inizialmente fatta con indagini di superficie e successivamente affinata in galleria dopo l'inizio dello scavo. Il valore dell'indice di qualità della massa rocciosa è dato dall'espressione:

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

I tre rapporti nella formula hanno il seguente significato fisico:

- RQD/J_n: definisce la struttura dell'ammasso roccioso e fornisce una misura approssimata dei blocchi unitari di roccia;
- J_r/J_a: tiene conto delle caratteristiche di resistenza meccanica dei giunti. Il valore di questo rapporto viene ridotto in funzione del grado di alterazione e dell'apertura dei giunti;
- J_w/SRF: il valore di questo rapporto esprime lo stato di tensione efficace che agisce sull'ammasso roccioso.

L'autore ha previsto nove classi e 38 categorie di sostegni, per valori di Q variabili da meno di 0,01 a 1000.

Qualità dell'ammasso roccioso	Eccezionalmente scadente	Estremamente scadente	Molto scadente	Scadente	Discreta	Buona	Molto buona	Estremamente buona	Eccezionalmente buona
Q	<0,01	0,01-0,1	0,1-1	1-4	4-10	10-40	40-100	100-400	400-1000

Tabella 13: Classificazione dell'ammasso roccioso in funzione dell'indice globale Q

Quando la roccia presenta un valore di resistenza a compressione monoassiale inferiore a 100 MPa (valore per rocce di buona resistenza), occorre allora utilizzare Q_c ottenuto normalizzando il valore di Q per il rapporto $\sigma_c/100$:

$$Q_c = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF} \cdot \frac{\sigma_c}{100}$$

Mediante appositi abachi si risale quindi alle dimensioni del rivestimento definitivo da applicare allo scavo, o alle tipologie di armature provvisorie da adottare in corso d'opera. A differenza di quanto suggerito da Bieniawski, Barton non riporta nella classificazione indicazioni circa l'orientamento dei giunti in funzione dell'asse della galleria in quanto, come spiegato dallo stesso autore, i parametri J_r , J_n e J_a giocano un ruolo più importante definendo il grado di libertà riguardo al movimento dei blocchi. L'indice Q può essere correlato con la Classificazione di Bieniawski (RMR e BRMR) con le seguenti formule:

$$RMR = 9 \ln Q + 44$$

$$BRMR = 9 \ln Q' + 44$$

dove Q' deriva dall'indice Q ponendo il rapporto $J_v/SRF = 1$.

2.3.4 Classificazione di Hoek et al. (GSI)

Il Geological Strength Index (GSI), introdotto da Hoek nel 1994, rappresenta in forma più adeguata le caratteristiche dell'ammasso roccioso, non tenendo conto di quei parametri legati alle condizioni al contorno quali: fattori di correzione relativi all'orientamento delle discontinuità rispetto all'asse della galleria o dovuti alla presenza d'acqua (Bieniawski e Barton) o ancora fattori di riduzione legati alle specifiche condizioni di carico presenti (Barton).

Diversi autori hanno affiancato Hoek nel progressivo perfezionamento del Sistema GSI (Kaiser e Bawden, 1995; Brown, 1995; Marinos e Benissi, 1998) fino alla più recente estensione del metodo anche agli ammassi rocciosi eterogenei (Marinos e Hoek, 2000) [16].

Oltre alla determinazione dell'indice GSI, la classificazione consente la stima della resistenza a compressione uniassiale della roccia intatta (σ_c) e di una grandezza relativa alle caratteristiche mineralogiche e petrografiche della roccia intatta (m_i), parametri funzionali alla definizione dello stato tensionale dell'ammasso (criterio di Hoek e Brown). A rigore le proprietà fisiche del materiale andrebbero misurate in laboratorio con apposite prove (compressione uniassiale o Point Load Test).

In realtà gli autori hanno messo a punto tabelle (basate su una gran mole di dati sperimentali) che consentono una più speditiva valutazione di questi due parametri semplicemente osservando le condizioni della roccia in sito

Grade*	Term	Uniaxial Comp. Strength (MPa)	Point Load Index (MPa)	Field estimate of strength	Examples
R6	Extremely Strong	> 250	>10	Specimen can only be chipped with a geological hammer	Fresh basalt, chert, diabase, gneiss, granite, quartzite
R5	Very strong	100 - 250	4 - 10	Specimen requires many blows of a geological hammer to fracture it	Amphibolite, sandstone, basalt, gabbro, gneiss, granodiorite, peridotite, rhyolite, tuff
R4	Strong	50 - 100	2 - 4	Specimen requires more than one blow of a geological hammer to fracture it	Limestone, marble, sandstone, schist
R3	Medium strong	25 - 50	1 - 2	Cannot be scraped or peeled with a pocket knife, specimen can be fractured with a single blow from a geological hammer	Concrete, phyllite, schist, siltstone
R2	Weak	5 - 25	**	Can be peeled with a pocket knife with difficulty, shallow indentation made by firm blow with point of a geological hammer	Chalk, claystone, potash, marl, siltstone, shale, rocksalt,
R1	Very weak	1 - 5	**	Crumbles under firm blows with point of a geological hammer, can be peeled by a pocket knife	Highly weathered or altered rock, shale
R0	Extremely Weak	0.25 - 1	**	Indented by thumbnail	Stiff fault gouge

* Grade according to Brown (1981).

** Point load tests on rocks with a uniaxial compressive strength below 25 MPa are likely to yield highly ambiguous results.

Figura 10: Stima della resistenza a compressione uniaassiale della roccia intatta (σ_c) (Marinos e Hoek, 2000)

Rock type	Class	Group	Texture			
			Coarse	Medium	Fine	Very fine
SEDIMENTARY	Clastic		Conglomerates *	Sandstones 17 ± 4	Siltstones 7 ± 2	Claystones 4 ± 2
			Breccias *		Greywackes (18 ± 3)	Shales (6 ± 2) Marls (7 ± 2)
	Non-Clastic	Carbonates	Crystalline Limestone (12 ± 3)	Sparitic Limestones (10 ± 2)	Micritic Limestones (9 ± 2)	Dolomites (9 ± 3)
		Evaporites		Gypsum 8 ± 2	Anhydrite 12 ± 2	
	Organic				Chalk 7 ± 2	
METAMORPHIC	Non Foliated		Marble 9 ± 3	Hornfels (19 ± 4) Metasandstone (19 ± 3)	Quartzites 20 ± 3	
	Slightly foliated		Migmatite (29 ± 3)	Amphibolites 26 ± 6	Gneiss 28 ± 5	
	Foliated**			Schists 12 ± 3	Phyllites (7 ± 3)	Slates 7 ± 4
IGNEOUS	Plutonic	Light	Granite 32 ± 3	Diorite 25 ± 5 Granodiorite (29 ± 3)		
		Dark	Gabbro 27 ± 3 Norite 20 ± 5	Dolerite (16 ± 5)		
	Hypabyssal			Porphyries (20 ± 5)	Diabase (15 ± 5)	Peridotite (25 ± 5)
	Volcanic	Lava		Rhyolite (25 ± 5) Andesite 25 ± 5	Dacite (25 ± 3) Basalt (25 ± 5)	
		Pyroclastic	Agglomerate (19 ± 3)	Breccia (19 ± 5)	Tuff (13 ± 5)	

* Conglomerates and breccias may present a wide range of m_i values depending on the nature of the cementing material and the degree of cementation, so they may range from values similar to sandstone, to values used for fine grained sediments (even under 10).

** These values are for intact rock specimens tested normal to bedding or foliation. The value of m_i will be significantly different if failure occurs along a weakness plane.

Figura 11:Stima della costante m_i per la roccia intatta (Marinos e Hoek, 2000)

Il metodo propone quindi una tabella sintetica che fornisce il valore di GSI a partire dalla struttura della roccia e dalle condizioni delle superfici di discontinuità. L'indice può teoricamente variare tra il valore 10 (per rocce particolarmente scadenti) e 100 (per roccia intatta); un punteggio di GSI al di sotto di 25 identifica un ammasso roccioso di qualità molto scadente.

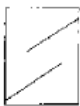
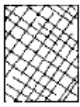




<p>GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000)</p> <p>From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. <u>Note that the table does not apply to structurally controlled failures.</u> Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.</p>		<p>SURFACE CONDITIONS</p> <p>VERY GOOD Very rough, fresh unweathered surfaces</p> <p>GOOD Rough, slightly weathered, iron stained surfaces</p> <p>FAIR Smooth, moderately weathered and altered surfaces</p> <p>POOR Slackensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings or angular fragments</p> <p>VERY POOR Slackensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings</p>				
<p>STRUCTURE</p>		<p>DECREASING SURFACE QUALITY →</p>				
 <p>INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities</p>	90			N/A	N/A	
 <p>BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets</p>	80	70				
 <p>VERY BLOCKY - interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets</p>		60				
 <p>BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity</p>			50			
 <p>DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces</p>				40		
 <p>LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes</p>					30	
					20	
					10	
		N/A	N/A			

Tabella 14: Stima del GSI per ammassi rocciosi fratturati (Marinos e Hoek, 2000)

Relativamente alla struttura della roccia, le voci presenti nella tabella sintetica hanno il seguente significato:

- INTACT OR MASSIVE: massa rocciosa intatta con poche discontinuità, largamente spaziate tra loro.
- BLOCKY: massa rocciosa indisturbata in blocchi ben interconnessi, formati da tre sistemi di discontinuità ortogonali tra loro;
- VERY BLOCKY: massa rocciosa fratturata, parzialmente disturbata, disgiunta in blocchi angolosi formati da quattro o più sistemi di discontinuità;
- BLOCKY/DISTURBED/SEAMY: massa rocciosa ripiegata e fagliata, disgiunta in blocchi angolosi formati da numerosi sistemi di discontinuità;
- DISINTEGRATED: massa rocciosa frantumata, composta da blocchi angolosi o arrotondati, scarsamente interconnessi;

LAMINATED/SHEARED: massa rocciosa priva di blocchi con piani di scistosità poco spaziate.

Relativamente alle condizioni delle discontinuità, le voci presenti nella tabella sintetica hanno il seguente significato:

- VERY GOOD: superfici di discontinuità molto rugose e non alterate;
- GOOD: superfici di discontinuità rugose, leggermente alterate;
- FAIR: superfici lisce, moderatamente alterate;
- POOR: superfici laminate, molto alterate con riempimento compatto con frammenti angolosi di roccia;
- VERY POOR: superfici laminate, molto alterate con riempimento in argilla molle.

L'indice GSI può essere correlato con la Classificazione di Bieniawski mediante il BRMR' (ottenibile dal BRMR considerando l'indice relativo alle venute d'acqua P5 pari a 15):

$$GSI = BRMR' - 5$$

Una volta definiti i parametri σ_c , m_i e l'indice GSI si può procedere alla stima delle proprietà meccaniche dell'ammasso roccioso utilizzando il criterio di rottura di Hoek e Brown [17]:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_c \left[m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_c} + s \right]^a$$

dove:

- σ_1, σ_3 = sforzi principali;
- m_b, s, a = costanti per il cui calcolo si distinguono tre casi:

1° caso : roccia in condizioni indisturbate e $GSI > 25$:

$$m_b = m_i e^{\frac{GSI-100}{28}}$$
$$s = e^{\frac{GSI-100}{9}}$$
$$a = 0,5$$

2° caso : roccia in condizioni indisturbate e $GSI \leq 25$

$$m_b = m_i e^{\frac{GSI-100}{28}}$$
$$s = 0$$
$$a = 0,65 - \frac{GSI}{200}$$

roccia disturbata o rimaneggiata (ammassi scavati con esplosivo o alterati e detensionati) e GSI qualsiasi:

$$m_b = m_i e^{\frac{GSI-100}{14}}$$

$$s = e^{\frac{GSI-100}{6}}$$

$$a = 0,5$$

2.4 Adattamento della Classificazione di Hoek (GSI) ad ammassi rocciosi flyschoidi

Il progetto e l'esecuzione di un'opera geotecnica in un ammasso roccioso eterogeneo come un flysch hanno da sempre presentato maggiori difficoltà che in altri materiali. Queste rocce, che caratterizzano la geologia delle due gallerie per l'Adduzione della Val di Chiana, si presentano infatti con struttura una caotica e complessa (originata da fenomeni deposizionali e tettonici di vario genere) che spesso esulano dalle classificazioni fin qui viste. Il flysch (voce dialettale della Svizzera tedesca che significa china scivolosa), è un complesso sedimentario composto da roccia sedimentaria clastica, di carattere sin-orogénico, originatosi in ambiente marino da meccanismi deposizionali di tipo gravitativo: principalmente frane sottomarine e correnti di torbida. La dimensione dei detriti che costituiscono questa particolare formazione sedimentaria variano dal centimetro al metro. A seconda del materiale dominante tra gli strati si possono distinguere flysch in cui domina la componente arenacea o formazioni in cui domina la componente argilloso-limosa.

Queste caratteristiche, associate alla formazione di faglie nell'ammasso, producono un significativo decadimento nei valori degli indici di qualità geotecnica della roccia. L'esigenza di estendere una classificazione tecnica anche a questi ammassi rocciosi, caratterizzati da frequenti disturbi tettonici e da alternanze di litotipi più e meno resistenti, trova spiegazione nella grande frequenza con cui ci si imbatte in essi.

Nel 2000, Marinos e Hoek hanno messo a punto uno schema specifico per questi materiali, in modo da facilitare la determinazione del Geological Strength Index di un ammasso roccioso eterogeneo, sempre in base alla struttura della roccia e dalle condizioni delle superfici di discontinuità .

La determinazione del GSI permette, anche in questo caso, la stima della resistenza a compressione monoassiale della roccia intatta (σ_c) e della costante relativa alle caratteristiche mineralogiche e petrografiche della roccia intatta (m_i). A causa della eterogeneità del materiale non sarebbe corretto considerare solo le proprietà dell'arenaria o solo quelle della frazione limosa e argillosa, si procede quindi effettuando una media pesata delle caratteristiche della roccia intatta costituente i vari strati .

Flysch type	Proportion of values for each rock type to be included in rock mass property determination
A and B	Use values for sandstone beds
C	Reduce sandstone values by 20% and use full values for siltstone
D	Reduce sandstone values by 40% and use full values for siltstone
E	Reduce sandstone values by 40% and use full values for siltstone
F	Reduce sandstone values by 60% and use full values for siltstone
G	Use values for siltstone or shale
H	Use values for siltstone or shale

Tabella 15: Determinazione dei parametri σ_c e m_i per la stima del GSI di ammassi rocciosi flyschoidi (A, B, C, D, E, F, G, H si riferiscono a composizione e struttura dell'ammasso descritte nella Tabella 16)

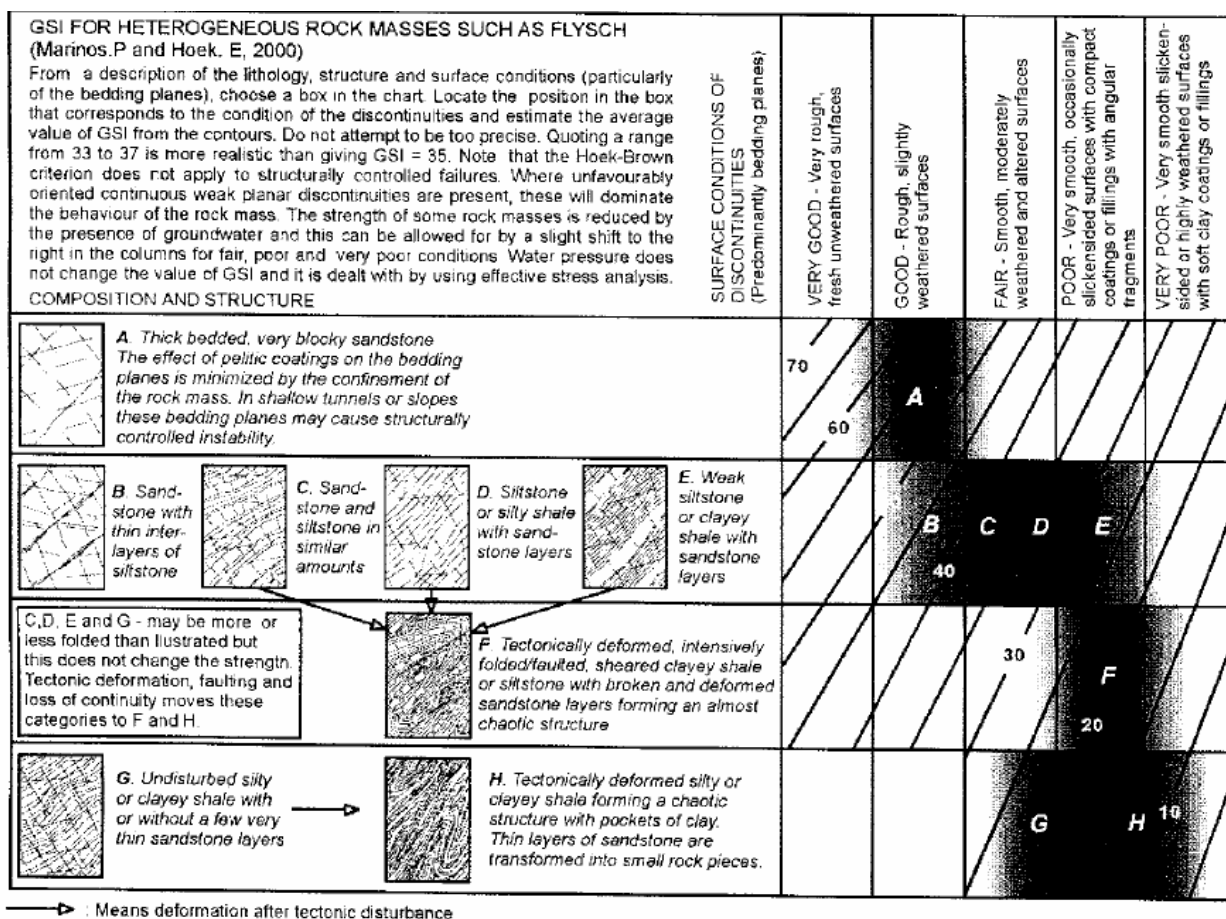


Tabella 16: Stima del GSI per ammassi rocciosi flyschoidi (Marinos e Hoek, 2000)

PARTE 3 : CLASSIFICAZIONE DELLE TBM.

Grazie agli sviluppi tecnologici raggiunti negli ultimi vent'anni dalle macchine di scavo meccanizzato (TBM), è stato possibile realizzare tunnel nelle più disparate e difficili condizioni geologiche.

I due aspetti più importanti riguardanti le TBM in tal senso sono:

1. sostenere il terreno circostante in completa sicurezza durante lo scavo [7].
2. tenere il terreno circostante appena dietro lo scudo di coda in equilibrio attraverso le iniezioni cementizie mentre si assemblano i conci prefabbricati costituenti il rivestimento definitivo della galleria.

Quando si parla di condizioni geologiche difficili si intende condizioni geologiche nelle quali, durante lo scavo, il fronte presenta instabilità parziali o totali, situazioni queste riscontrabili in terreni soffici, tipici degli ambienti urbani, o in ammassi rocciosi intensamente fratturati come descritto nella tabella 14 e 16 della parte 2.

Contribuiscono a creare situazioni geologicamente difficili tunnel che si trovano in presenza d'acqua, in situazioni di variabilità geologica costante e in situazioni di stato tensionale variabile.

Al passaggio della TBM, il terreno dovrebbe idealmente non subire alcuna influenza o quanto meno limitare al massimo i suoi cedimenti e rilassamenti.

Gli spostamenti che si sviluppano in superficie al passaggio della TBM sono sintomo di un metodo di scavo inadeguato o comunque problematico, e dimostrano come sia di fondamentale importanza che gli anelli di conci prefabbricati installati siano ben aderenti al terreno scavato, attraverso delle iniezioni adeguate, di modo che non si sviluppino fenomeni di sovraccarico su questi con relativi spostamenti in superficie, conseguenti situazioni pericolose e danni economici.

3.1 Classificazione delle Macchine di scavo

Sembra opportuno e necessario stilare una classifica ufficiale delle tecniche di scavo meccanizzato in modo da armonizzare la terminologia applicata ai metodi più comuni [6].

Si presenta una classificazione delle macchine secondo il modo di sostegno del fronte di scavo.

Riconosciamo 3 tipi di *macchine di scavo*:

- A) TBM APERTE: utilizzate nel caso in cui il fronte di scavo e il terreno circostante siano caratterizzati da elevate capacità autoportanti.

- B) TBM SCUDATE IN MODALITA' APERTA: lo scudo delle macchine fornisce un sostegno attivo ed immediato sulla calotta, base e fianchi del tunnel; sono TBM che forniscono un sostegno meccanico del fronte di scavo [7] e del terreno circostante che si caratterizza per proprietà autoportanti discrete con stand up time che inizia a diminuire sensibilmente. Mostrano i loro limiti in situazioni idrogeologiche difficili.

- C) TBM SCUDATE IN MODALITA' CHIUSA: lo scudo delle macchine fornisce un sostegno attivo sulla calotta, base e fianchi del tunnel, e il tipo di sistema testa – precamera di scavo garantisce una contro-pressione al fronte di scavo, sostenendolo. Sono macchine utilizzate per lo scavo di sabbie, argille, ghiaie o per lo scavo di ammassi rocciosi intensamente fratturati caratterizzati da una coesione nulla, che determinano dei fronti di scavo molto instabili che è quindi necessario sostenere. A differenza delle precedenti macchine, che garantiscono un sostegno meccanico del fronte, in questi casi il mezzo di supporto è costituito da:
 - Un fluido (SLURRY SHIELD TBM)
 - Il materiale di scavo accumulato nella precamera (Earth Pressure Balance TBM)
 - Aria compressa (copre una varietà di situazioni limitate rispetto alle SLURRY e alle EPB).

A) TBM APERTE

sono quelle che lavorano in litologie discretamente autoportanti, per le quali non è richiesta un applicazione immediata di sostegni.

II.A1) Boom type tunnelling machine – Tunnel Heading Machines

Macchine con braccio di scavo brandeggiante con un tamburo portautensili rotante. Tali macchine scavano il fronte in passate regolari e successive.

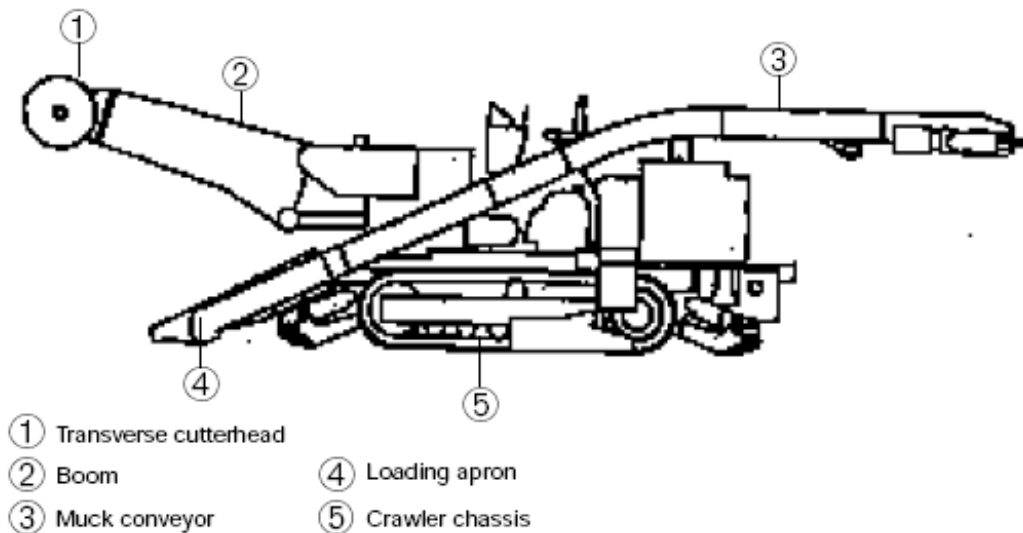


Figura 12: Tunnel Heading Machines

II.A2) Main Beam TBM

Macchine con testa di taglio che scavano il fronte a piena sezione in un'unica passata. La spinta sulla testa di taglio è fornita dal piatto di spinta dei grippers laterali che premono radicalmente contro le pareti laterali del tunnel.

La macchina avanza sequenzialmente in 2 fasi:

- scavo
- regripping

Lo smarino è smaltito dietro la TBM attraverso un sistema appropriato, costituito da nastri trasportatori.

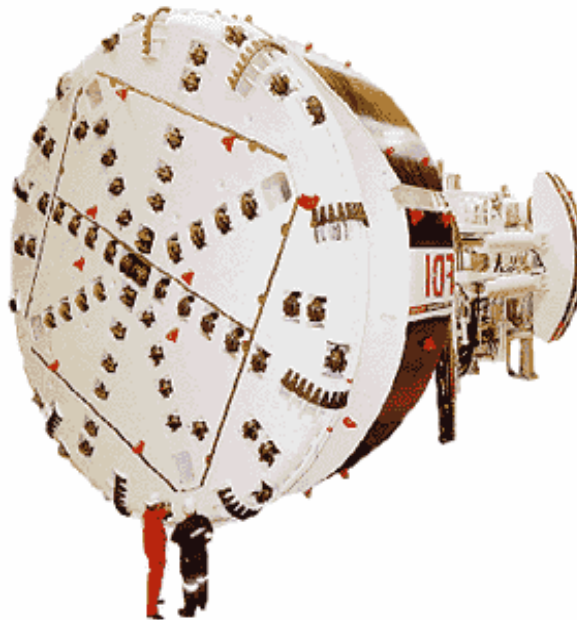
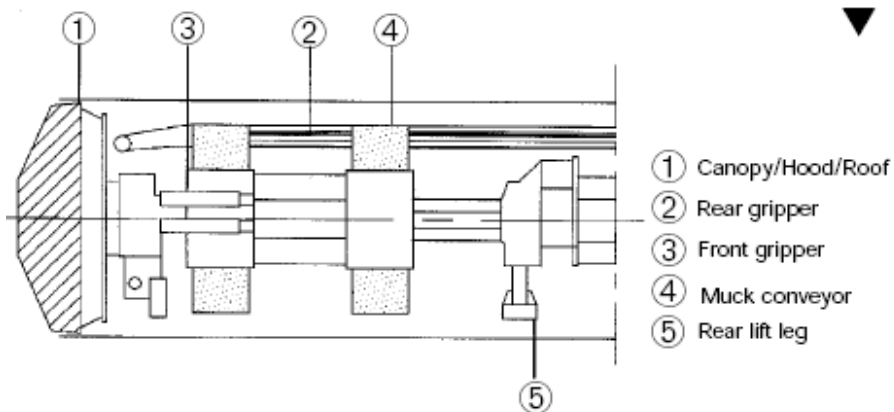


Figura 13: Main Beam TBM

II.A3) Tunnel Reaming machine

ha le stesse funzioni base della tipologia precedente. Tali macchine scavano la parte finale attraverso un foro pilota assiale, sul quale avanza il sistema di gripper e spinta principale che in tal caso trascina verso di se la testa fresante.

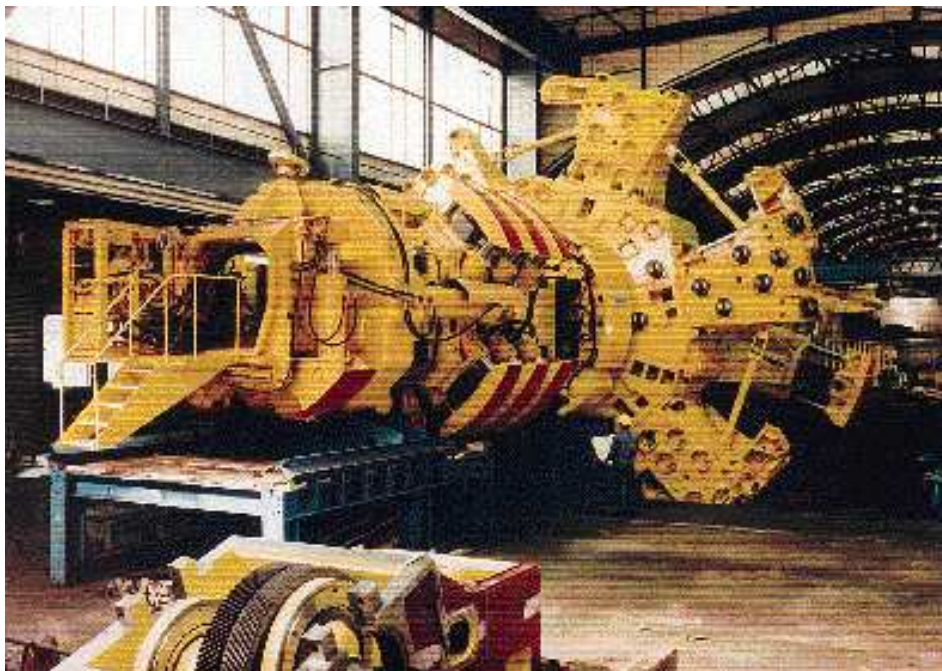
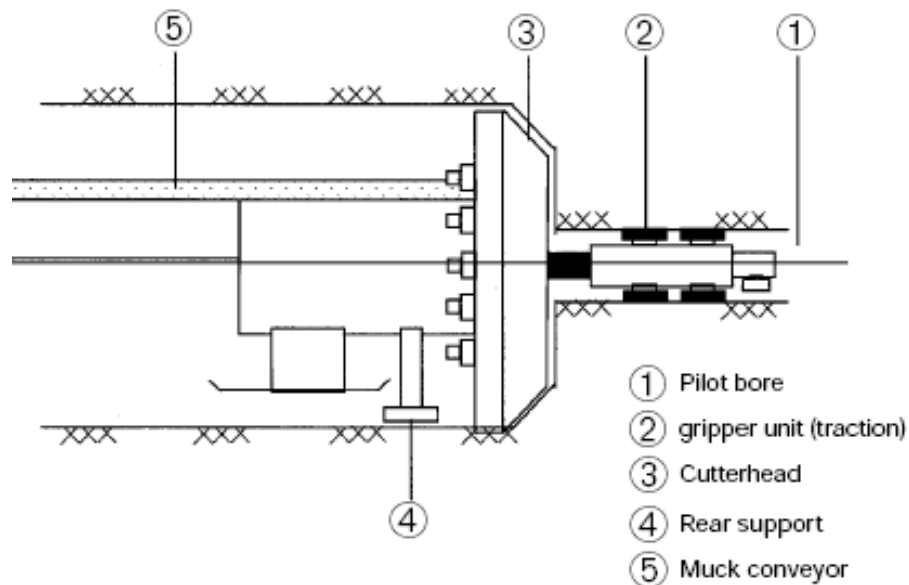


Figura 14: Tunnel Reaming machine

B) TBM SCUDATE IN MODALITA' APERTA

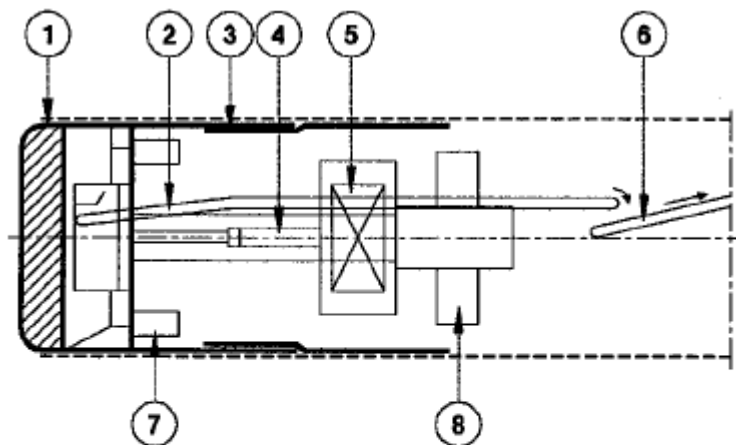
Tali macchine appartengono al gruppo delle Open Face Shield TBM. Mentre scavano, gli scudi in carpenteria metallica pesante di cui sono costituite, forniscono automaticamente il supporto laterale al tunnel.

Possono essere costituite da 2 tipi di scudo:

- Scudo a singola sezione
- Scudo a 2 o più sezioni connesse tramite articolazioni.

II.B1) Open Face Gripper Shield TBM

Tali macchine sono incorporate all'interno di un cilindro unico che contengono al suo interno i gripper; I principi di funzionamento sono analoghi a quelli descritti nel caso delle Main Beam TBM.



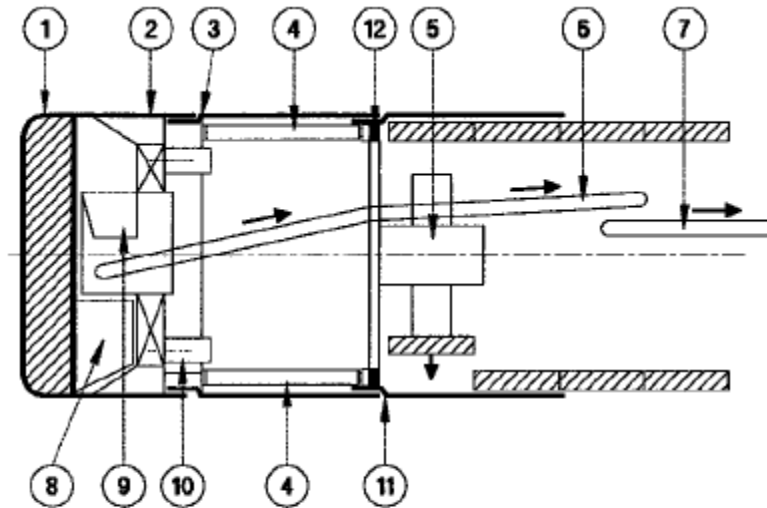
- | | |
|----------------------------|----------------------------|
| ① Cutterhead | ⑤ Grippers (radial thrust) |
| ② Muck extraction conveyor | ⑥ Muck transfer conveyor |
| ③ Telescopic section | ⑦ Motor |
| ④ Thrust ram | ⑧ Segment erector |

Figura 15: Open Face Gripper Shield TBM

II.B2) Open Face Segmental Shield TBM

E' la tipologia di macchina , oggetto di analisi della tesi di dottorato (TBM LOVAT 167SE series 21700 Tunnel Acqua – Arezzo Adduzione Val di Chiana).

Queste macchine avanzano, applicando una spinta longitudinale tramite dei pistoni di spinta a doppio effetto, che spingono sui conchi dell'ultimo anello in CLS armato e preventivamente montato attraverso uno speciale erettore di conchi prefabbricati incorporato sulla TBM.



- | | | | |
|---|--------------------------|---|--------------------------------|
| a | Cutterhead | g | Muck transfer conveyor |
| b | Shield | h | Gathering arm |
| c | Articulation (option) | i | Muck hopper |
| d | Thrust ram | j | Motor |
| e | Segment erector | k | Tailskin articulation (option) |
| f | Muck extraction conveyor | l | Thrust ring |



Figura 16: Open Face Segmental Shield TBM

II.B3) Doppio Scudate.

Si tratta di macchine provviste di una testa di taglio rotante a piena sezione e con due sistemi di pistoni di spinta, uno fa contrasto sulle pareti del tunnel (litologia con buone caratteristiche geomeccaniche) o sul rivestimento prefabbricato (litologia con mediocri caratteristiche geomeccaniche), l'altro è un sistema di pistoni ausiliari che, collegando lo scudo anteriore (telescopica esterna) con quello posteriore (telescopica interna), consente a quello anteriore di avanzare durante lo scavo, garantendo protezione alle attrezzature situate nella zona telescopica mentre i cilindri principali di spinta vengono estesi, e di mantenere stazionario lo scudo posteriore, permettendo quindi di mettere in opera i conci prefabbricati di rivestimento, in contemporanea con lo scavo.

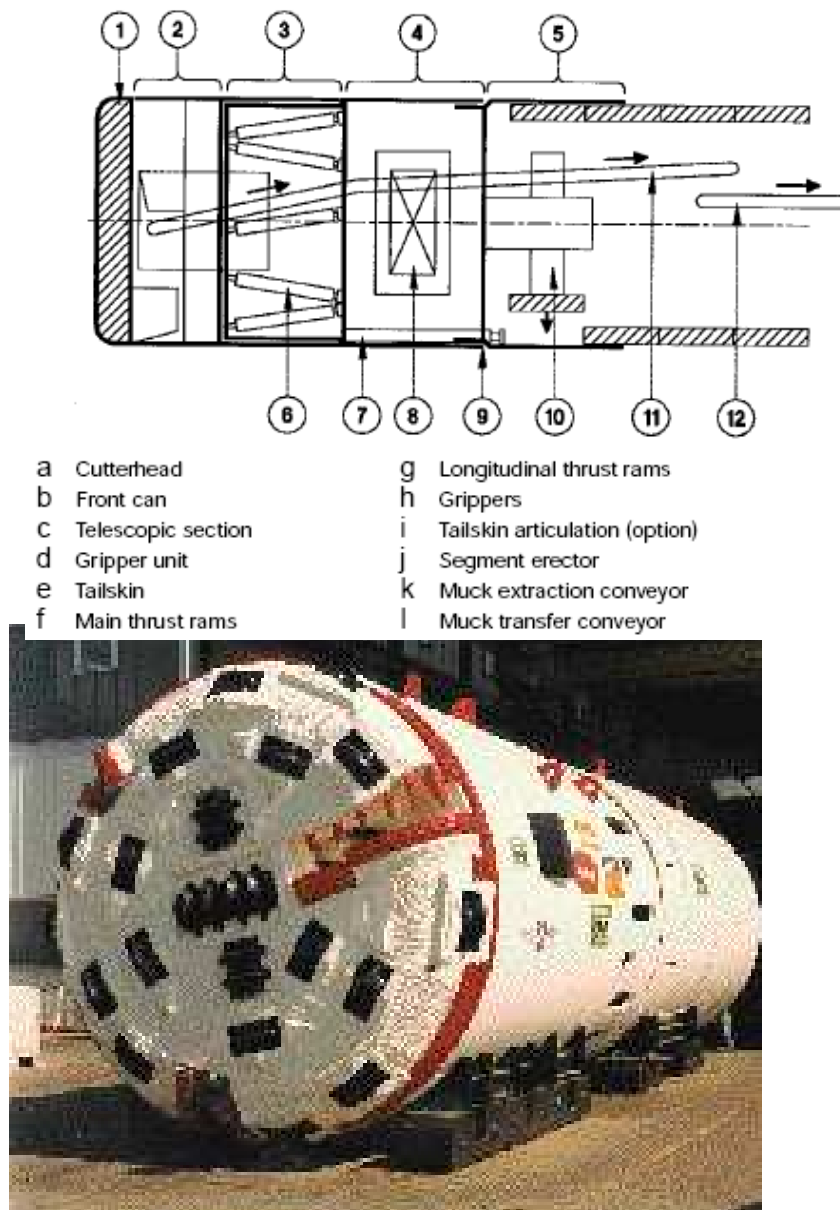


Figura 17: Doppio Scudate.

C) TBM SCUDATE IN MODALITA' CHIUSA

Appartengono al gruppo delle cosiddette Closed Face TBM. Durante lo scavo tali macchine garantiscono un sostegno simultaneo ed immediato del fronte e delle pareti del tunnel.

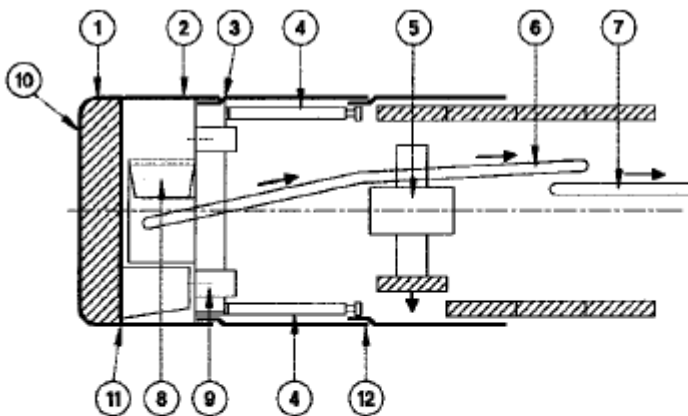
Ad eccezione delle Mechanical – Support TBM, questa tipologia di macchine si caratterizzano per la cosiddetta *camera della testa di scavo*, isolata dalla parte posteriore della TBM da un diaframma, all'interno della quale si mantiene una pressione di confinamento, garantita dallo stesso materiale scavato che si accumula all'interno della camera di scavo, in modo da sostenere il fronte dello scavo e/o bilanciare la pressione idrostatica del flusso dell'acqua di falda. Il fronte viene scavato da una testa fresante che ruota all'interno della camera di scavo.

La TBM è spinta in avanti da pistoni che fanno contrasto sul rivestimento precedentemente posizionato, tramite un erettore all'interno della coda della TBM.

II.C1) Mechanical-Support TBM

La testa di taglio a piena sezione, di cui sono costituite queste macchine, fornisce un supporto del fronte dalla costante spinta del materiale scavato davanti alla testa di taglio, contro il materiale attorno, sorreggendolo.

Lo smarino è estratto attraverso aperture sulla testa di taglio attraverso portelloni regolabili e controllati a tempo reale durante lo scavo.

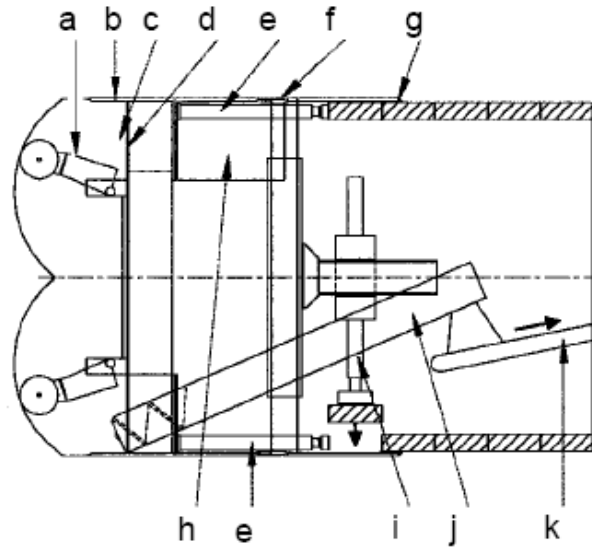


- | | | | |
|---|--------------------------|---|---|
| a | Cutterhead | g | Muck transfer conveyor |
| b | Shield | h | Muck hopper (with optional gate) |
| c | Articulation (option) | i | Cutterhead drive motor |
| d | Thrust ram | j | Gated cutterhead openings |
| e | Segment erector | k | Peripheral seal between cutterhead and shield |
| f | Muck extraction conveyor | l | Tailskin articulation (option) |



II.C2) Compressed – air TBM

Possono essere costituite da una testa fresante a piena sezione o da un braccio brandeggiabile come nel caso delle Boom type unite. Il confinamento è garantito pressurizzando l'aria nella camera di scavo. Lo smarino è estratto in continuo ad intervalli da un sistema di scarico a rilascio graduale di pressione che trasporta il materiale dalla camera in pressione all'interno della TBM, in cui governa la pressione atmosferica.



- | | | | |
|---|-----------------------|---|---------------------------------------|
| a | Excavating arm | g | Tailskin seal |
| b | Shield | h | Airlock to cutting chamber |
| c | Cutting chamber | i | Segment erector |
| d | Airtight bulkhead | j | Screw conveyor (or conveyor and gate) |
| e | Thrust ram | k | Muck transfer conveyor |
| f | Articulation (option) | | |



Figura 18: Compressed Air.

II.C3) Slurry Shield TBM

Sono caratterizzate da una testa di taglio a piena sezione, garantendo un confinamento e sostegno del fronte di scavo pressurizzando il “fluido di scavo” all’interno della camera. Tali macchine permettono al fluido di fuoriuscire dalla camera di scavo verso l’esterno attraverso regolari variazioni di pressione ottenuti attraverso un sistema di scarico di pressione controllata.

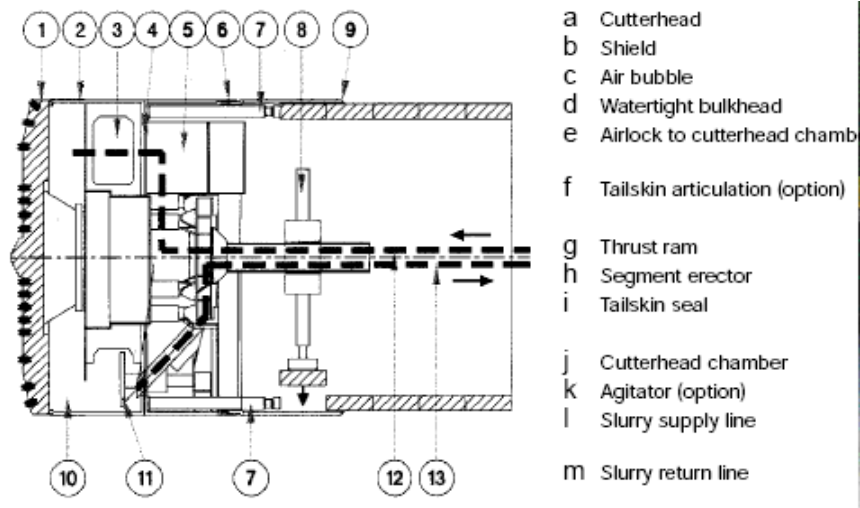


Figura 19: Slurry Shield TBM

II.C4) Earth Pressure Balance Machine (EPB)

Sono anch'esse caratterizzate da una testa di taglio a piena sezione, garantendo un confinamento e sostegno del fronte pressurizzando il materiale di scavo, adeguatamente condizionato con additivi specifici, all'interno della camera. Lo smarino è estratto ciclicamente attraverso un sistema di rilascio di pressione che consente il passaggio del materiale dalla camera di scavo, all'interno della macchina sul sistema di smarino, attraverso una coclea. Le EPBs possono operare anche in open mode o in confinamento a pressione d'aria se adeguatamente attrezzate.

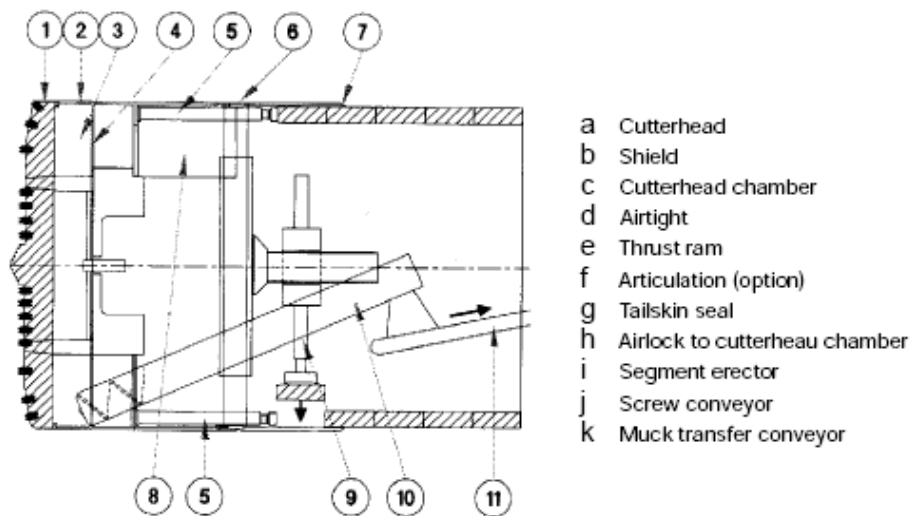


Figura 20: Earth Pressure Balance TBM

II.C5) Mixed – Face Shield TBM

E' la tipologia di macchina , oggetto di analisi della tesi di dottorato (Mixed – Shield TBM NFM-WIRTH 12 Linea 9 Metropolitana di Barcellona).

Sono anch'esse caratterizzate da una testa di taglio a piena sezione e possono lavorare in “CLOSED MODE” o “OPEN MODE” con differenti tecniche di confinamento.

Passare da una modalità all'altra richiede interventi meccanici che consentono di variare la configurazione della macchina.

Esistono 3 categorie di Mixed -Face Shield TBM:

TBM capaci di lavorare in :

- “Open Mode”, con smarino tramite nastro primario installato al centro della camera di scavo, sul quale è convogliato tutto il materiale tramite pale di carico disposte radialmente all'interno della camera .
- “Closed Mode”, in tipologia EPB con pressioni di terra di confinamento ottenuta tramite coclea situata nella parte più bassa della camera di scavo , zona nella quale la coclea estrae lo smarino.

TBM capaci di lavorare in :

- “Open Mode”, con smarino tramite nastro primario installato al centro della camera di scavo, sul quale è convogliato tutto il materiale tramite pale di carico disposte radialmente all'interno della camera stessa.
- “Closed Mode”, in tipologia Slurry Shield

TBM capaci di lavorare in :

- “Closed Mode”, in tipologia Slurry Shield
- “Closed Mode”, in tipologia EPB



Figura 21: Mixshield TBM

3.2 LA TECNICA SLURRY SHIELD e EARTH PRESSURE BALANCED SHIELD

Le SLURRY tunnelling machines sono state sviluppate per i tunnel in terreni non coesivi che contengono una bassa percentuale di limi e argille (silt e clay). Queste macchine operano con un sistema di smarino del materiale scavato caratterizzato da sezioni di tubi idraulici montati a mano a mano che avanza la galleria. Questo sistema consente di portare all' esterno il materiale scavato condizionato con lo slurry che poi viene rigenerato in un impianto di separazione esterno che divide lo slurry dal materiale scavato.

Le EPB (Earth Pressure Balance) sono state sviluppate per i tunnel in terreni coesivi capaci di un riempimento totale della precamera di scavo in modo da garantire una contropressione positiva nei confronti dei cedimenti del fronte.

E' comunque molto raro trovare situazioni di scavo in cui si incontrano terreni puramente coesivi o puramente non coesivi, pertanto vi è la necessità di estendere l'applicabilità delle Slurry Shields in terreni coesivi con la necessità di impianti di separazione più estesi, e viceversa estendere l'applicabilità delle EPB in terreni senza coesione con la necessità di iniettare dei polimeri e delle schiume sia nella precamera che nella coclea per produrre uno smarino fluido e plasticizzato.

3.2.1.Criteri di scelta tra una modalità Slurry e una EPB.

Granulometria

Nella figura seguente si riportano le distribuzioni granulometriche ideali per l'adattabilità delle EPB o Slurry.

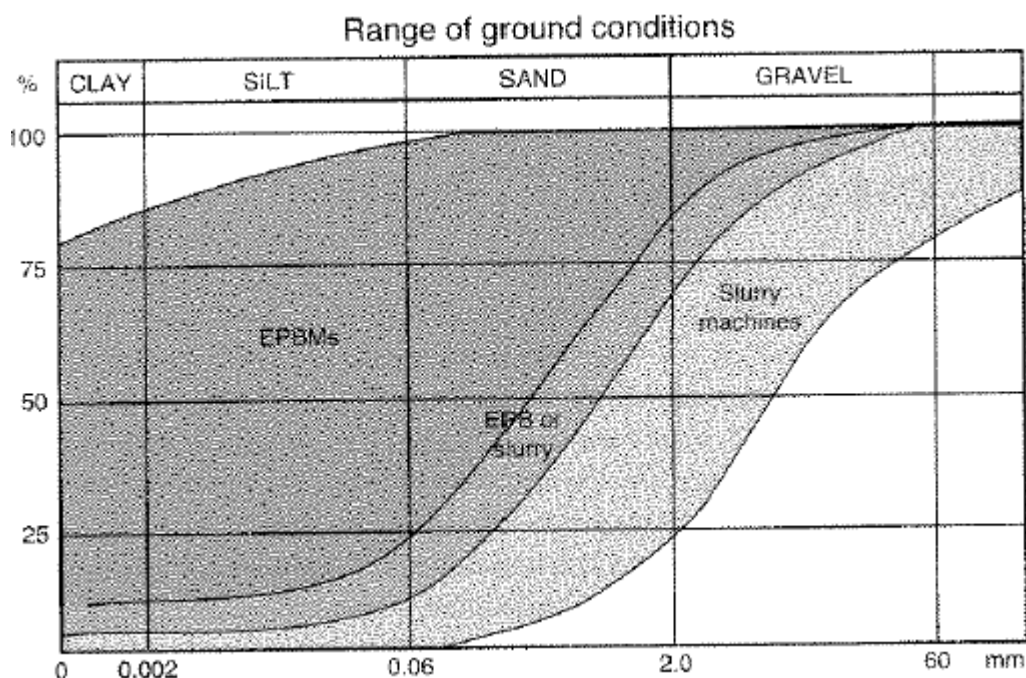


Figura 22: Distribuzione granulometrica e scelta della EPB o SLURRY.

Se la percentuale di fino(dimensioni inferiori a 60 μm) è maggiore del 20% allora l'impiego di una Slurry può essere discutibile, soprattutto a causa delle difficoltà di gestione dell'impianto di separazione che può portare a dei costi operativi molto elevati. Per le EPB al contrario un contenuto di fino inferiore al 10% può causare problematiche che porta a costi eccessivi soprattutto per il grande impiego di condizionanti del materiale di smarino [13].

Un alto valore di PI, indice di plasticità, classico delle argille appiccicose, può causare fenomeni di creazione di "palle di argilla" difficilmente gestibili nel caso di una Slurry, in relazione soprattutto a problemi sull'impianto di separazione, ma può essere problematico anche per le EPB per le quali è necessario l'utilizzo di agenti chimici particolari.

Permeabilità

Oltre la distribuzione granulometrica occorre tenere in considerazione la permeabilità del materiale scavato. La bibliografia e le diverse esperienze sembrano affermare che :

- Permeabilità $> 1 \times 10^{-5}$ m/s, si consiglia una Slurry shield
- Permeabilità $< 1 \times 10^{-5}$ m/s, si consiglia una EPB che può essere utilizzata anche in campi di permeabilità tipici delle Slurry con l'impiego di maggiori quantità di additivi.

Elevati stati di tensione idrostatica al fronte

In tali circostanze, a causa soprattutto di elevate flussi d'acqua, spesso associati a situazioni di elevata permeabilità e fessurazione, le Slurry shield sono le macchine che meglio si adattano a tali difficoltà soprattutto con l'uso di un fango bentonitico che in caso di interventi al fronte con aria compressa garantiscono una completa sigillatura del fronte.

Le EPB non sarebbero in grado di formare il cosiddetto cake, smarino denso, e portarlo fuori dalla coclea.

Misure delle quantità del materiale di scavo.

Tali misure sono di fondamentale importanza per capire se siamo di fronte al verificarsi di un sovrascavo con conseguente sviluppo di spostamenti in superficie, e poter intervenire in anticipo per risolvere il problema.

Nelle Slurry Shield tali misure sono realizzate registrando i valori di densità e flusso in ingresso ed in uscita dalle tubazioni, tali misure vengono fatte per ogni ciclo di scavo. Nelle EPB il monitoraggio del materiale di smarino viene realizzato attraverso delle pesi elettroniche posizionate al disotto del primo nastro che accoglie il materiale in uscita dalla coclea.

E' importante effettuare almeno 3 misure per ciclo di scavo di modo che i valori possano essere trattati con metodi incrociati.

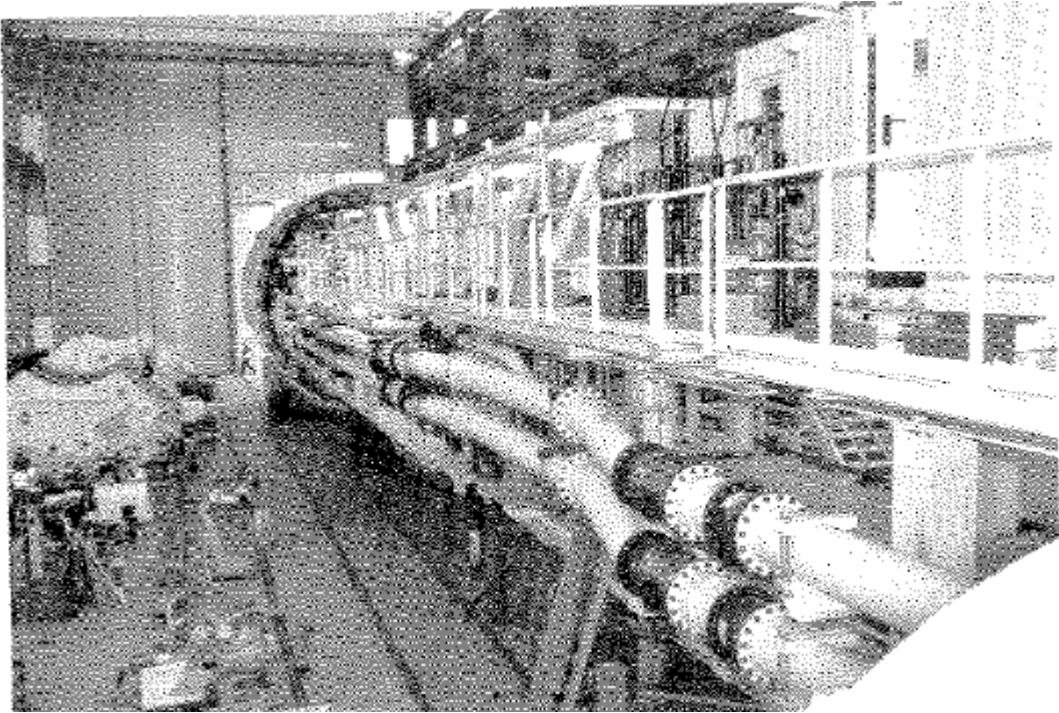


Figura 23: Zona di attacco di due sezioni di tubi in cui si effettuano le misure di densità e flusso

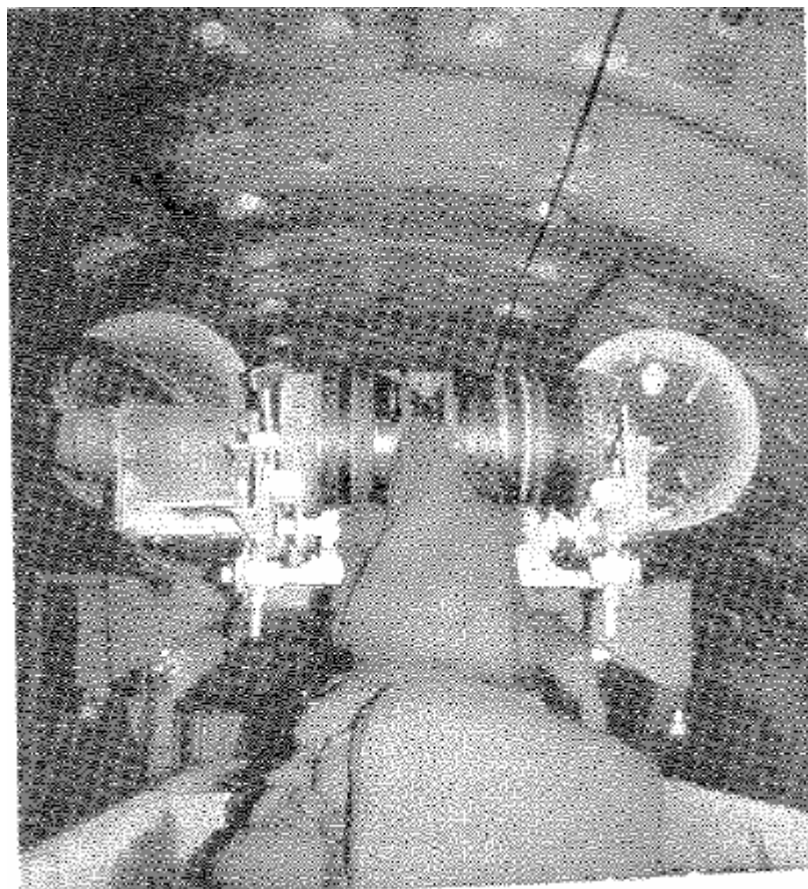


Figura 24: consistenza del cake tipico di una EPb e pese al disotto dei nastri per le relative misure

Altri aspetti da considerare durante la scelta di una EPB o Slurry sono la presenza di gas, di blocchi di grandi dimensioni, la richiesta della coppia e della spinta necessaria per realizzare lo scavo in determinati materiali

E' importante constatare che la corretta scelta tra EPB e Slurry non avrebbe comunque senso senza un corretto controllo operativo e gestionale in fase di produzione.

3.2.2 Confronto tra SLURRY e EPB Shields : Modalità di sostegno del fronte di scavo.

SLURRY SHIELDS

Il mezzo attraverso cui i fronti di scavo instabili vengono sostenuti durante l'avanzamento di una Slurry Shields è rappresentato da un fluido privo di attriti, costituito principalmente da acqua e additivi che crea un film impermeabile su tutto il fronte di scavo. Questo film trasferisce la pressione del fluido, privo di attrito, al fronte. In Europa questo film liquido è costituito principalmente da bentonite(Hydroshield) mentre in Giappone si aggiunge dell'argilla naturale (Slurry Shields).

Per garantire un completo e sicuro sostegno del fronte di scavo occorre garantire una pressione di trasferimento costante tra il film liquido e la superficie del fronte di scavo, variazioni di tale pressione comporterebbero inevitabili collassi del fronte.

La sospensione, di cui sopra, è iniettata nella camera di scavo ad una predeterminata pressione di sostegno. Durante lo scavo gli squilibri di densità del materiale all'interno della camera di scavo, generati dal continuo mescolamento tra il fluido iniettato e il materiale di scavo estratto, vengono controbilanciati da continui cambiamenti di pressione della sospensione iniettata. Malgrado l'utilizzo di dispositivi moderni è comunque difficile eliminare del tutto questi cambiamenti di densità.

Per ridurli si tendeva una parte ad usare una camera ad aria pressurizzata che funge da accumulatore per le eventuali cadute di pressione (Hydroshields), il che garantisce cadute o aumenti di pressione tra i 0,05 bar, dall'altra si utilizzano sistemi di pompe e valvole di compensazione tra la linea di ingresso del fluido e quella di uscita del materiale scavato (Slurry Shields).

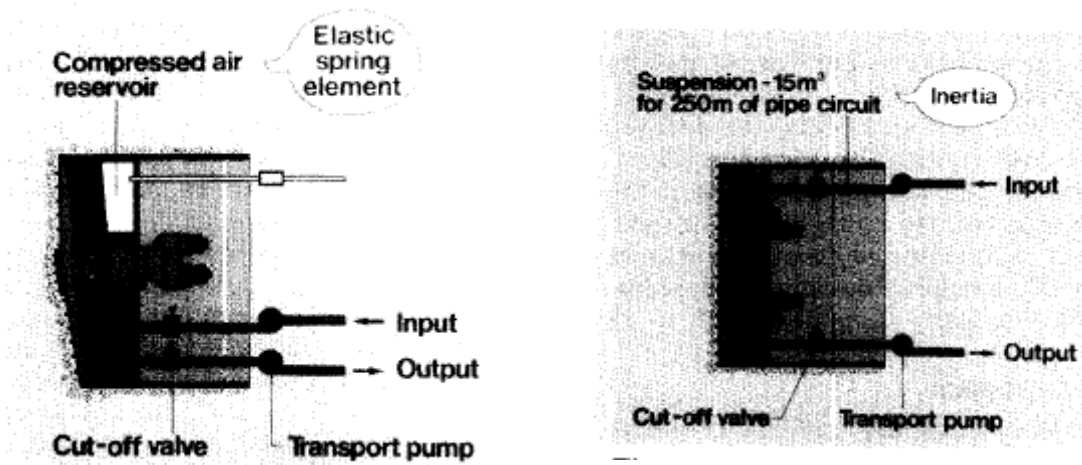


Figura 25 :Sistema Hydroshields a sinistra e sistema Slurry shields a destra

La pressione di sostegno sul fronte è tenuta costante se il punto di estrazione del materiale dalla camera di scavo è dotato di sistema di guarnizione a tenuta adeguati. Nel caso delle Slurry il materiale viene estratto attraverso pompe centrifughe che portano il materiale di scavo verso l'impianto di separazione in superficie. Solitamente lungo la linea nella quale la pressione idrostatica è maggiore rispetto a quella interna alla camera di scavo, vengono installate delle valvole di non ritorno di modo che in caso di non funzionamento delle pompe non ci sia una caduta di pressione contro il fronte.

EPB.

Il mezzo attraverso cui i fronti di scavo instabili vengono sostenuti durante l'avanzamento di una EPB Shields è rappresentato dallo stesso materiale di scavo. Anche in caso di venute d'acqua il fluido all'interno della camera deve essere altamente viscoso, attraverso l'introduzione di additivi particolari o argille tali da creare un fluido più omogeneo e consistente possibile e consentire attraverso questo cake il trasferimento della pressione sul fronte di scavo.

Per garantire un completo e sicuro sostegno del fronte occorre generare una pressione di trasferimento costante tra il fluido e la superficie del fronte di scavo, variazioni di tale pressione comporterebbero inevitabili collassi del fronte.

Durante l'avanzamento e la rotazione della testa di taglio il materiale viene estratto attraverso una coclea la cui velocità regola anche la pressione di sostegno del fronte. Il fluido all'interno della camera non è privo di attrito, si tratta piuttosto di una massa di materiale comprimibile, con pressione nella camera che viene registrata da celle di carico. All'interno della stessa si registrano spesso differenze superiori ad un bar, comunque sia l'effetto che ne consegue non crea gli stessi problemi come nelle slurry

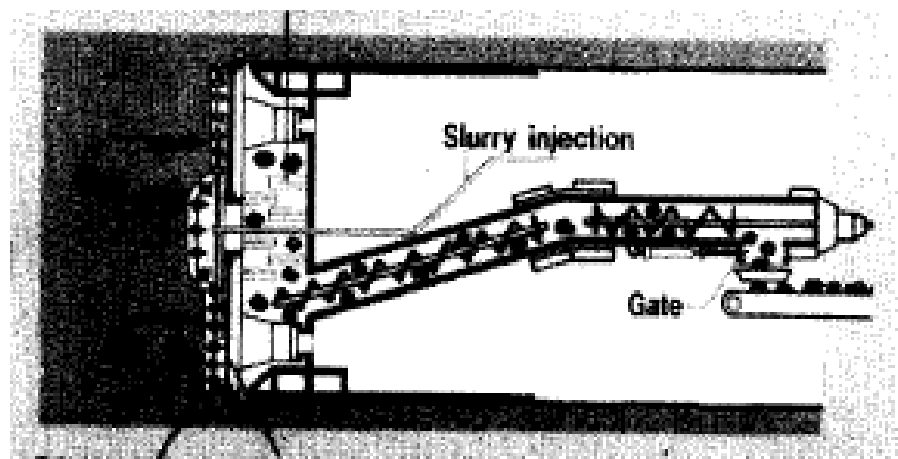


Figura 26 :Sistema EPB

Anche in questo caso la pressione di sostegno sul fronte è tenuta costante se il punto di estrazione del materiale dalla camera di scavo è dotato di un sistema di guarnizione a tenuta adeguato.

E' noto che il sistema di estrazione è caratterizzato da una coclea che, per garantire quanto detto sopra, è progettata con una riduzione di diametro interno e con aperture ad azionamento idraulico in grado di aumentare la pressione o diminuirla in caso di necessità.

PARTE 4 MODELLI PREVISIONALI EMPIRICI.

L'obiettivo principale della tesi è quello di implementare un modello probabilistico per il comportamento delle due TBM, sulle quali si sono svolti degli studi in campo durante il loro funzionamento, condizionatamente ai dati osservati in un certo istante, nel caso della TBM NFM/WIRTH, o condizionatamente ai dati osservati per un determinato ciclo di scavo, nel caso della TBM LOVAT.

Esistono dei metodi di previsione dell'avanzamento di una TBM puramente empirici sviluppati tenendo conto di numerosi parametri tra i quali, caratteristiche dell'ammasso roccioso, caratteristiche tecniche delle macchine, indici di penetrazione, dati sensibili ricavati da precedenti lavori di scavo meccanizzato.

Poiché questi metodi sono stati strutturati e dettagliati grazie a database ricavati da precedenti esperienze in campo, le loro capacità previsive dipendono dal considerare situazioni analoghe a quelle per cui i modelli stessi sono stati costruiti; con situazioni analoghe intendiamo similitudini riguardo alle geologie incontrate e alle TBM usate.

E' chiaro che i rapidi sviluppi raggiunti dalle case costruttrici di TBM potrebbe rendere tali modelli poco attendibili o quanto meno suscettibili di ulteriori dettagli.

Al di là di queste considerazioni, i modelli previsionali empirici sono oggi considerati degli utili strumenti per prevedere l'avanzamento di scavo ed i costi da sostenere durante uno scavo con TBM in litologie rocciose più o meno fratturate.

Tra questi sono da citare:

1. Modello NTH The Norwegian University of Science and Technology
2. Modello di Barton Q_{TBM}

4.1 Modello NTH

Il modello si basa su studi e statistiche condotte su più di 33 gallerie pari a circa 230km di scavo di tunnel con TBM in Norvegia ed in altri paesi. I dati sono stati mappati e normalizzati. Tale modello risulta valido per valori che ricadono all'interno di range accettabili [18].

Questo modello si utilizza per stimare la velocità di avanzamento di una TBM in roccia, così come per valutare la potenza e la coppia necessaria per realizzare lo scavo, oltre che valutare la vita media degli utensili di taglio di cui la testa di taglio è equipaggiata.

Il parametro fondamentale è la penetrazione PR (Io) espresso in [mm/giro] che dipende dalla spinta che la macchina è capace di esercitare e da parametri caratteristici dell'ammasso roccioso.

A partire dal PR, si ottiene AR in [m/h] non tenendo conto del coefficiente di utilizzazione della TBM che andrà valutato di caso in caso. Per questo motivo il valore di AR che restituisce il modello deve essere depurato da indici di correzione.

La potenza e la coppia necessaria per realizzare lo scavo vengono calcolati in funzione del PR desiderato, della posizione degli utensili di taglio sulla testa e della spinta applicata su ciascuno di questi.

Se la potenza necessaria risultasse maggiore di quella installata sulla macchina a disposizione sarebbe necessario rivalutare la AR calcolandolo con una spinta minore.

Una volta calcolata la AR , è possibile calcolare la vita media degli utensili di taglio [m/cutter] o [m³/cutter] in funzione dei seguenti parametri:

- Cutter Life Index (CLI).
- N° di cutters sulla testa di taglio.
- RPM.
- Contenuto in quarzo.
- Diámetro della TBM.
- Diámetro dei cutters.

A) PARAMETRI AMMASSO ROCCIOSO

Si descrivono sotto i parametri dell'ammasso roccioso che occorre considerare per l'applicazione del modello:

a1) **DRILLING RATE INDEX, DRI**: indice relazionato alle proprietà dell'ammasso roccioso. E' calcolato da due test realizzati in laboratorio:

- Brittleness Value S20 (misura la capacità della roccia a resistere ad urti ripetuti)
- Sievers J-Value SJ (misura il grado di durezza superficiale della roccia)

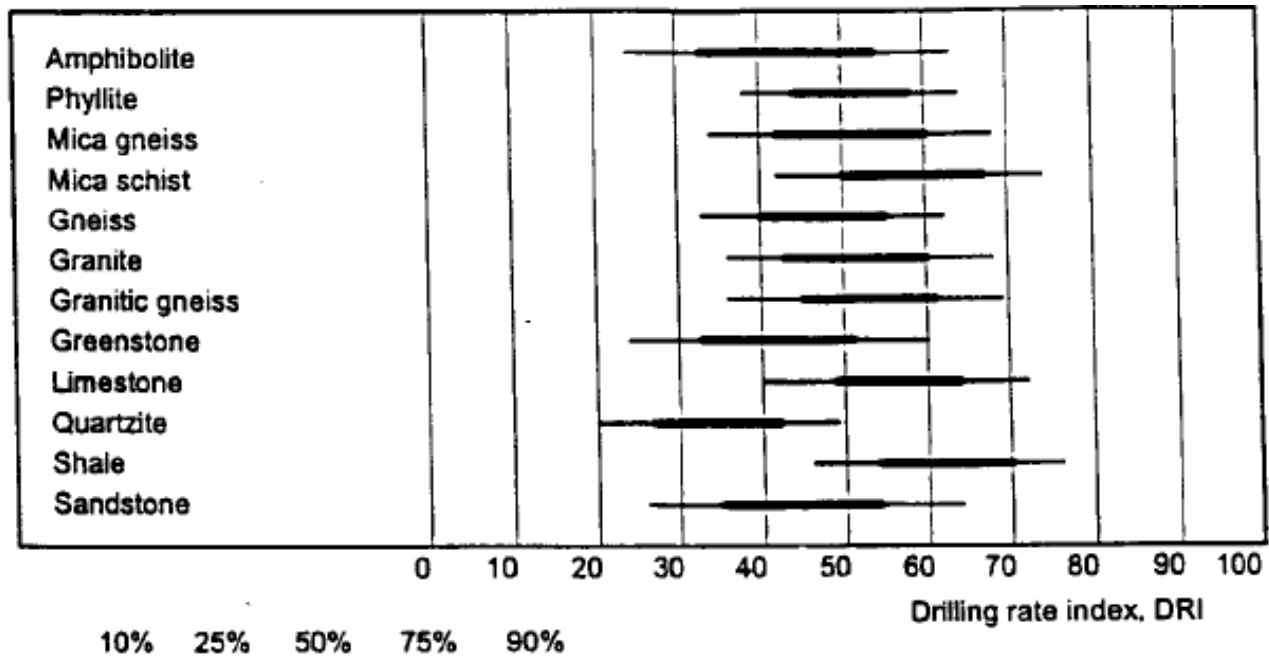


Tabella 17: Valori di Drilling Rate Indexes per alcune tipologie di roccia

a2) **CUTTER LIFE INDEX, CLI**: è calcolato sulla base del test Sievers JValue e il test Abrasion Value Steel (AVS). Esprime la vita media in ore di scavo per ciascun cutter

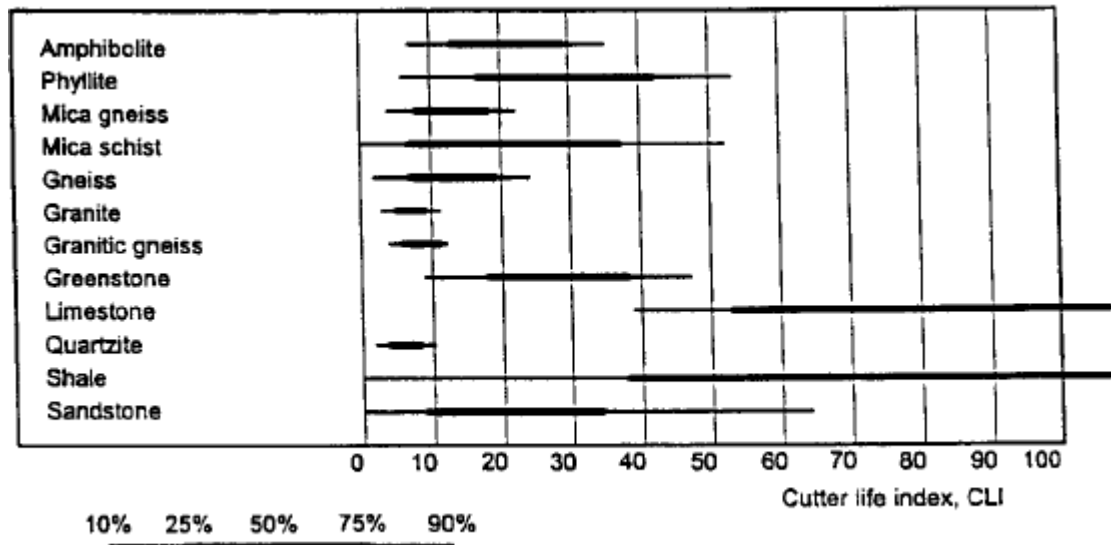


Tabella 18: Valori di Cutter Life Indexes per alcune tipologie di roccia

a3) **Grado di Fratturazione** : esprime la presenza di faglie o famiglie di discontinuità e fratture più o meno persistenti. Minore è la distanza tra i piani di taglio delle fratture è maggiore è l'influenza che queste hanno nei confronti dell'AR. Si distinguono:

- a) JOINTS : fratture persistenti su tutto il profile della galleria
- b) FISSURES : non sono tanto persistenti e possono riguardare solo parte del profile della galleria
- c) FRACTURING : è considerate in classi a seconda della distanza relative tra I piani di debolezza

Fracture Class (joints Sp/fissures St)	Distance between Planes of Weakness [cm]
0	-
0-I	160
I-	80
I	40
II	20
III	10
IV	5

Tabella 19: Classi di fratturazione

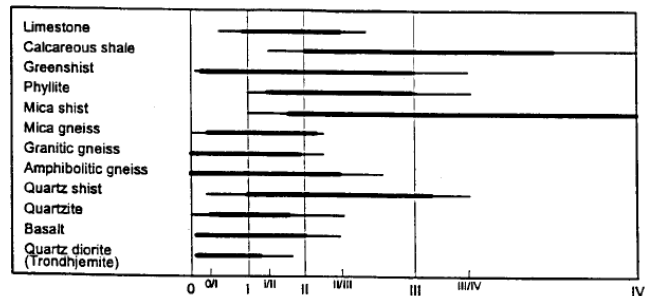


Tabella 20 : Classi di fratturazione in varie rocce

a4): FRACTURING FACTOR, K_s : combina l'effetto della classe di fatturazione e l'angolo tra l'asse del tunnel ed i piani di discontinuità. Il fattore K_s è usato all'interno di una formula per calcolare AR

a5) EQUIVALENT FRACTURING FACTOR, K_{eq} : esprime le proprietà intrinseche dell'ammasso roccioso come il K_s in funzione del DRI:

$$K_{EQV} = K_s \times KDRI$$

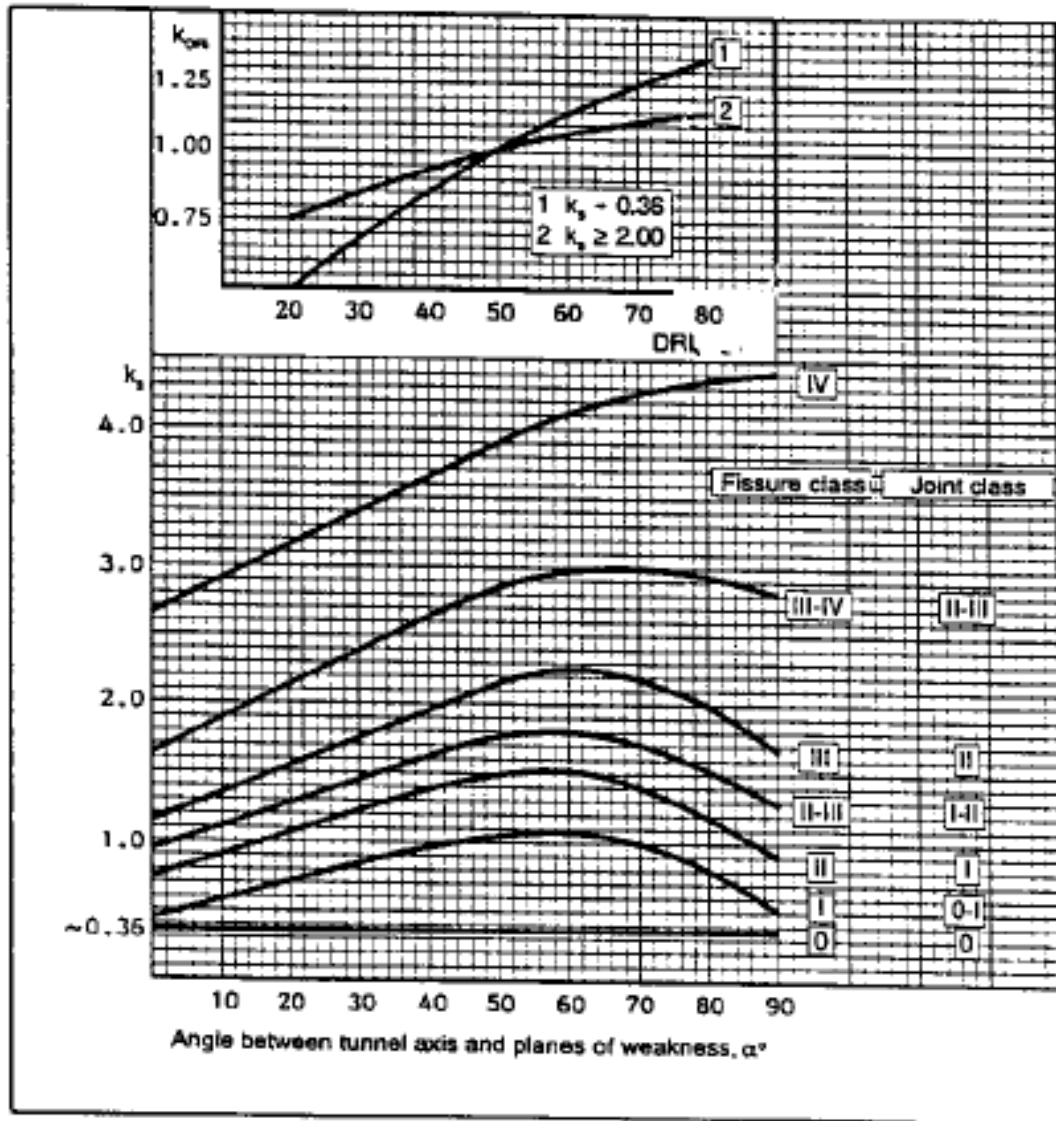


Tabella 21: Fattori di correzione per DRI diverso da 49

B) PARAMETRI della TBM

b1) BASIC CUTTER THRUST (MB): rappresenta la spinta lorda divisa per il n° di cutters installati sulla testa di taglio [kN/cutter] a meno di quella quota parte persa per attrito. I valori di spinta lorda consigliati in funzione del diametro della TBM sono rappresentati nella figura 22. Il modello prende in considerazione la spaziatura tra i cutters ed il loro diametro.

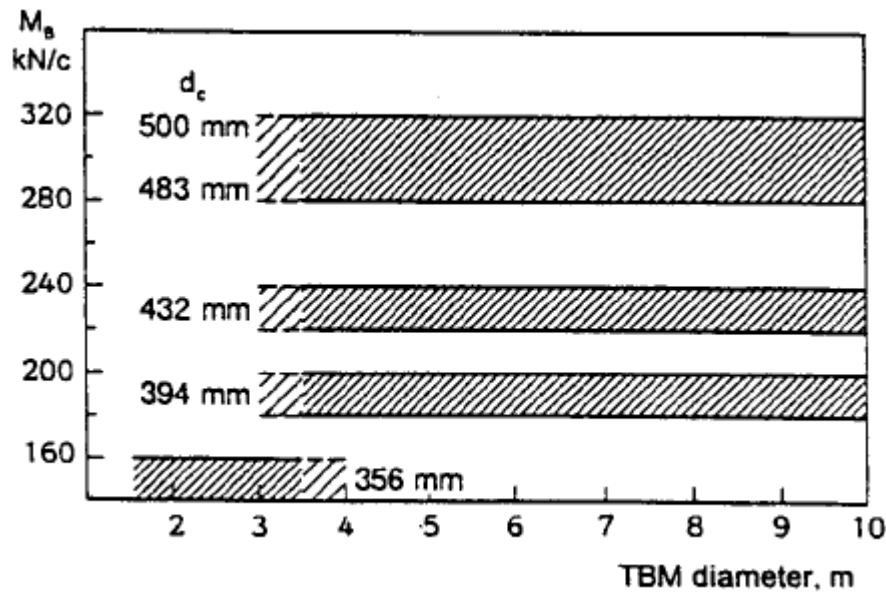


Tabella 22 : Spinta Mb in funzione del diametro della TBM

b2) CUTTER SPACING: rappresenta la distanza media dei solchi lasciati dai cutters sul fronte di scavo. Normalmente ha un valore di circa 70mm. Si può calcolare come:

$$\text{Diametro della TBM} / 2N$$

Dove N = numero dei cutters

b3) CUTTER HEAD R.P.M.: è la velocità di rotazione della testa di taglio espresso in giri/min. Rappresenta un limite tecnico della TBM ed è inversamente proporzionale al diametro della testa di taglio

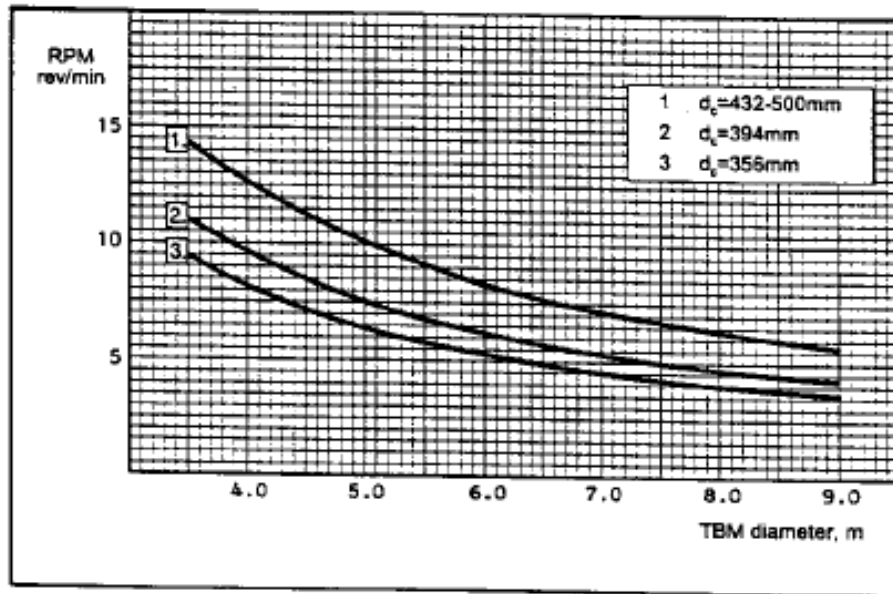


Tabella 23: Spinta Mb in funzione del diametro della TBM

b4) **INSTALLED POWER ON CUTTER HEAD (kW)** : rappresenta la Potenza installata sui motori elettrici per l'azionamento della testa di taglio in termini di rotazione , di modo che venga trasmessa la coppia necessaria alla testa durante lo scavo. La resistenza all' azione di rotolamento dei cutter aumenta con l'aumentare del PR. La coppia disponibile può quindi costituire un fattore limitante quando l'indice PR è elevato o in condizioni di elevata fatturazione della roccia.

C) DEFINIZIONI IMPORTANTI.

C1) BASIC PENETRATION RATE PR o (i) [mm/rev]: è funzione della spinta equivalente Meq e del Keq. Per spaziatura di cutter pari a 70 mm e diametro cutter pari a 483mm la spinta equivalente Meq è data dalla seguente relazione:

$$MEQV = M \times Kd \times Ka \text{ (kN/cutter)}$$

Dove Kd e Ka sono dei coefficienti correttivi per diametro e spaziatura cutters diversi da 483mm e 70mm

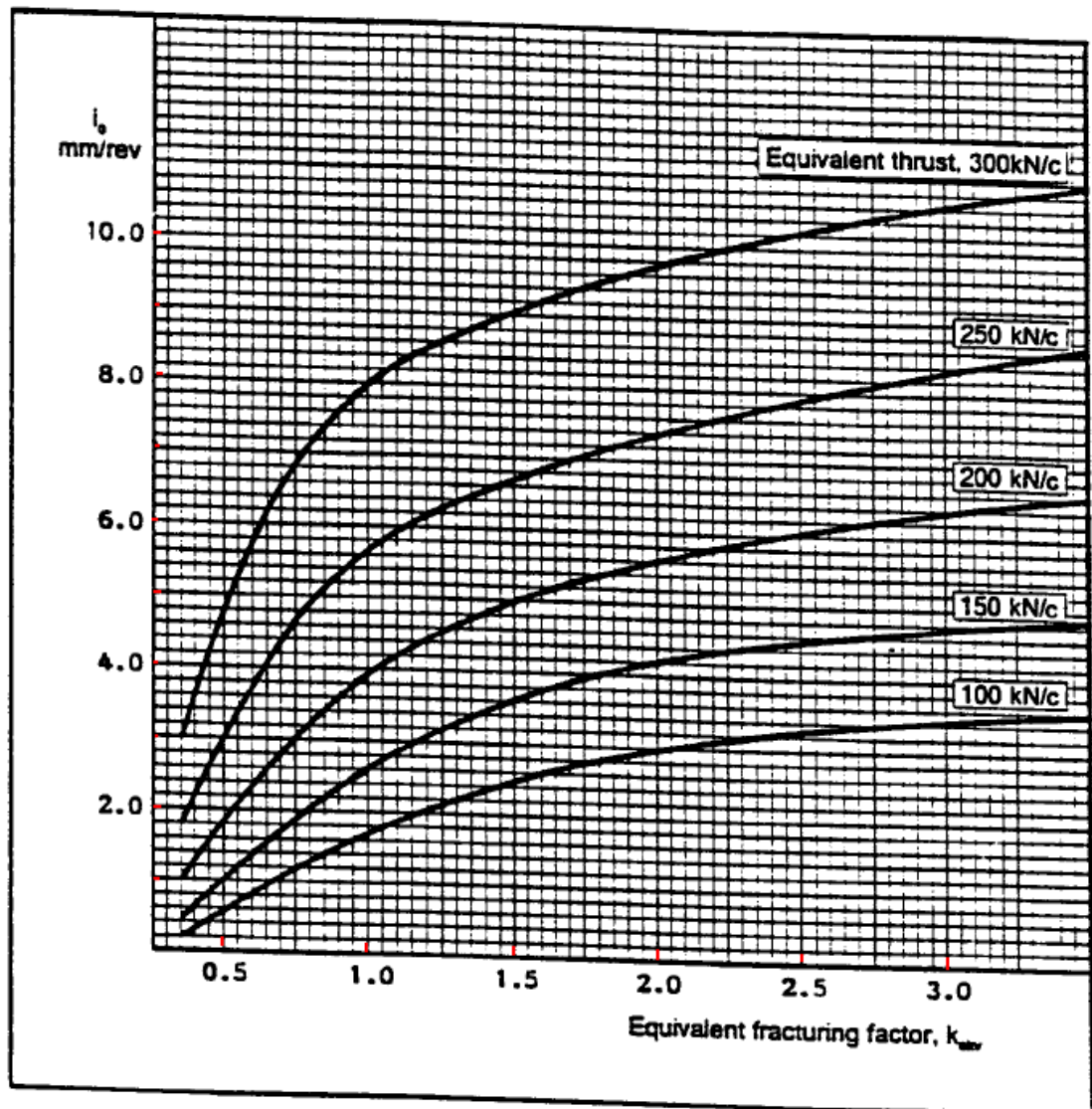


Tabella 24 : PR per diametro e spaziatura cutter pari a 483mm e 70mm

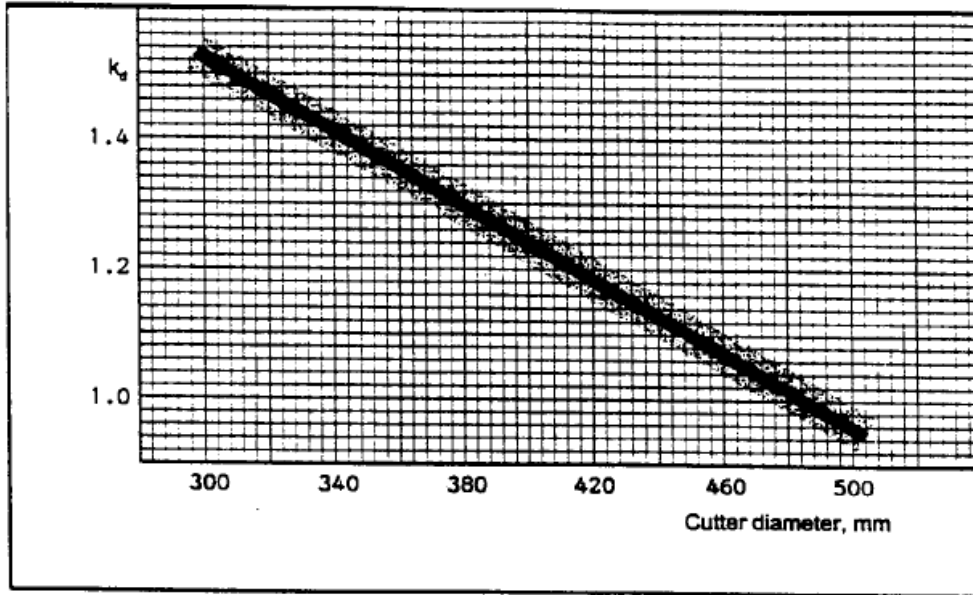


Tabella 25 :coefficiente correttivo per diametro cutter diverso da a 483mm

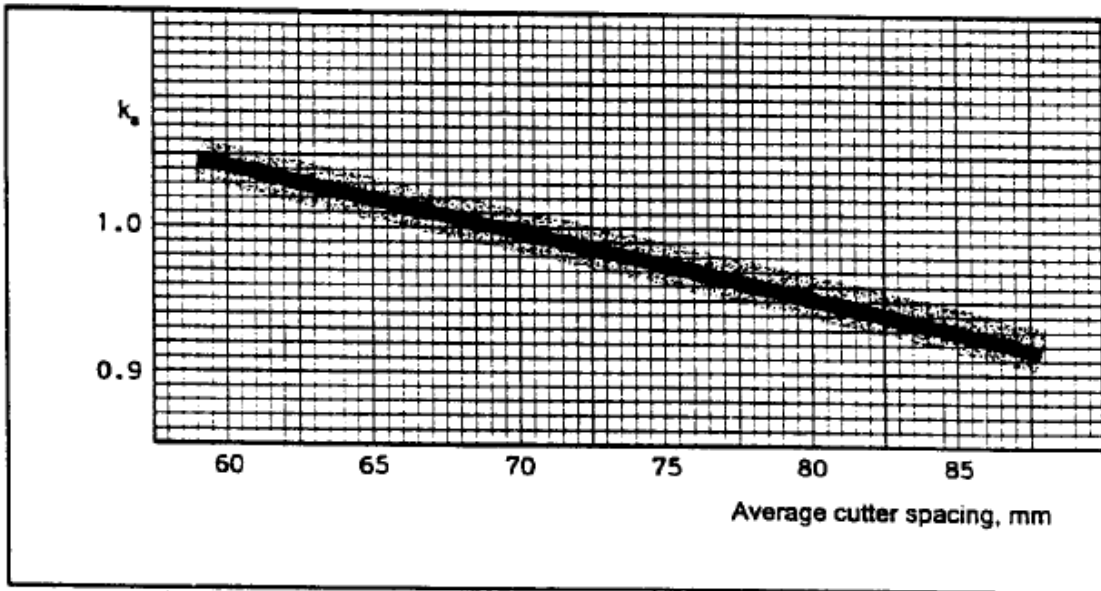


Tabella 26 :coefficiente correttivo spaziatura cutter diverso da a 70mm

c2) NET PENETRATION RATE AR o I [m/h]: è funzione del PR e della velocità angolare di rotazione della testa :

$$AR = PR \times RPM \times (60/1000) \quad [m/h]$$

c3) TORQUE DEMAND: per calcolare alti valori di AR o quando la roccia è molto fratturata , si deve verificare che la Potenza installata sia in grado di esplicitare la coppia necessaria per far ruotare la testa durante lo scavo nelle più svariate situazioni. Se la potenza installata non è sufficiente a fornire la coppia adeguata occorre agire sulla spinta per diminuire così la coppia richiesta.

Il valore di coppia richiesto è dato dalla seguente formula:

$$TREQ. = 0.59 \times r_{TBM} \times N_{TBM} \times M \times k_c \quad (kNm)$$

0.59 = Posizione relativa della media dei cutter sulla testa

r_{TBM} = Raggio della TBM

N_{TBM} = n° di cutter installati sulla testa

M = Spinta media per cutter

k_c = Coefficiente di taglio (per resistenza al rotolamento)

$$k_c = C_c \times i \times 0.5$$

C_c è funzione del diametro del cutter

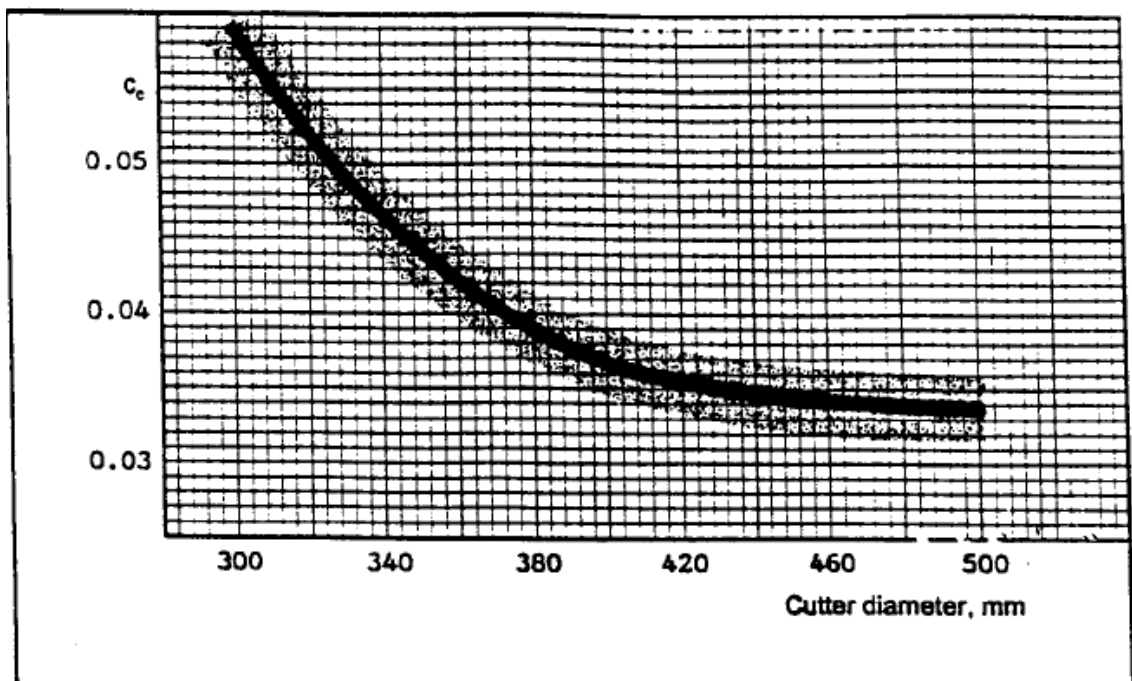


Tabella 27 : Coefficiente di taglio in funzione del diametro del cutter

D) ALTRE LIMITAZIONI AL AR.

D1) Oltre al discorso della coppia disponibile, un fattore limitante può essere il sistema di smarino che deve avere grandi capacità di evacuare il materiale soprattutto con TBM di grande diametro.

In caso di ammasso molto fratturato può essere utile diminuire la spinta per ridurre fenomeni di eccessive vibrazione e per non sovraccaricare i cutters

D2) Velocità di avanzamento lorda [m/settimana] : è un indice di avanzamento che tiene conto dell' indice AR, del coefficiente di utilizzazione della macchina e dell'organizzazione del lavoro sulla TBM stessa. Deve tenere conto di tutti i tempi morti.

E) CALCOLO DELLA VITA MEDIA DEGLI UTENSILI

La vita media dei cutter dipende fundamentalmente dai seguenti fattori:

Proprietà della roccia

- CUTTER LIFE INDEX (CLI)
- Contenuto di minerali abrasive

Parametri della TBM

- Diametro cutter
- Qualità e tipo di cutter
- Cutter head diameter and shape
- RPM del cutter
- N° dei cutter

La vita media dei cutter, espressa in ore di scavo, è proporzionale al CLI ed al diametro del cutter stesso:

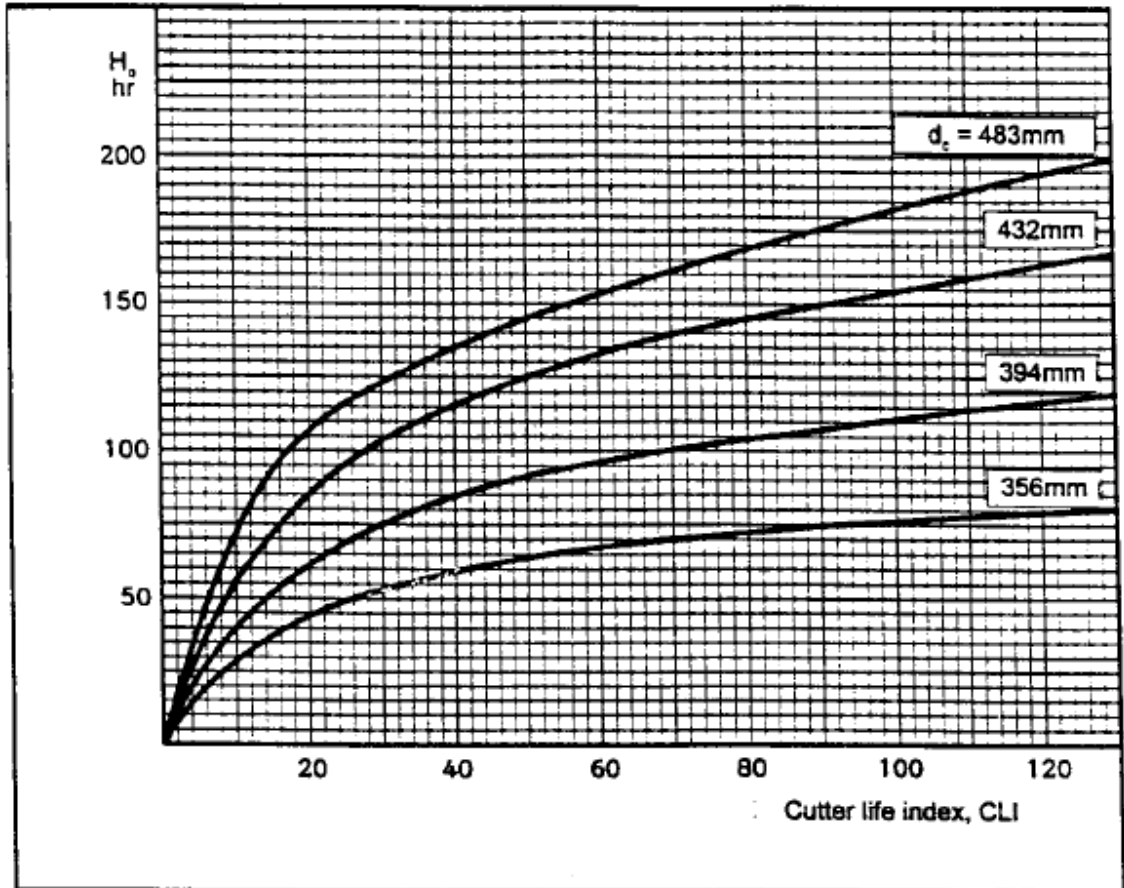


Tabella 28 : Coefficiente di taglio in funzione del diametro del cutter

La vita media calcolata in [h/cutter] H_h è dato dalla seguente formula:

$$\text{Cutter ring life in h/c: } H_h = (H_0 \times K_f \times K_0 \times \text{KRPM} \times k_N) / \text{NTBM}$$

Dove:

K_f = coefficiente correttivo in funzione della forma del cutter e del suo diametro

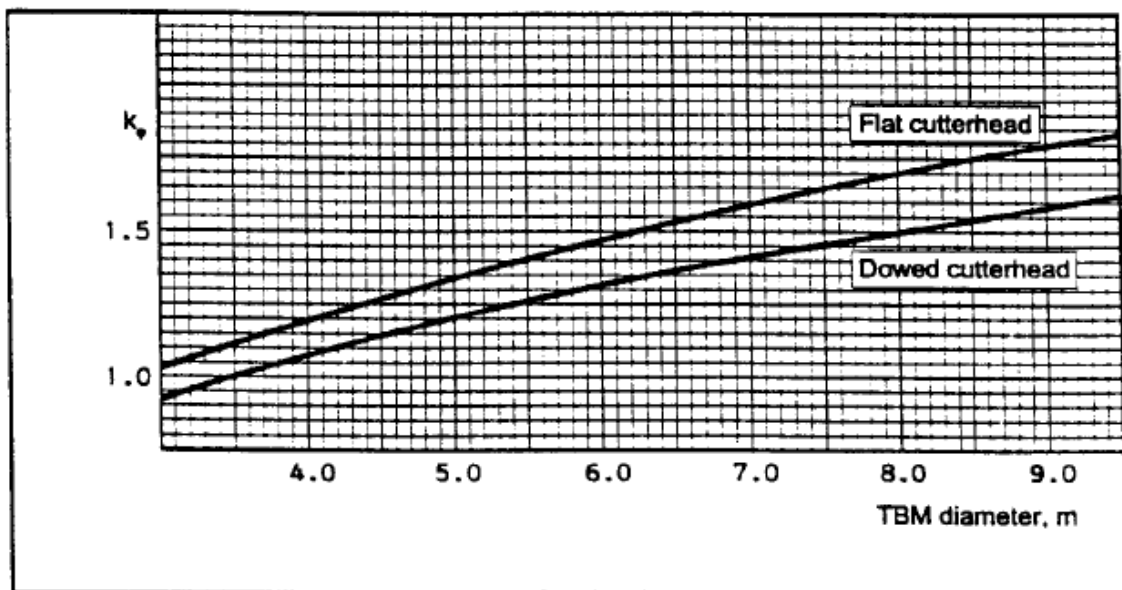


Tabella 29: Coefficiente correttivo K_f

K_o = coefficiente correttivo in funzione del contenuto in quarzo

$$KRPM = 50 / (D_{t\text{bm}} \times RPM)$$

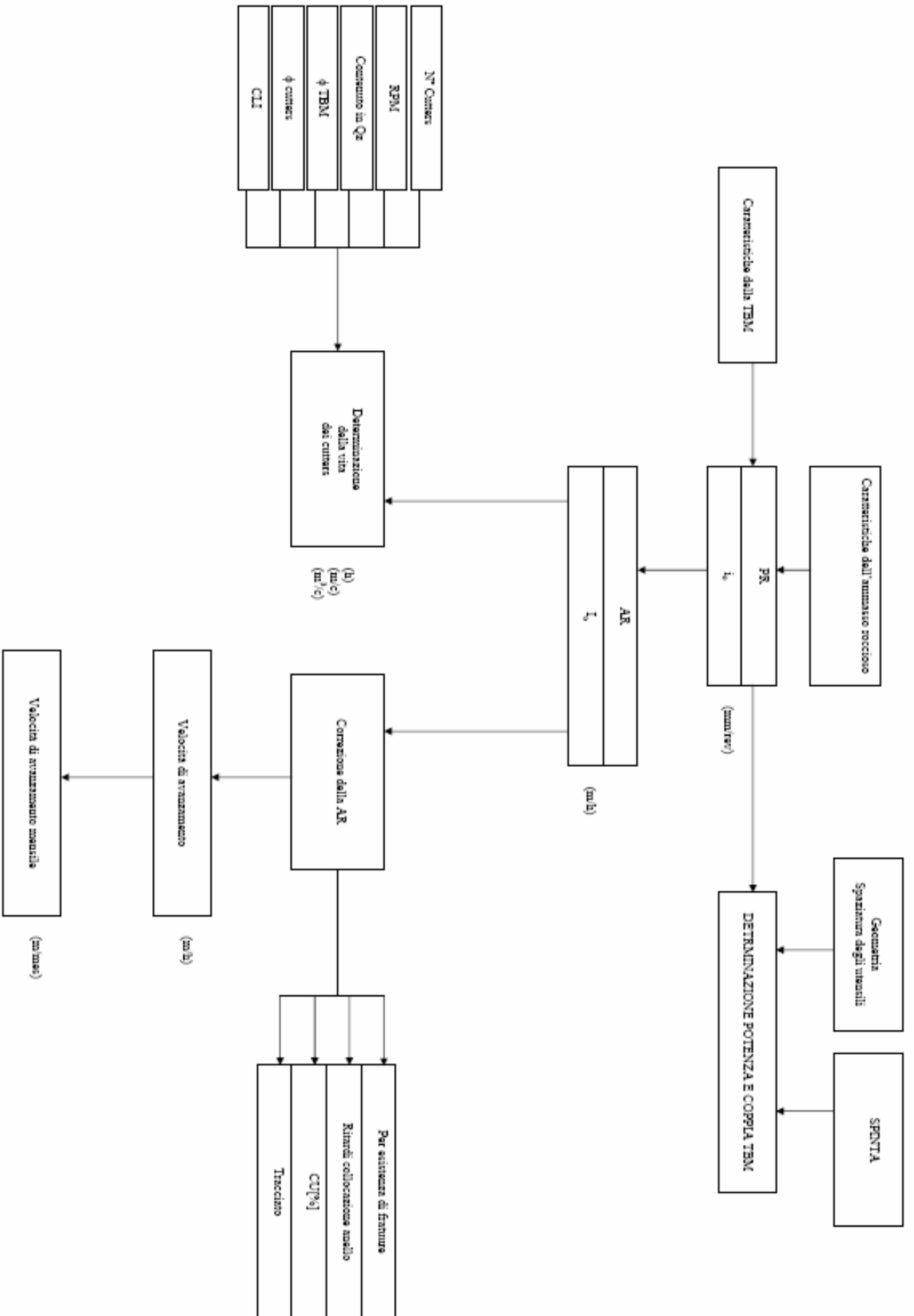
$N_{\text{t\text{bm}}} = n^\circ \text{ effettivo} / n^\circ \text{ teorico}$ di cutter da montarsi sulla TBM

Dove $n^\circ \text{ teorico} = D_{t\text{bm}} / (\text{Spaziatura cutter} \times 2)$

La vita media calcolata in [m/cutter] H_m è data dalla seguente formula:

Cutter ring life in m/c: $H_m = H_h \times I$ ($I = PR$ net penetration rate).

Si presenta di seguito una schematizzazione del modello NTH da seguire per valutare gli avanzamenti di una TBM:



SCHEMATIZZAZIONE DEL MODELLO NTH

4.2 Modelli di BARTON Q_{tbn}

Questo modello, ideato da Barton nel 2000 [19] per prevedere gli avanzamenti delle TBM, tiene conto di tanti parametri tra i quali la resistenza a compressione semplice dell'ammasso roccioso (UCS), valori di point load test (I50), rapporto UCS/I50, spinta sul singolo cutter (F), orientazione della tessitura e delle fratture, anisotropia, spaziatura delle fratture, caratteristica delle superfici delle fratture, abrasività della roccia (CLI) come già visto nel metodo NTH.

L'utilizzo di tale modello per la previsione del Penetration Rate (PR) e dell' Advance Rate (AR) di una TBM durante il suo funzionamento, si basa fondamentalmente sull'adozione del parametro Q e di un nuovo parametro definito Q_{tbn} .

Quest'ultimo è strettamente legato al parametro Q, ma introduce dei parametri di interazione tra macchina di scavo e roccia, che tengono conto della reazione della TBM nei confronti di condizioni dell'ammasso roccioso che per semplicità vengono raggruppate da Barton in quattro categorie:

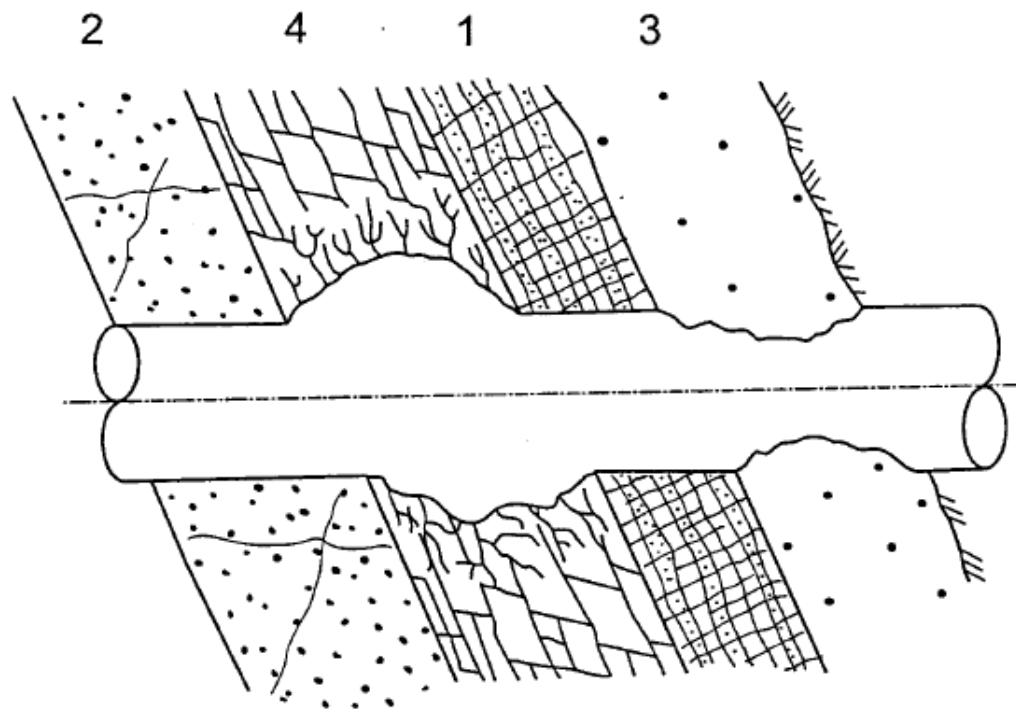


Figura 27: Semplificazione di Barton (Quattro situazioni di scavo con TBM)

- 1) Roccia fratturata, porosa, facilmente scavabile. E' richiesto qualche sostegno durante l'avanzamento.
- 2) Roccia particolarmente dura e resistente, difficile da scavare. Si richiedono frequenti sostituzioni degli utensili di taglio, ma pochi sostegni durante l'avanzamento.
- 3) Roccia spingente. Pericolo di incastro per la TBM, necessità di equipaggiare la TBM con i cosiddetti cutters di sovrascavo. Si richiedono dei sostegni adeguati per contrastare i cedimenti repentini del tunnel, dovuti a tempi di autosostegno brevissimi.

4).Roccia fortemente fratturata. Possibili e frequenti fermate per il drenaggio delle acque in ingresso, per eventuali iniezioni di backfilling e per il posizionamento di centine di sostegno a seconda della tipologia di TBM impiegata.

Una definizione del nuovo parametro Q_{TBM} è data nella figura 28,nella quale gli aggettivi presenti nella parte superiore rendono conto della facilità o meno dello scavo.

Il Q_{TBM} si ricava tramite la seguente relazione:

$$Q_{TBM} = \frac{RQD_0}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \times \frac{SIGMA}{F^{10}/20^9} \times \frac{20}{CLI} \times \frac{q}{20} \times \frac{\sigma_\theta}{5}$$

Dove:

- RQD_0 : è il valore del RQD considerando un' orientazione parallela all'asse del tunnel.
- J_n, J_r, J_a, J_w : si tratta di coefficienti che tengono conto del n° di famiglie di discontinuità (J_n), delle asperità e della rugosità delle discontinuità (J_r), dello stato di alterazione delle fratture (J_a), della presenza di umidità ed acqua sulle fratture(J_w)
- SRF : inteso come il rapporto tra σ_1/σ_c da un'idea di quella che dovrebbe essere la forza sul cutter per superare la resistenza a rottura dell' ammasso roccioso considerato intatto.
- F : carico medio su ciascun utensile della testa di taglio della TBM [tnf/cutter].
- $SIGMA$: stima della resistenza dell'ammasso roccioso per zona geomeccanicamente omogenea [MPa]
- CLI : Cutter Life Index come già visto nel modello NTH
- q : contenuto percentuale in quarzo [%]
- σ_θ : stress tangenziale massimo [MPa], stimato dalla teoria dell'elasticità.

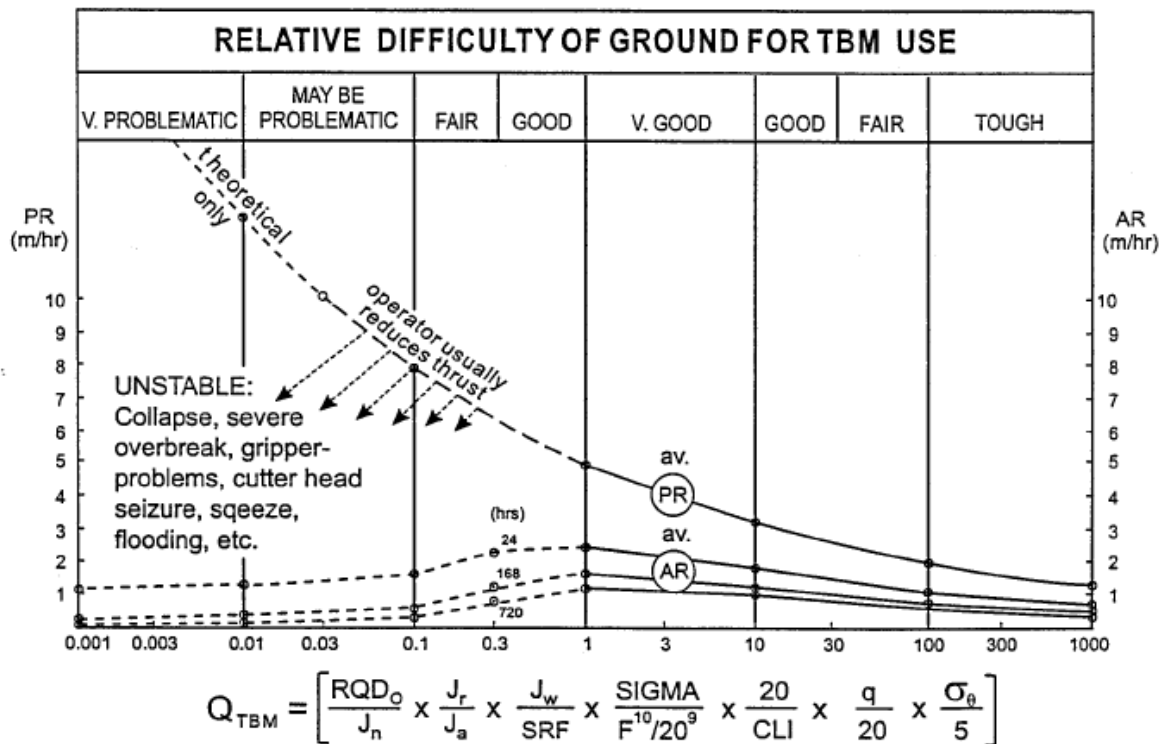


Figura 28: Relazione tra Q_{TBM} , PR e AR

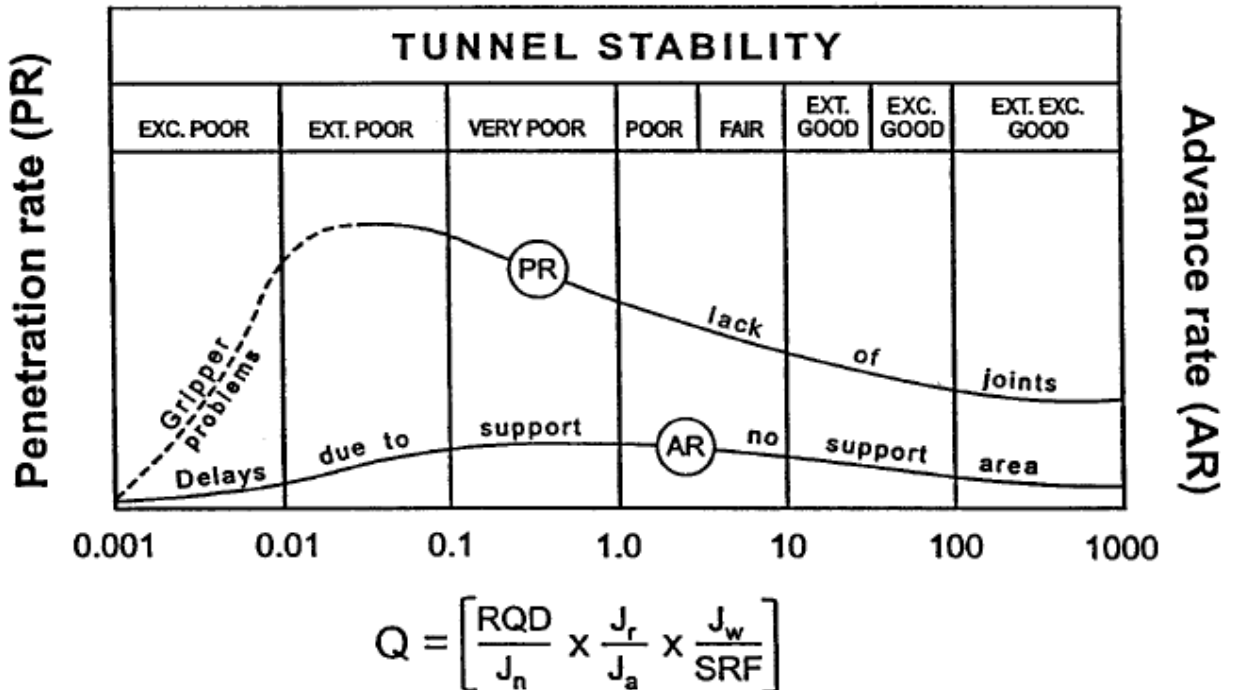


Figura 29: Relazione tra Q, PR e AR

La figura 29 tiene conto della relazione tra il parametro Q e l'indice PR e AR; gli aggettivi nella parte superiore rendono conto della stabilità dell'ammasso roccioso e della necessità di eventuali sostegni durante l'avanzamento.

Il rapporto F/SIGMA esprime la possibilità che il PR e l' AR diminuiscano con l'aumentare di F. Tale rapporto non tiene comunque conto di molti aspetti, tra i quali molto importante è capire se il processo di rottura dell'ammasso roccioso sia caratterizzato dal predominare di fenomeni di trazione o da fenomeni di compressione.

L'utensile di taglio, infatti, esercitando una spinta F_n sull'ammasso roccioso penetra su di esso e contemporaneamente, una volta che supera la resistenza a compressione della roccia, determina tramite le forze di rotolamento F_r la formazione di una scaglia di roccia in seguito alla formazione di cricche che si propagano lungo le zone di minor resistenza a trazione della roccia stessa [2] e [3]. Le caratteristiche di resistenza a compressione e trazione devono essere considerate di pari passo.

Solitamente rocce con scarsa resistenza a trazione come gli scisti o ammassi con fratture favorevolmente orientate, cioè con fratture parallele al fronte di scavo figura 31, sono caratterizzate da condizioni di scavabilità ottimali; si riscontra che a bassi valori di $Sc/150$ corrispondono alti valori di PR.

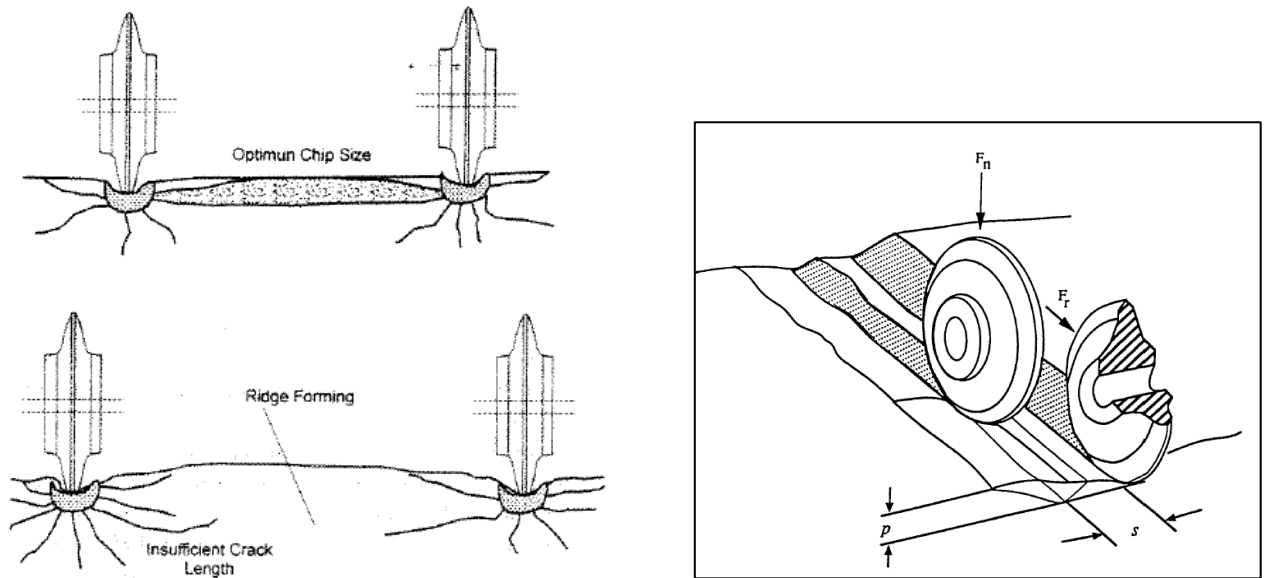


Figura 30: meccanismo di interazione roccia utensile di taglio

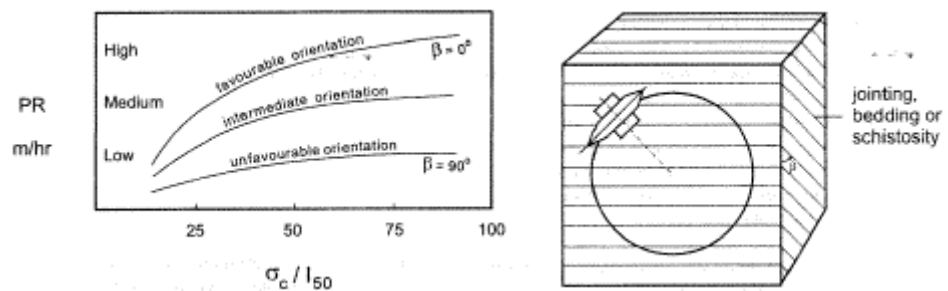


Figura 31:Influenza dell'orientazione delle fratture sull'indice PR [m/hr]

Nel caso di ammassi rocciosi scistosi e con bassi valori di resistenza I50 si considera:

$$\text{SIGMA} = \text{SIGMA}_{ct}$$

dove

$$\text{SIGMA}_{ct} = 5 \cdot \gamma \cdot Q_t^{1/3}$$

con Q_t uguale:

$$Q_t = Q \cdot I_{50}/4$$

Nel caso di ammassi rocciosi in cui il processo di rottura è maggiormente influenzato dalla resistenza a compressione semplice, si considera:

$$\text{SIGMA} = \text{SIGMA}_{cm}$$

dove

$$\text{SIGMA}_{cm} = 5 \cdot \gamma \cdot Q_c^{1/3}$$

con Q_c uguale:

$$Q_c = Q \cdot \sigma_c/100$$

4.2.1 : La legge di decadimento dell' indice AR

La figura 32 mostra un log plot sull'andamento medio dell'indice di penetrazione PR per circa un'ora di scavo con TBM e riporta anche l'andamento medio dell'indice di avanzamento AR su base giornaliera settimanale e annuale.

Il grafico tiene conto di circa 145 tunnel scavati con TBM per un totale di 1000 km di scavo nelle condizioni geomeccaniche più varie (rocce dure, rocce tenere, rocce fratturate, etc.)

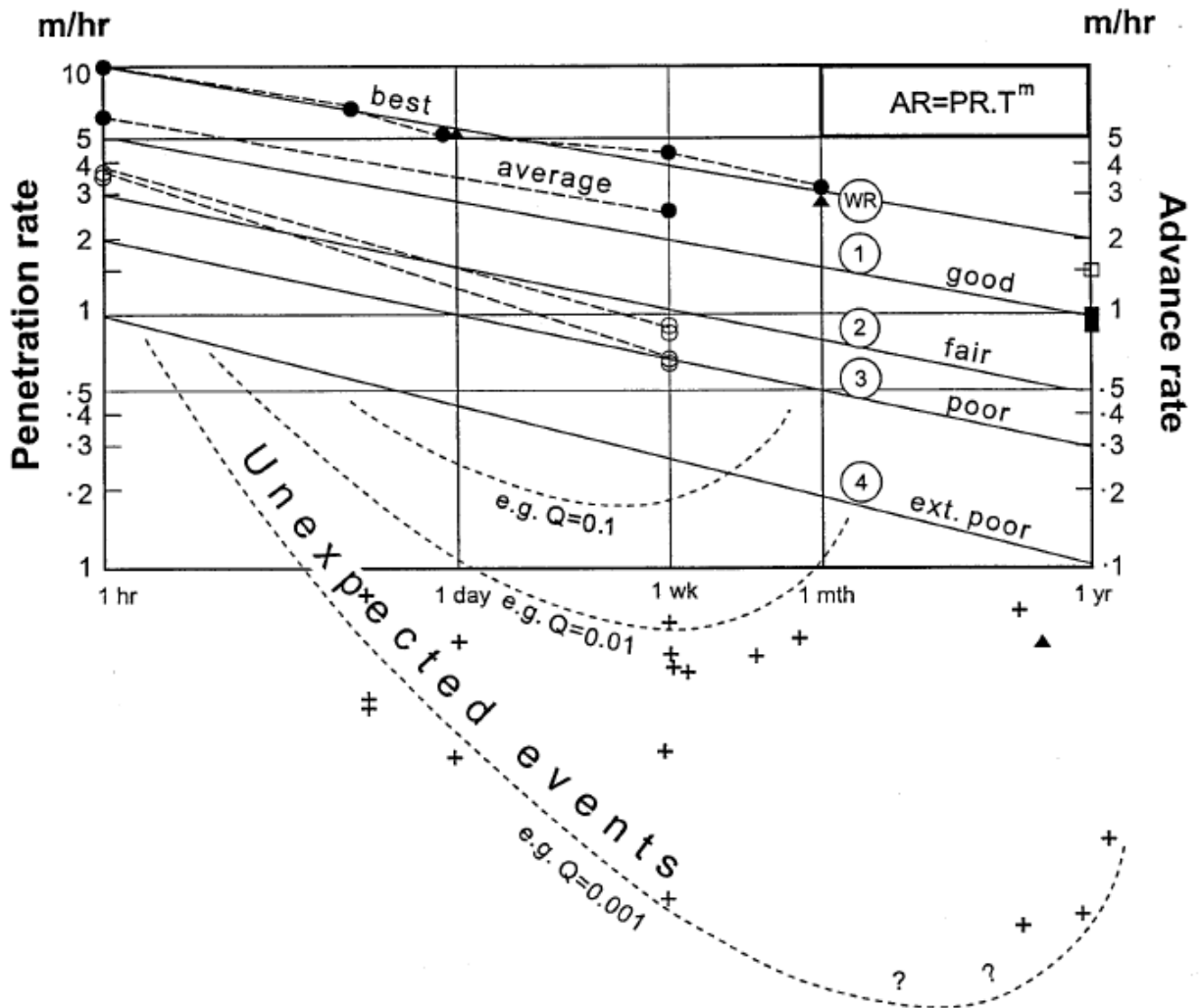


Figura 32: Grafico che mostra la legge di decadimento nel tempo di AR sulla base di 145 tunnel scavati

La relazione che lega il PR con l'AR attraverso il coefficiente di utilizzazione U è data:

$$AR = PR \times U$$

Considerando la decelerazione di AR con il tempo, si è riscontrato empiricamente il seguente legame tra U e T:

$$U = T^m$$

Da cui:

$$AR = PR \times T^m$$

Dove T è espresso in ore ed m è un coefficiente negativo che esprime l'entità della caduta di AR con il tempo.

Si considerano i seguenti valori di m dove WR, 1, 2, 3 e 4 si riferiscono alle curve e alle rette indicate nel grafico di figura 32, :

WR (best performances) $m = -0.13 / -0.17$

1 (good) $m = -0.17$

2 (fair) $m = -0.19$

3 (poor) $m = -0.21$

4 (ext. poor) $m = -0.25$

La tabella di seguito presenta una relazione tra valori di Q e valori del coefficiente m:

Q =	0.001	0.01	0.1	1	10	100	1000
m_1	≈ -0.9	≈ -0.7	≈ -0.5	-0.22	-0.17	-0.19	-0.21

Figura 33 : legame tra Q e m

4.2.2. Influenza del consumo degli utensili sul coefficiente di decadimento m

Il coefficiente m è influenzato anche dall'abrasività dell'ammasso roccioso, oltre che dal contenuto in quarzo q[%] e dalla porosità n dell'ammasso, espresso sempre in [%]. Vale difatti la seguente relazione:

$$m \approx m_1 \left(\frac{D}{5} \right)^{0.20} \left(\frac{20}{CLI} \right)^{0.15} \left(\frac{q}{20} \right)^{0.10} \left(\frac{n}{2} \right)^{0.05} \quad (A)$$

Posto D= diametro del tunnel e q ed n $\geq 0,5\%$.

4.2.3. Legame tra PR, AR e Q_{t_{bm}}.

La relazione tra PR e Q_{t_{bm}} si ottiene da un insieme di dati registrati in campo:

$$PR \approx 5 (Q_{TBM})^{-0.2}$$

Dalla relazione:

$$AR = PR \times T^m$$

Si ottiene:

$$AR \approx 5 (Q_{TBM})^{-0.2} \cdot T^m \quad (B)$$

Il valore di Q_{t_{bm}} operativo può essere calcolato dalla PR secondo la seguente relazione:

$$Q_{TBM} \approx (5/PR)^5$$

PR=0.1	0.5	1.0	5	10	m/hr
$Q_{TBM}=3.1 \times 10^8$	10^5	3125	1	0.03	

Tabella 30: Stima di Q_{t_{bm}} in funzione di PR calcolato tramite la relazione $Q_{t_{bm}} = (5/PR)^5$

Possiamo calcolare Q_{t_{bm}} in funzione di AR stimando m attraverso la tabella in figura 33 e l'equazione A.

$$Q_{TBM} \approx (5 \cdot T^m / AR)^5$$

In figura 28 le linee tratteggiate sono state disegnate per indicare andamenti di PR e AR con valori Q_{t_{bm}} < 1. Questo andamento esprime situazioni di inesperienza del personale impiegato nelle macchine di scavo e situazioni geologicamente difficili, che accanto a valutazioni errate e scelte di macchine inadeguate possono portare a gravi problematiche di produzione.

Valori alti di m possono determinare delle fermate della TBM in accordo con l'equazione (B). La necessità di effettuare dei trattamenti preventivi dell'ammasso roccioso, per migliorare l'indice Q, diminuire il coefficiente m ed aumentare quindi il tempo di autosotegno, è spesso un aspetto fondamentale per affrontare lavori di scavo meccanizzato.

4.2.4 Stima dei tempi di esecuzione di un tunnel tramite il Q_{tbm}.

Il tempo necessario per scavare un tunnel di lunghezza L, una volta stimato il valore dell'indice di avanzamento AR, è dato chiaramente dalla seguente relazione:

$$\mathbf{T = L / AR}$$

Dalla equazione:

$$\mathbf{AR = PR \times T^m}$$

Otteniamo:

$$\mathbf{T = (L/PR)^{\frac{1}{1+m}}}$$

PARTE 5: METROPOLITANA DI BARCELONA LA NUOVA LINEA 9

Il sistema metropolitano di Barcellona è costituito da 9 linee di metropolitana sotterranea, delle quali la prima entrò in funzione nel 1924. La gestione di sei di queste linee, 84,4 km di lunghezza complessiva e 117 stazioni, è affidata alla TMB (Transports Metropolitans de Barcelona), mentre la Ferrocarrils de la Generalitat gestisce le tre rimanenti, lunghe complessivamente 19,81 km, con 23 stazioni.

L'attuale rete metropolitana collega la periferia con il centro della città escludendo completamente gli spostamenti tra le zone limitrofe. Lo scopo della nuova linea 9 è di permettere questi spostamenti in modo da avere come effetto secondario il decongestionamento del centro. La nuova offerta del trasporto pubblico urbano avrà così un incremento stimato di 90 milioni di passeggeri l'anno.

La nuova linea 9 metterà in comunicazione il nuovo terminal dell'aeroporto "El Prat", ancora in costruzione, situato a sud-ovest della città, con i paesi di Badalona e Santa Coloma di Gramanet, a nord-est.

Il collegamento previsto con tutte le altre linee di metropolitana già esistenti e le 3 linee del treno, così come con la linea dell'alta velocità ferroviaria, attualmente in costruzione, la renderà la principale via di trasporto pubblico della città. La lunghezza totale sarà di 43 km di cui 39 realizzati in sotterraneo. Di fatto sarà costituita da due linee: la L9 e L10. La prima andrà dalla stazione di Can Zam (Santa Coloma de Gramanet) fino all'aeroporto El Prat, in zona Hospitalet, e la seconda dalla futura stazione di Gorg (Badalona) fino alla Zona Franca Zal. Le due linee condivideranno il tratto centrale.

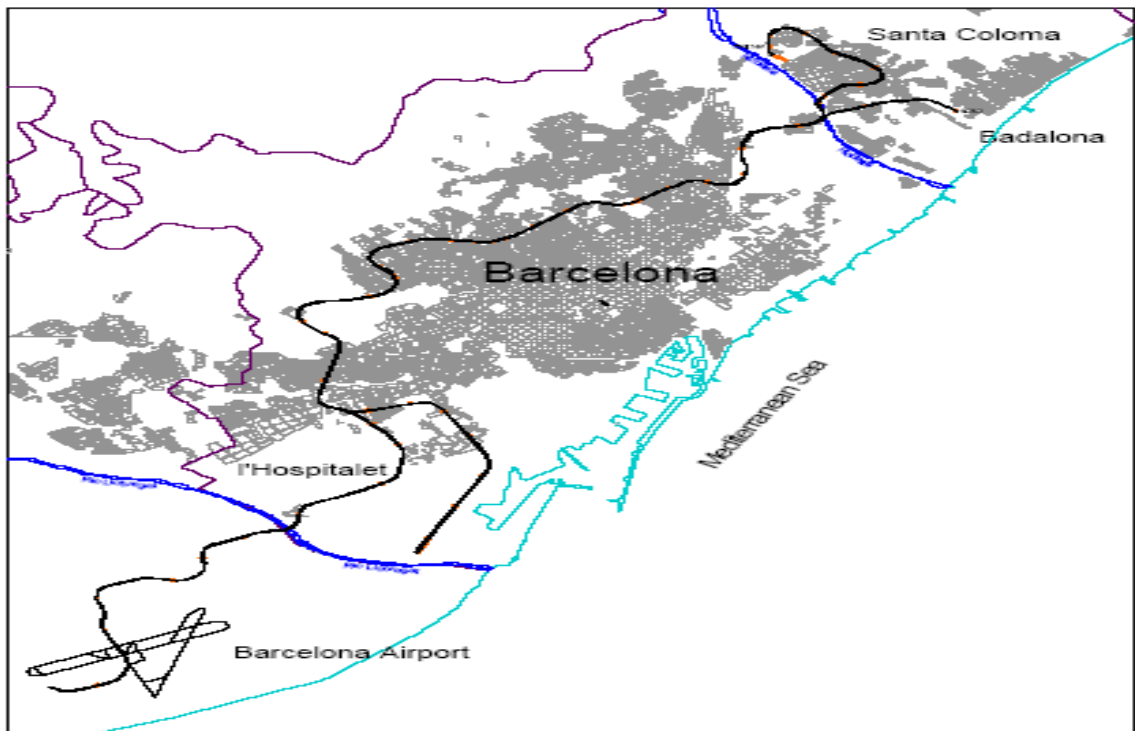


Figura 34 :Tracciato della linea 9

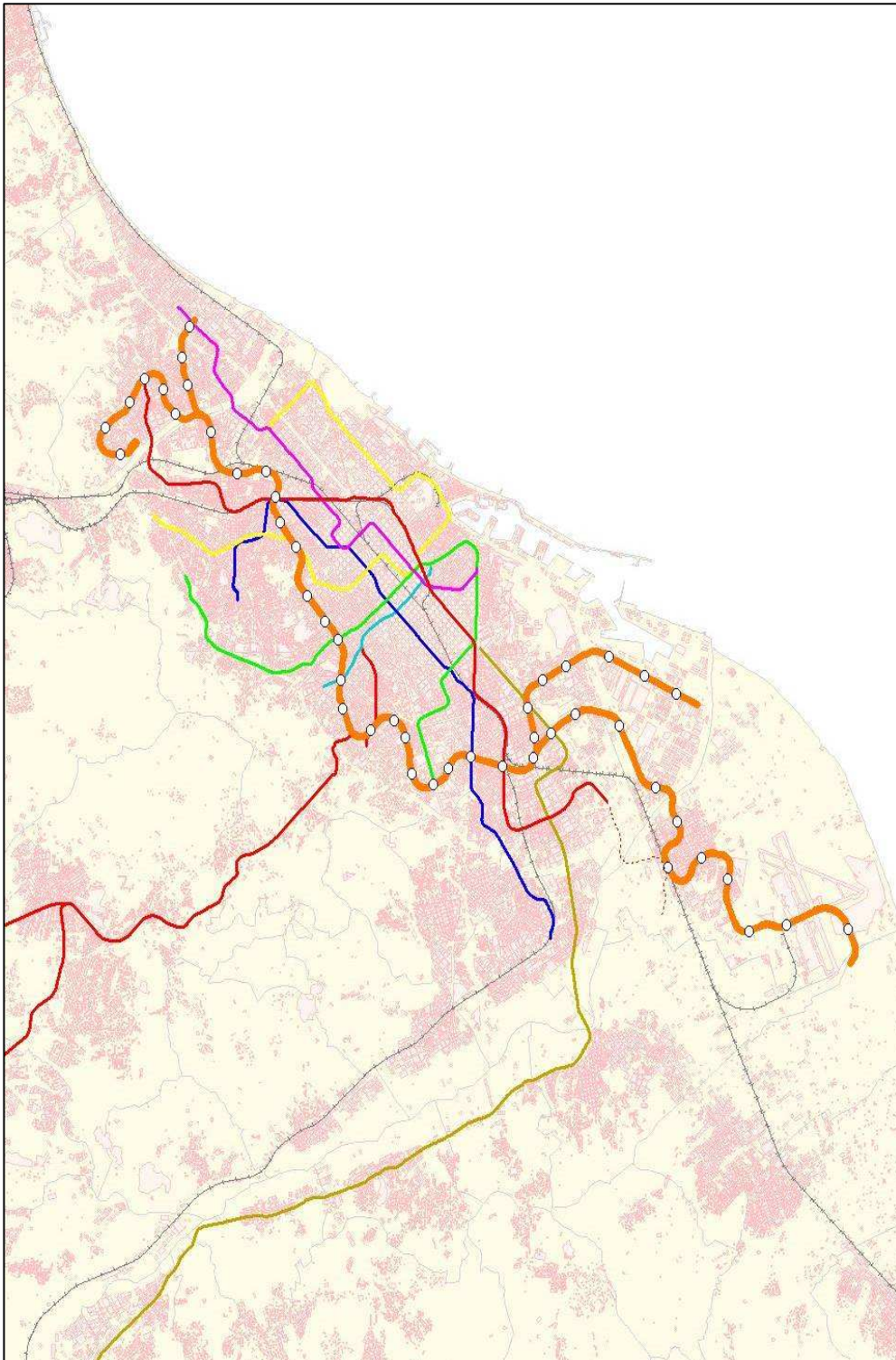


Figura 55 :interconnessioni tra la linea 9 e le altre linee del sistema metropolitano

5.1: Il progetto

L'area metropolitana di Barcellona conta 2.7 milioni di abitanti, i quali utilizzano il trasporto pubblico per le loro necessità quotidiane.

La nuova linea, con un investimento di 2,400 milioni di euro, una lunghezza totale di 43 km, 46 stazioni e varie connessioni strategiche (aeroporto, alta velocità ferroviaria, metro, stadio del F.C. Barcellona) moltiplicherà le possibilità di spostamento, rendendo il trasporto pubblico più rapido ed efficiente per la popolazione residente ed i turisti.

Per più di due terzi della lunghezza la nuova linea passerà al disotto di zone densamente popolate dove il traffico risulta altamente congestionato. Inoltre sono stati progettati i pozzi delle stazioni in maniera tale che la superficie dei cantieri sia minima durante l'esecuzione dei lavori.

La caratteristica richiesta alla nuova linea, ossia passare al disotto della esistente metropolitana e rete ferroviaria, ha reso necessario sviluppare uno schema innovativo e ambizioso il quale prevede un tunnel in profondità con stazioni integrate all'interno della sezione del tunnel, e pozzi per le stazioni, di grande diametro, che saranno equipaggiati con grandi ascensori ad alta capacità e velocità, sincronizzati con l'arrivo dei treni. In particolare i pozzi per le stazioni avranno un diametro di 26 metri ed una profondità variabile tra i 34 ed i 71 metri. Questa scelta progettuale si deve essenzialmente a tre motivi strettamente correlati tra loro: 1) la profondità del tunnel, 2) le caratteristiche geomeccaniche dei terreni, 3) la notevole densità abitativa.



Figura 36 : Spaccato stazione-tunnel

5.2 Il tracciato

Il tracciato della linea 9, per la natura delle intersezioni e delle connessioni con le altre linee e per l'ubicazione dei pozzi delle stazioni, è stato condizionato più dalla geometria che dalla geologia dello stesso.

L'impiego di frese, per i tratti II,III,IV, con un diametro di per sé poco usuale per un tunnel metropolitano, deriva dalla necessità di alloggiare all'interno della sezione (93 m²) anche i marciapiedi delle fermate.

Il diametro della fresa che verrà utilizzata per il tratto I, più piccolo rispetto agli altri, deriva invece dalla necessità di evitare la connessione di due falde freatiche presenti in questa zona, di cui una contaminata.

5.3 La geologia della linea 9

L'area di Barcellona è formata da un basamento Paleozoico di origine sedimentario che include ardesie, filliti, peliti derivanti da granulometria limosa, calcare e micro conglomerati, soggetti ad un debole metamorfismo regionale, ed infine cornubianite (hornfels), che sono state interessate da intrusioni granitiche.

Su questo basamento Paleozoico in qualche zona si trova una serie Cenozoica di argilliti Plioceniche ed un conglomerato Miocenico (tipo breccia) con un variabile contenuto di argilla. Ancora al di sopra si trova una serie sedimentaria di deposito alluvionale composto da ghiaia, sabbia, limi e argille derivanti dalla sedimentazione dei letti dei fiumi Besòs e Llobregat.

Le serie Paleozoica e Cenozoica sono state fortemente distorte dalle intrusioni granitiche, dalla orogenesi ercinica e la successiva distensione neogenica. Il risultato è stato una serie di pieghe e faglie che hanno fortemente spostato le formazioni indicate.

Da sud a nord il tunnel attraversa le formazioni alluvionali del fiume Llobregat, composte principalmente da limi argillosi e sabbiosi, ghiaie sabbiose e sabbie limose. Successivamente, in prossimità della Zona Universitaria, il tunnel passa nel basamento Paleozoico attraversando tutte le formazioni di cui è formato, dalla cornubianite (hornfels) alla granodiorite trovando vari contatti tettonici.

Nella stazione di "Segrera Meridiana", il tunnel entra nel piano alluvionale del fiume Besòs dalle caratteristiche simili a quello del fiume Llobregat. In questo punto il tunnel si biforca: il ramo nord-ovest (IVa) entra nella formazione granodioritica e il ramo di sud-est (IVb) attraversa il conglomerato miocenico e gli altri depositi alluvionali più recenti.

Per l'elaborazione del progetto costruttivo è stato necessario realizzare una dettagliata campagna di investigazione geologica, alla quale però è stato necessario aggiungere dei sondaggi. Lo scopo di questi fu quello di aumentare il grado di conoscenza delle condizioni geologiche e determinare eventuali zone critiche che necessitavano un trattamento preventivo.

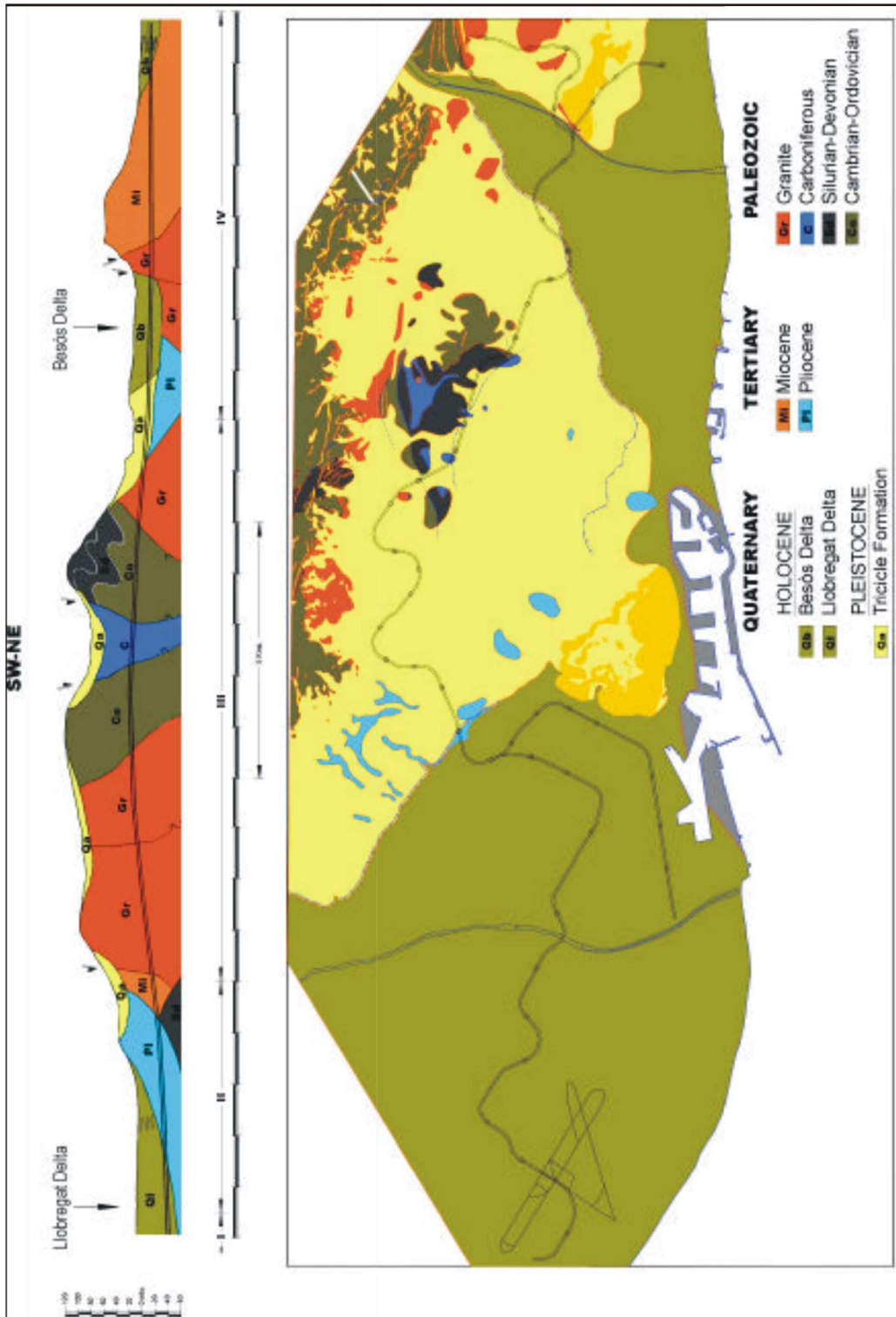


Figura 43 :Pianta geologica linea 9

La tesi prende in esame il solo tratto IVa di lunghezza pari a 3975m e un ricoprimento compreso tra i 14 e gli 80m, con il valore minimo corrispondente al portale di attacco ed al pozzo di arrivo della fresa. Il pozzo di montaggio della macchina è situato nella stazione del parco di Can Zam, nel quartiere di Santa Coloma de Gramanet, mentre il pozzo di uscita si trova dopo la stazione di Can Peixauet, prima di incrociare il fiume Besos.

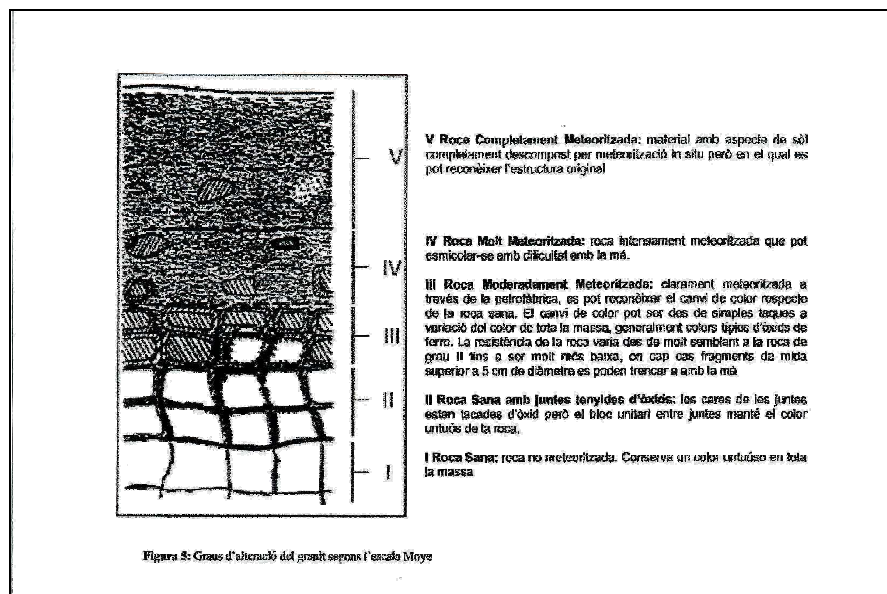
La geologia di questa tratta è composta prevalentemente da rocce magmatiche e metamorfiche quali scisti pelitici variamente metamorfosati e granodioriti fortemente alterati ed attraversati da dicchi porfirici.

L'80% del tracciato del tunnel viene scavato nella granodiorite del Paleozoico. Questo materiale presenta vari livelli di alterazione.

Si sono definite tre unità geotecniche di riferimento per la sua classificazione, in funzione del grado di alterazione:

- L'unità GR1 che racchiude le granodioriti con un grado di alterazione I e II.
- L'unità GR1-2 formata dalle granodioriti alterate di grado III.
- L'unità GR2 formata dalle granodioriti (Saulò) alterate di grado IV e V.

In funzione delle misure del livello del freatico, quando ci si trova in zone con Saulò permeabile o zone di faglia, la massima pressione di acqua in chiave che ci si può aspettare è di 3 bar.



Si presentano di seguito i risultati della caratterizzazione geotecnica dell'unità litologica prevalente del tramo 4A della linea 9, desunti dai sondaggi meccanici a rotazione con recupero di carota, dai dati ottenuti dalle prove "in situ" e dalle prove condotte in laboratorio.

GR1: GRANODIORITE CON GRADO DI ALTERAZIONE I-II

RMR: 52 (40 in zone fratturate)
Massa volumica secca: 2,67 g/cm³
Massa volumica apparente: 2,72 g/cm³
Umidità naturale: 0,95%
Resistenza a compressione semplice: 113,5 MPa (100 MPa)
Modulo di Young: 11.220 MPa (666 MPa in zone fratturate)
Coefficiente di Poisson: 0,24 (0,3 in zone fratturate)
Resistenza a trazione indiretta: 10,39 MPa
Indice di Schimazek: 7,2 kN/m
Abrasività Cerchar: 2,5
Contenuto in minerali abrasivi: 62%
Angolo di attrito interno: 58° (56° in zone fratturate)

GR1-2: GRANODIORITE CON GRADO DI ALTERAZIONE III

RMR:45
Massa volumica secca 2,44 g/cm³
Massa volumica apparente 2,53 g/cm³
Umidità naturale: 1,54%
Resistenza a compressione semplice: 13,1 MPa
Modulo di Young: 2.718 MPa
Coefficiente di Poisson: 0,24
Resistenza a trazione indiretta: 2,1 MPa
Indice di Schimazek: 3,7 kN/m
Contenuto in minerali abrasivi: 62%
Angolo di attrito interno: 43

GR2: GRANODIORITE CON GRADO DI ALTERAZIONE IV-V

Densità secca: 1,86 g/cm³
Densità apparente: 2,1 g/cm³
Umidità naturale: 13,03 %
Granulometria (% materiale passante):
#5: 98,4
#0,4: 49,4
#0,08: 29,5
Contenuto in fini: 29 %
Límite líquido: 33 – No plastico (18,6)
Límite plástico: 23,7 – No plastico (12,7)
Indice di plasticità: 15,8 – No plastico (5,88)
Angolo di attrito interno: 40°
Resistenza a compressione semplice: 5 kp/cm²
Módulo di Young: 73-311,6 (292,8) MPa
Contenuto in minerali abrasivi: 67 %

5.4. La Linea 9 dal pK 1887 al pK 1653

La tesi si propone di esaminare il tratto che va dalla progressiva 1887 alla progressiva 1653. Il tratto è compreso tra la stazione di Can Peixauet della L9 ed il fiume Besos rispetto al quale il tratto considerato procede parallelamente ad uno dei suoi argini sino ad intersecare il tramo 4b della nuova L9 che proviene dal quartiere di Badalona . La copertura al di sopra della chiave del tunnel, tra le progressive prese in considerazione, si attesta a circa 20 – 23 m, con la tendenza a diminuire fino ai 10 m intorno alla progressiva 1400. Il tracciato presenta un raggio di curvatura di circa 280 m dalla progressiva 1887 alla 1700 circa per poi proseguire praticamente in rettilineo sino alla progressiva 1653.



Fig. 45 :Tracciato del tratto della L9 dal pk 1887 al pk 1653

Si esamineranno pertanto circa 250 m di tunnel scavati con la TBM duale NFM/WIRTH che, per le particolari caratteristiche geomeccaniche dei materiali attraversati, affronta lo scavo in modalità chiusa EPB.

5.4.1. Geologia, geotecnica e idrogeologia del tratto preso in esame.

Il tratto di scavo preso in esame è caratterizzato principalmente dalle unità del basamento paleozoico GR1 e GR1-2 e, esaminando la campagna di sondaggi realizzata, si caratterizza per i ricoprimenti dei depositi colluviali dell'oleoceno Qc i cui spessori massimi si incontrano proprio in questo tratto.

Le granodioriti in oggetto sono rocce equigranulari, di grana medio grossa, costituite da quarzo, feldspato, biotite e occasionalmente orneblenda. I feldspati sono principalmente plagioclasti e in minor misura feldspati potassici che localmente presentano una alterazione verde rosata.

Sono stati realizzati numerosi sondaggi meccanici a rotazione con recupero di carota attraverso i quali è stato possibile condurre numerose prove in laboratorio.

I sondaggi che in fase iniziale di indagine hanno caratterizzato il tratto in esame sono:

SC10

SF1

SM93

SF PEIXAUET


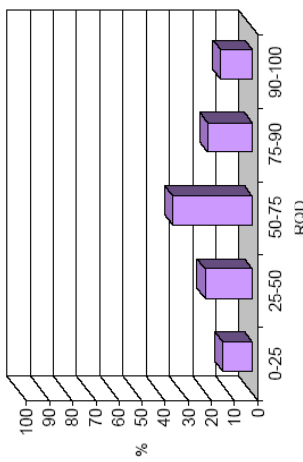
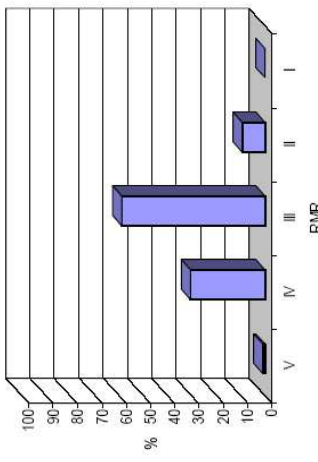
SF25


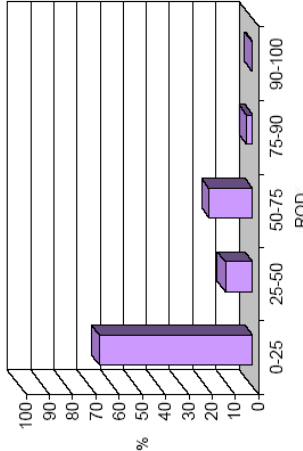
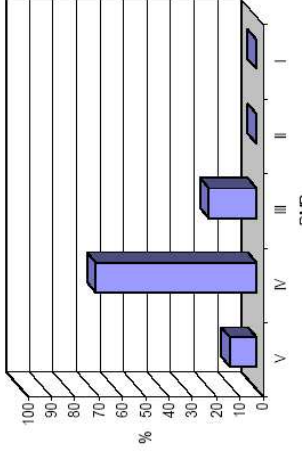
SF24

SF22

Dalla progressiva 1887 alla progressiva 1653 si sono distinte due unità omogenee dal punto di vista geomeccanico:

- 1) GR1 con grado di alterazione II e localmente III dal pk 1887 al pk 1752
- 2) GR1-2 con grado di alterazione III e localmente IV dal pk 1752 al pk 1653

<p>FITXA RESUM UNITAT GR 1 (II): Granodiorita amb grau d'alteració II</p> <p><i>Sondatges utilitzats:</i> SF-02, SF-03, SF-04, SF-05, SF-06, SF-07, SF-08, SF-11, SF-11c, SF-12, SF-Pexauet, SF-Pça, Església, SF-Fondo, SF-Singuerlin, SF-Sta. Rosa, SF-22, SF-23, SF-24, SF-25, SF-26, SF-27, SF-28, SF-30, SF-32, SF-35, SC-09, SC-10, SC-11c, SC-12, SC-16, SC-19, SC-20, SC-25b, SM-093, SM-094, SM-096, SM-101</p>		<p>Qualitat de la roca segons el RQD</p> <table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th>RQD</th> <th>Qualitat roca</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>0-25</td> <td>Molt pobre</td> </tr> <tr> <td>25-50</td> <td>Pobre</td> </tr> <tr> <td>50-75</td> <td>Mitjana</td> </tr> <tr> <td>75-90</td> <td>Bona</td> </tr> <tr> <td>90-100</td> <td>Molt bona</td> </tr> </tbody> </table> <p>Qualitat de la roca segons el RMR</p> <table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th>RMR</th> <th>Classe</th> <th>Qualitat roca</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>0-20</td> <td>V</td> <td>Molt pobre</td> </tr> <tr> <td>21-40</td> <td>IV</td> <td>Pobre</td> </tr> <tr> <td>41-60</td> <td>III</td> <td>Mitjana</td> </tr> <tr> <td>61-80</td> <td>II</td> <td>Bona</td> </tr> <tr> <td>81-100</td> <td>I</td> <td>Molt bona</td> </tr> </tbody> </table> <p style="text-align: right;"><i>Fotografia representativa de la unitat Gr1 (II)</i></p> 		RQD	Qualitat roca	0-25	Molt pobre	25-50	Pobre	50-75	Mitjana	75-90	Bona	90-100	Molt bona	RMR	Classe	Qualitat roca	0-20	V	Molt pobre	21-40	IV	Pobre	41-60	III	Mitjana	61-80	II	Bona	81-100	I	Molt bona
RQD	Qualitat roca																																
0-25	Molt pobre																																
25-50	Pobre																																
50-75	Mitjana																																
75-90	Bona																																
90-100	Molt bona																																
RMR	Classe	Qualitat roca																															
0-20	V	Molt pobre																															
21-40	IV	Pobre																															
41-60	III	Mitjana																															
61-80	II	Bona																															
81-100	I	Molt bona																															
<p>Unitat Gr1 (II). Distribució RQD</p> 		<p>Unitat Gr1 (II). Distribució RMR</p> 																															
<p>Taula resum dels resultats d'assaigs de laboratori</p>		<p>Unitat Gr1 (II)</p>																															
PROPIETAT	NOMBRE DE VALORS	VALORS EXTREMS	VALOR MIG	DESVIACIÓ ESTÀNDAR																													
HUMITAT NATURAL (%)	2	3.1 - 4.4	3.7	0.6																													
DENSITAT SECA (g/cm ³)	3	2.39 - 2.66	2.48	0.16																													
DENSITAT APARENT (g/cm ³)	3	2.63 - 2.66	2.65	0.03																													
COMPRESSIÓ SIMPLE (kg/cm ²)	5	22 - 386	182	173																													
MÒDUL DE YOUNG (kg/cm ²)	5	6007 - 228673	83268	87006																													
COEFICIENT DE POISSON																													
ÍNDEX DE CÀRREGA PUNTUAL (p (kg/cm ²))																													
RESISTÈNCIA A TRACCIÓ INDIRECTA (kg/cm ²)	1	19.22	19.2	0.0																													
RESISTÈNCIA ASSAIG TRIAXIAL (kg/cm ²)	1	978	978	0																													
ABRASIVITAT SCHMAZEK	1	0.48	0.48	0.00																													
ABRASIVITAT CERCHAR																													
ASSAIG DURESA CERCHAR																													
PERFORABILITAT DRI																													
COEFICIENT LOS ANGELES																													
SLAKE DURABILITY TEST																													

FITXA RESUM UNITAT GR 1 (III): Granodiorita amb grau d'alteració III																																																																																						
<p>Sondatges utilitzats: SF-02, SF-03, SF-04, SF-05, SF-06, SF-07, SF-08, SF-10, SF-11, SF-11c, SF-12, SF-20, SF-Peixauet, SF-P_{ca}, Església, SF-Fondo, SF-Singuerfin, SF-Sta. Rosa, SF-21, SF-22, SF-23, SF-24, SF-25, SF-26, SF-27, SF-28, SF-30, SF-31, SF-32, SF-35, SC-09, SC-10, SC-12, SC-19, SC-20, SC-25b, SM-096, SM-103</p>	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse; margin-bottom: 10px;"> <thead> <tr> <th colspan="2" style="text-align: center;">Qualitat de la roca segons el RQD</th> </tr> <tr> <th>RQD</th> <th>Qualitat roca</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>0-25</td> <td>Molt pobre</td> </tr> <tr> <td>25-50</td> <td>Pobre</td> </tr> <tr> <td>50-75</td> <td>Mitjana</td> </tr> <tr> <td>75-90</td> <td>Bona</td> </tr> <tr> <td>90-100</td> <td>Molt bona</td> </tr> </tbody> </table> <table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse; margin-bottom: 10px;"> <thead> <tr> <th colspan="2" style="text-align: center;">Qualitat de la roca segons el RMR</th> </tr> <tr> <th>RMR</th> <th>Classe</th> <th>Qualitat roca</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>0-20</td> <td>V</td> <td>Molt pobre</td> </tr> <tr> <td>21-40</td> <td>IV</td> <td>Pobre</td> </tr> <tr> <td>41-60</td> <td>III</td> <td>Mitjana</td> </tr> <tr> <td>61-80</td> <td>II</td> <td>Bona</td> </tr> <tr> <td>81-100</td> <td>I</td> <td>Molt bona</td> </tr> </tbody> </table> <p style="text-align: right; margin-right: 50px;"><i>Fotografia representativa de la unitat Gr1 (III)</i></p> 	Qualitat de la roca segons el RQD		RQD	Qualitat roca	0-25	Molt pobre	25-50	Pobre	50-75	Mitjana	75-90	Bona	90-100	Molt bona	Qualitat de la roca segons el RMR		RMR	Classe	Qualitat roca	0-20	V	Molt pobre	21-40	IV	Pobre	41-60	III	Mitjana	61-80	II	Bona	81-100	I	Molt bona																																																			
Qualitat de la roca segons el RQD																																																																																						
RQD	Qualitat roca																																																																																					
0-25	Molt pobre																																																																																					
25-50	Pobre																																																																																					
50-75	Mitjana																																																																																					
75-90	Bona																																																																																					
90-100	Molt bona																																																																																					
Qualitat de la roca segons el RMR																																																																																						
RMR	Classe	Qualitat roca																																																																																				
0-20	V	Molt pobre																																																																																				
21-40	IV	Pobre																																																																																				
41-60	III	Mitjana																																																																																				
61-80	II	Bona																																																																																				
81-100	I	Molt bona																																																																																				
<p>Taula resum dels resultats d'assaigs de laboratori</p>	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse; margin-bottom: 10px;"> <thead> <tr> <th colspan="5" style="text-align: center;">Unitat Gr1 (III)</th> </tr> <tr> <th>PROPIETAT</th> <th>NOMBRE DE VALORS</th> <th>VALORS EXTREMS</th> <th>VALOR MIG</th> <th>DESVIACIÓ ESTÀNDAR</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>HUMITAT NATURAL (%)</td> <td>2</td> <td>1.9 - 2.3</td> <td>2.1</td> <td>0.3</td> </tr> <tr> <td>DENSITAT SECA (g/cm³)</td> <td>2</td> <td>2.52 - 2.55</td> <td>2.53</td> <td>0.02</td> </tr> <tr> <td>DENSITAT APARENT (g/cm³)</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> </tr> <tr> <td>COMPRESSIÓ SIMPLE (kg/cm²)</td> <td>1</td> <td>147.1</td> <td>147</td> <td>0</td> </tr> <tr> <td>MÒDUL DE YOUNG (kg/cm²)</td> <td>1</td> <td>23217</td> <td>23217</td> <td>0</td> </tr> <tr> <td>COEFICIENT DE DE POISSON</td> <td>1</td> <td>0.21</td> <td>0.21</td> <td>0.00</td> </tr> <tr> <td>ÍNDEX DE CÀRREGA PUNTUAL (p (kg/cm²))</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> </tr> <tr> <td>RESISTÈNCIA A TRACCIÓ INDIRECTA (kg/cm²)</td> <td>3</td> <td>32.7 - 43.0</td> <td>37.1</td> <td>5.9</td> </tr> <tr> <td>RESISTÈNCIA ASSAIG TRIAXIAL (kg/cm²)</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> </tr> <tr> <td>ABRASIVITAT SCHWABER</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> </tr> <tr> <td>ABRASIVITAT CERCHAR</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> </tr> <tr> <td>ASSAIG DURESA CERCHAR</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> </tr> <tr> <td>PERFORABILITAT DRI</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> </tr> <tr> <td>COEFICIENT LOS ANGELES</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> </tr> <tr> <td>SLAKE DURABILITY TEST</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> <td>...</td> </tr> </tbody> </table> <div style="display: flex; justify-content: space-around;"> <div style="width: 45%;"> <p style="text-align: center;"><i>Unitat Gr1 (III). Distribució RQD</i></p>  </div> <div style="width: 45%;"> <p style="text-align: center;"><i>Unitat Gr1 (III). Distribució RMR</i></p>  </div> </div>	Unitat Gr1 (III)					PROPIETAT	NOMBRE DE VALORS	VALORS EXTREMS	VALOR MIG	DESVIACIÓ ESTÀNDAR	HUMITAT NATURAL (%)	2	1.9 - 2.3	2.1	0.3	DENSITAT SECA (g/cm ³)	2	2.52 - 2.55	2.53	0.02	DENSITAT APARENT (g/cm ³)	COMPRESSIÓ SIMPLE (kg/cm ²)	1	147.1	147	0	MÒDUL DE YOUNG (kg/cm ²)	1	23217	23217	0	COEFICIENT DE DE POISSON	1	0.21	0.21	0.00	ÍNDEX DE CÀRREGA PUNTUAL (p (kg/cm ²))	RESISTÈNCIA A TRACCIÓ INDIRECTA (kg/cm ²)	3	32.7 - 43.0	37.1	5.9	RESISTÈNCIA ASSAIG TRIAXIAL (kg/cm ²)	ABRASIVITAT SCHWABER	ABRASIVITAT CERCHAR	ASSAIG DURESA CERCHAR	PERFORABILITAT DRI	COEFICIENT LOS ANGELES	SLAKE DURABILITY TEST
Unitat Gr1 (III)																																																																																						
PROPIETAT	NOMBRE DE VALORS	VALORS EXTREMS	VALOR MIG	DESVIACIÓ ESTÀNDAR																																																																																		
HUMITAT NATURAL (%)	2	1.9 - 2.3	2.1	0.3																																																																																		
DENSITAT SECA (g/cm ³)	2	2.52 - 2.55	2.53	0.02																																																																																		
DENSITAT APARENT (g/cm ³)																																																																																		
COMPRESSIÓ SIMPLE (kg/cm ²)	1	147.1	147	0																																																																																		
MÒDUL DE YOUNG (kg/cm ²)	1	23217	23217	0																																																																																		
COEFICIENT DE DE POISSON	1	0.21	0.21	0.00																																																																																		
ÍNDEX DE CÀRREGA PUNTUAL (p (kg/cm ²))																																																																																		
RESISTÈNCIA A TRACCIÓ INDIRECTA (kg/cm ²)	3	32.7 - 43.0	37.1	5.9																																																																																		
RESISTÈNCIA ASSAIG TRIAXIAL (kg/cm ²)																																																																																		
ABRASIVITAT SCHWABER																																																																																		
ABRASIVITAT CERCHAR																																																																																		
ASSAIG DURESA CERCHAR																																																																																		
PERFORABILITAT DRI																																																																																		
COEFICIENT LOS ANGELES																																																																																		
SLAKE DURABILITY TEST																																																																																		

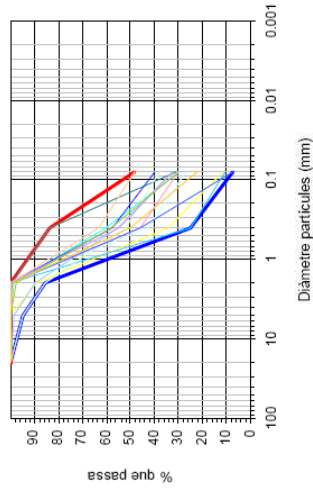
FITXA RESUM UNITAT GR 2. Granodiorita amb graus d'alteració IV i V (sauló)

Sondatges utilitzats: SF-01, SF-03, SF-04, SF-05, SF-06, SF-07, SF-08, SF-09, SF-10, SF-11, SF-11b, SF-11c, SF-12, SF-20, SF-Pca, Església, SF-Sta, Rosa, SF-21, SF-23, SF-24, SF-25, SF-26, SF-27, SF-28, SF-29, SF-30, SF-31, SF-32, SF-35, SC-10, SC-11c, SC-12, SC-13, SC-14, SC-15b, SC-16, SC-17, SC-17b, SC-25b, SM-093, SM-096, SM-101, SM-105, SM-106

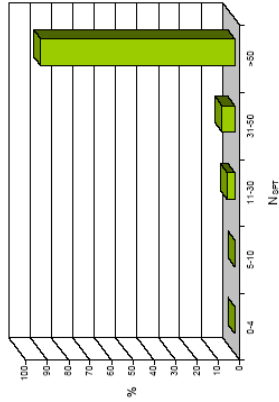
Taula resum dels resultats d'assajos de laboratori

		Unitat Gr2		
PROPIETAT	NOMBRE DE VALORS	VALORS EXTREMS	VALOR MIG	DESVIACIÓ ESTÀNDAR
HUMITAT NATURAL (%)	9	10.0 - 15.5	12.7	1.9
DENSITAT SECA (g/cm ³)	3	1.82 - 1.83	1.87	0.09
DENSITAT APARENT (g/cm ³)	---	---	---	---
P.E PARTICLES SÒLIDES (g/cm ³)	6	2.80 - 2.70	2.83	0.03
GRANULOMETRIA	15	100 - 100	100	0
% <20mm	15	95 - 100	100	1
% <5mm	15	86 - 100	87	5
% <2mm	15	25.3 - 83.6	52.3	13.3
% <0.4mm	15	7.3 - 48.6	27.9	11.2
GRANULOMETRIA SEDIMENTACIÓ	---	---	---	---
% <0.002mm	---	---	---	---
LÍMIT LÍQUID (%)	2	30 - 30	30	0
LÍMIT PLÀSTIC (%)	4	NP/29 - 24	23	1
ÍNDEX DE PLÀSTICITAT (%)	2	6 - 7	7	0.8
RESISTÈNCIA (kg/cm ²)	6	0.2 - 1.2	0.6	0.4
DEFORMACIÓ (%)	6	3.0 - 6.5	4.9	1.3
C (kg/cm ²)	---	---	---	---
ANGLE FREGAMENT φ	---	---	---	---
C (kg/cm ²)	2	0.02 - 1.25	0.64	0.87
ANGLE FREGAMENT φ	2	32 - 41	37	6
ε _v	---	---	---	---
C _c	---	---	---	---
C _s	---	---	---	---
P _v (kg/cm ²)	---	---	---	---
PRESSIÓ D'INFLAMENT (kg/cm ²)	---	---	---	---
INFLAMENT LLURE (%)	---	---	---	---
ASSAIG LAMBE	---	---	---	---
MATERIA ORGÀNICA (%)	---	---	---	---
SULFATS (%)	1	0.039	0.039	---
CARBONATS (%)	---	---	---	---
PROCTOR HUMITAT ÒPTIMA (%)	---	---	---	---
ÍNDEX C.B.R. (100%)	---	---	---	---
EQUIVALENT ARENA (%)	---	---	---	---

Unitat Gr2. Granulometria



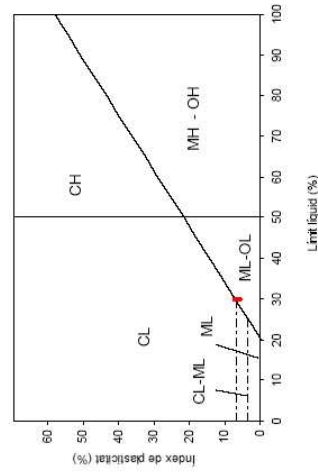
Unitat Gr2. Distribució SPT

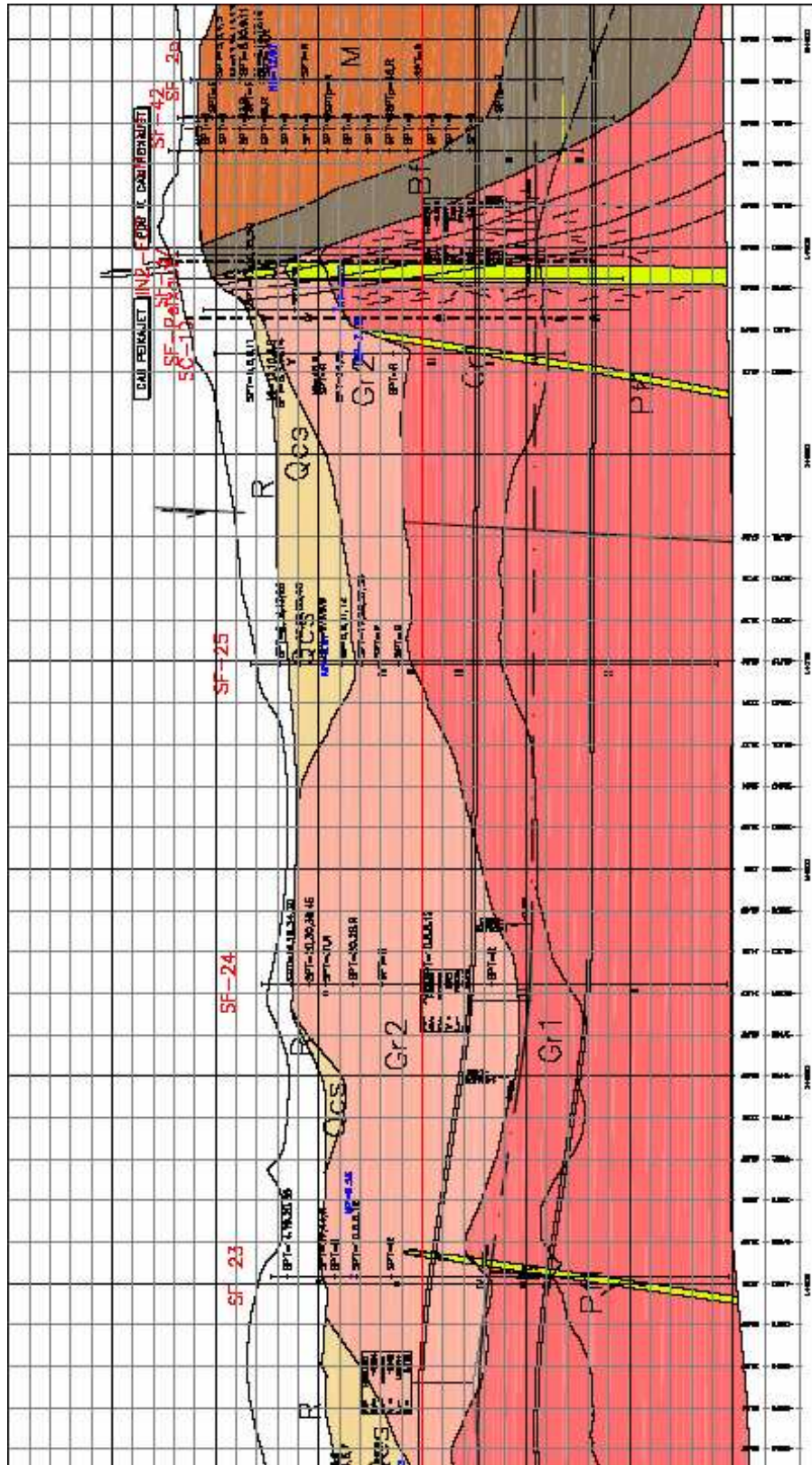


Fotografia representativa de la unitat Gr2



Unitat Gr2. Classificació Unificada de Sòls





La struttura estensionale neogena del tramo 4° della L9 si caratterizza fundamentalmente da due famiglie di fratture:

- Sistema NE – SW
- Sistema NW – SE

Al primo sistema di fratture, 30/40 SE, fa parte la faglia che mette in contatto l'unità del miocene, caratterizzato da breccie e ghiaie argillose di colore rossastro, con l'unità paleozoica, caratterizzato dalle unità granodioritiche di diverso grado di alterazione.

Il secondo sistema, si sviluppa trasversalmente al primo ed è caratterizzato da due sottosistemi di fratture , 160/55 NE con potenze di circa 20-50 cm e 103/47 SW con potenze di circa 2- 5 cm.

Il gradiente idraulico è molto basso, tra la quota di circa 9 m della progressiva 1653, sino ai 20 m circa della progressiva 1887, intorno alla progressiva 1860 è determinante la vicinanza della faglia del sistema di fratture NE-SW che mette in contatto le unità del Miocene con quelle del Paleozoico.

I materiali del paleozoico sono poco permeabili anche se i litotipi granodioritici presentano una permeabilità secondaria, soprattutto a livello superficiale.

Dai sondaggi realizzati si sono condotte delle prove di permeabilità tipo Lafranc sul litotipo GR2 con alterazione IV/V e tipo Lugeon sul litotipo GR1-2 con alterazione di tipo I/II/III. Di seguito si riportano i risultati di tali prove su 3 sondaggi caratterizzanti.

SONDAGGIO	PROFONDITA' (m)	LITOLOGÍA	LITOTIPO	PERMEABILITA' (m/s)
SC-10	9,00-8,20	Granodiorita alterada (Sauló)	Gr-2	$1,01 \times 10^{-5}$
SC-10	9,00-8,20	Granodiorita alterada (Sauló)	Gr-2	$1,11 \times 10^{-5}$
SC-10	29,30-30,20	Granodiorita muy fracturada	Gr-1-2	$2,77 \times 10^{-7}$
SC-17	14,7-20,00	Granodiorita alterada (Sauló)	Gr-2	$1,62 \times 10^{-7}$
SM-101	38,30-40,00-	Granodiorita	Gr-2	$9,00 \times 10^{-9}$

Tabella 31: Prove di permeabilità

Si osserva che la permeabilità diminuisce con la profondità ed in corrispondenza del litotipo maggiormente alterato GR2.

La figura sottostante mostra graficamente la distribuzione del livello freatico lungo il tracciato del tramo 4a della L9.

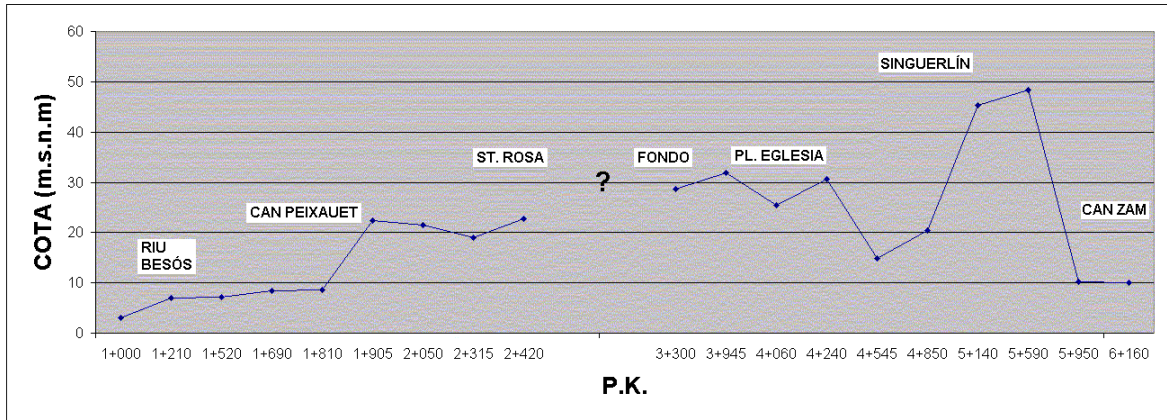


Fig. 46 :Distribuzione del livello freatico lungo il tratto 4° della linea 9.

Il gradiente idraulico nella zona iniziale del tratto 4A è molto basso, tra la quota 3 m della progressiva 1000 e la quota 8m della progressiva 1800, zona questa caratterizzata dai depositi del fiume Besos ed il substrato delle granodioriti coperti dai depositi colluvionali. In prossimità della progressiva 1860 si incontra la faglia di contatto tra il Miocene e il Paleozoico che determina un cambio brusco del livello freatico portandolo sino ad una quota di 22,45m in prossimità della progressiva 1985.

5.5. La costruzione dei pozzi - stazione per la linea 9

Nelle aree altamente urbanizzate sarebbe stato difficile costruire le stazioni a cielo aperto con una area minima di occupazione pari a 120x18 metri, questo dovuto non solo agli evidenti disagi arrecati ai residenti, ma soprattutto per l'oggettiva difficoltà di identificare le aree adatte per la costruzione. Utilizzando pozzi di 600 m² l'area di occupazione si è ridotta del 70 % con tutti i vantaggi che ne possono derivare.

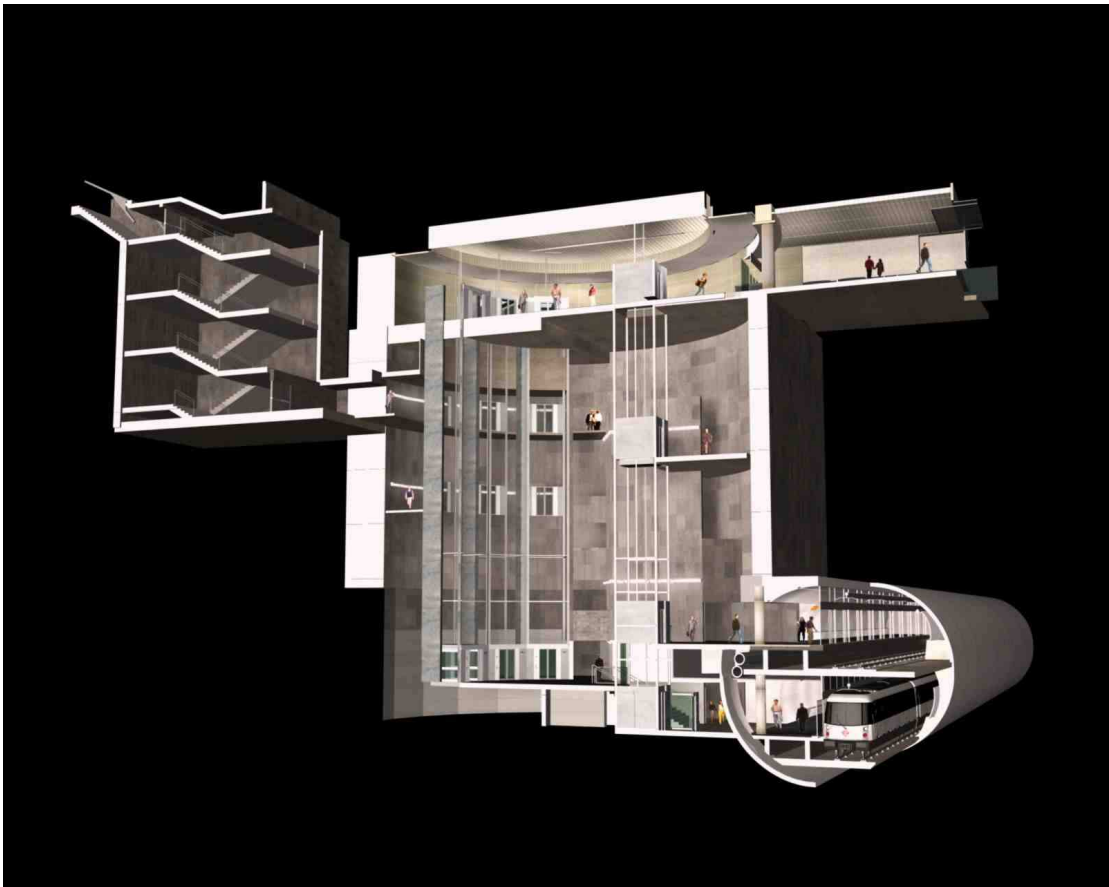


Figura 37 : Stazione della linea 9

Il grande diametro dei pozzi delle stazioni della linea 9, 26 metri circa di diametro, la loro profondità e posizione all'interno del tessuto urbano (incroci tra 2 vie o piccole piazze) ha portato alla adozione di metodologie di costruzione industrializzata.

Fase 4: Costruzione della soletta

Prima di iniziare lo scavo tra le paratie del pozzo precedentemente scavate, si è optato per la realizzazione della soletta del pozzo per due ragioni: 1) ottenere una zona utile di movimentazione mezzi e materiali, 2) creare un luogo poco impattante per l'ambiente urbano circostante (vibrazioni, rumore, proiezione di pietre). La soletta ha un'apertura di 10 m x 6 m per consentire lo smarino del materiale scavato. In seguito alla sua grande luce la soletta è stata realizzata per motivi strutturali con una armatura post tesa. Sulla soletta è posizionato un carroponte da 32 t per calare i materiali necessari.

Fase 5 : Lo scavo del pozzo

Inizia la fase industrializzata del processo costruttivo. Il ciclo di lavoro si compone di quattro fasi:

- Scavo: a seconda che si debba scavare terra o roccia si procede con macchine di movimento terra o esplosivi. Lo smarino si esegue tramite cassoni da 10m³ sollevati e scaricati tramite l'ausilio del carroponte.
- Posizionamento di sostegni temporanei, per esempio bulloni.
- Installazione della cassaforma circolare per il getto.
- Getto di un anello in calcestruzzo fibrorinforzato senza armatura.
- Maturazione del getto e disarmo.
- Ciclo successivo.

Fase 6: Connessione con il tunnel

La connessione con il tunnel si realizza con metodi tradizionali. Demolizione meccanica dell'anello di conci in corrispondenza dell'apertura di comunicazione tra stazione e tunnel

Fase 7: Costruzione opere interne

Fase 8: Installazione servizi.

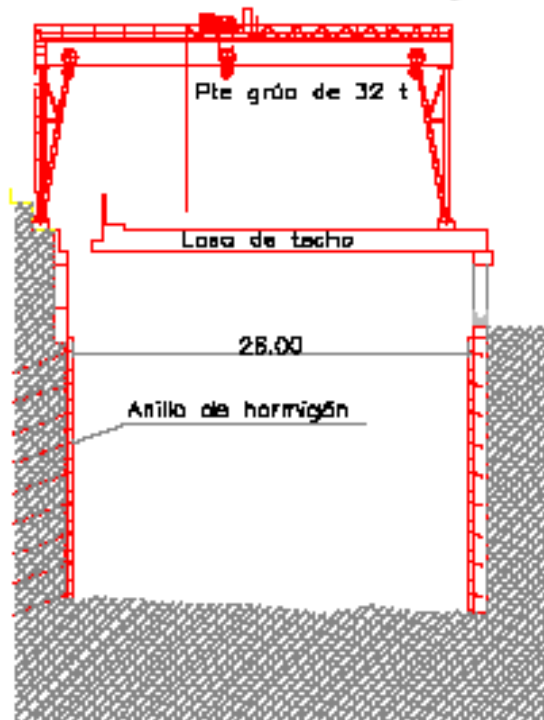


Figura 40 : Scavo e sostegno del pozzo

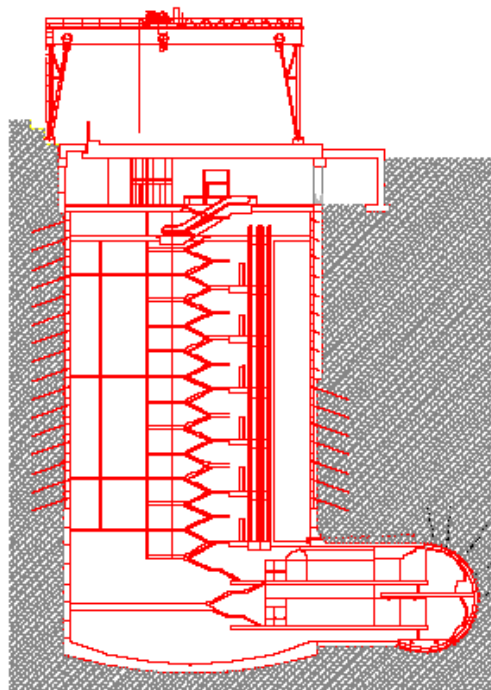


Figura 41 :Stazione completata

Nei tratti II, III e IV, si realizzeranno stazioni integrate grazie alla grande sezione (12 metri di diametro) scavata dalle due TBM, mentre nel tunnel del Tratto I, a causa del piccolo diametro (9,4 metri) della TBM utilizzata, le stazioni saranno scavate a cielo aperto

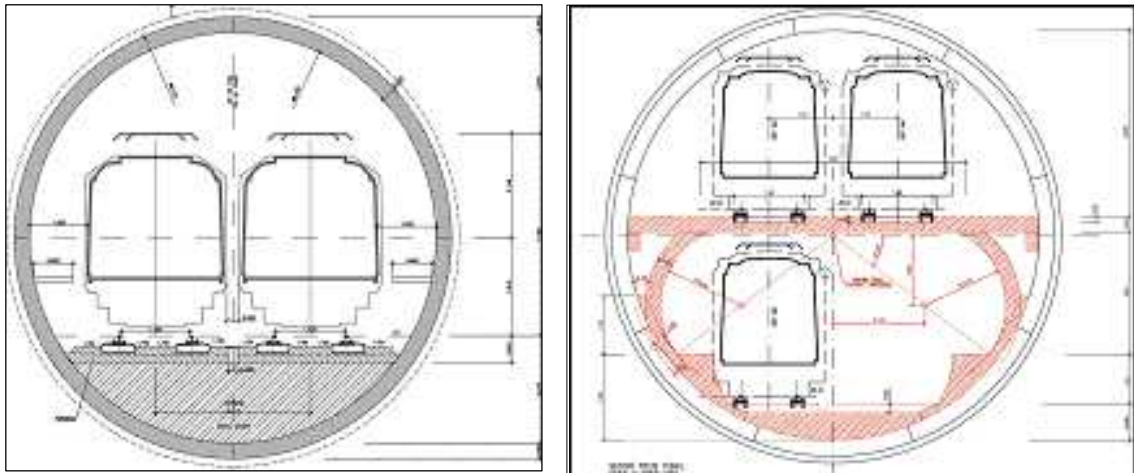


Figura 42 :Sezioni di scavo Tratto II, II, IV e sezioni di scavo tratto I

In funzione delle condizioni geologiche lungo il tracciato si stanno utilizzando due tipi differenti di macchine, una TBM scudata di tipo duale, con possibilità di lavorare in modo aperto ed in modo chiuso EPB per il Tratto IVa, e una che lavora esclusivamente in modalità chiusa EPB.

Questi tunnel sono rivestiti con anelli di conchi prefabbricati di larghezza 1,8m, di spessore 0.35 e 0.40 m a seconda del tratto scavato e 10,9 m di diametro interno. Gli anelli hanno una configurazione di conchi di 6+1 e 7+1, rispettivamente per il Tratto IVb e il Tratto IVa, e sono di tipo universale. L'impermeabilità viene garantita da una guarnizione in neoprene insieme al riempimento anulare di malta di 180 mm di spessore. La pressione d'acqua esterna nella parte inferiore dell'anello, nel caso del Tratto IV, è prevista attorno ai 3 bar nel tratto più profondo.

5.6. La costruzione del tunnel e la descrizione della TBM

La TBM monoscudata Dual Mode a piena sezione utilizzata per lo scavo della nuova linea 9 della metropolitana di Barcellona è di fabbricazione NFM – WIRTH (FRANCIA - GERMANIA).

Lo scudo ha una lunghezza di 12,59 metri; è bene sottolineare che non a caso la lunghezza dello scudo è circa uguale al diametro, ma è stato comprovato che in condizioni tenso-deformative difficili le macchine con $L/D > 1$ rimangono più facilmente intrappolate all'interno dell'ammasso.

Lo scudo per la sua estensione è suddiviso in tre parti: l'anteriore, l'intermedio e il posteriore.

I principali componenti e le specifiche tecniche della fresa sono riportate nella seguente tabella.

CARATTERISTICHE DELLA TBM DUALE	
Diametro	11950 mm
Anello di conchi (d.i. – spessore)	10900 – 350 mm
Lunghezza scudo	12590 mm
Apertura testa fresante	22%
RPM	0 – 3.7
Motorizzazione della testa fresante	Elettrica
Potenza installata testa fresante	4725 kW
Potenza installata nel back-up	4000kW
Coppia massima di lavoro	28930 kNm
Coppia massima di sblocco	37000 kNm
Cilindri di spinta	30
Spinta	90000 kN
Spinta eccezionale	110000 KN
Curva di raggio minimo orizzontale	200 m
Curva di raggio minimo verticale	1000 m

Tabella 32: Caratteristiche tecniche della TBM NFM/WIRTH

Questo tipo di macchina ha la possibilità di scavare in due modalità diverse:

1. In modalità aperta con fronte stabile di roccia.
2. In modalità chiusa EPB con fronte instabile.

Nella pagina seguente sono riportati gli schemi costruttivi della macchina nelle due modalità di scavo.

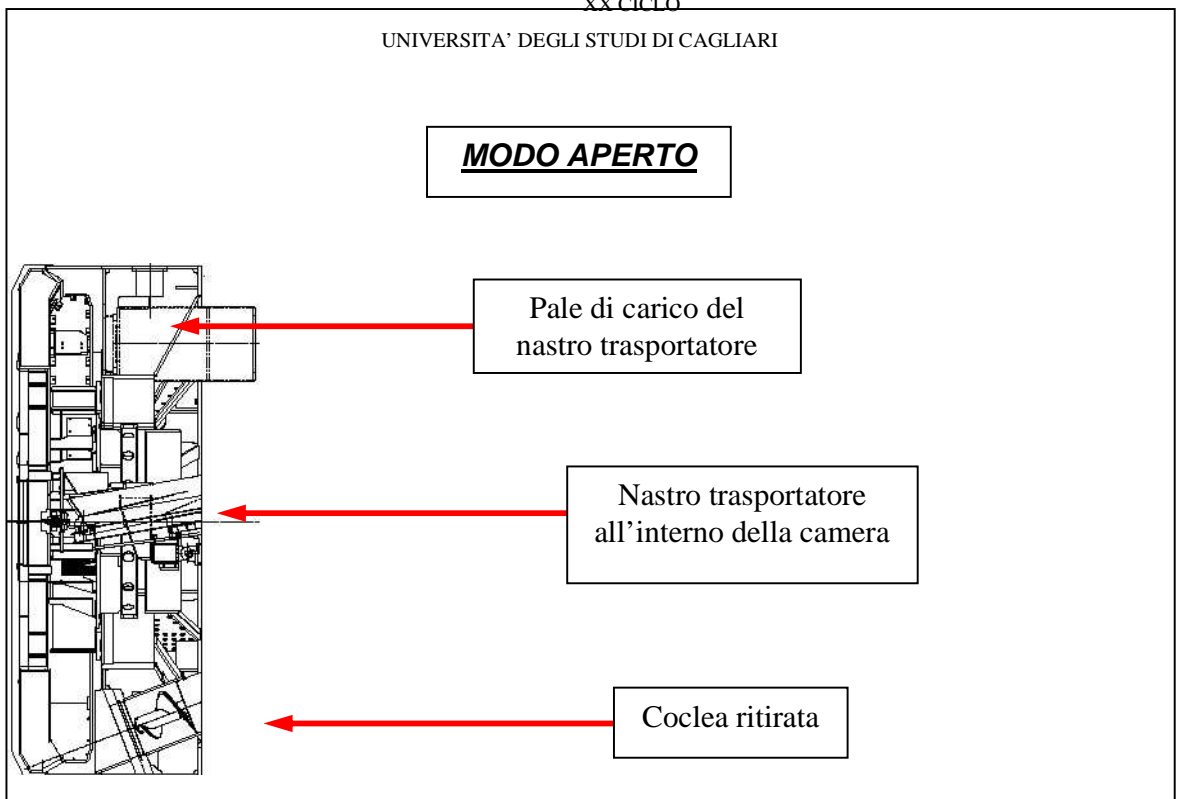


Figura 47: Schema funzionamento macchina in modo aperto

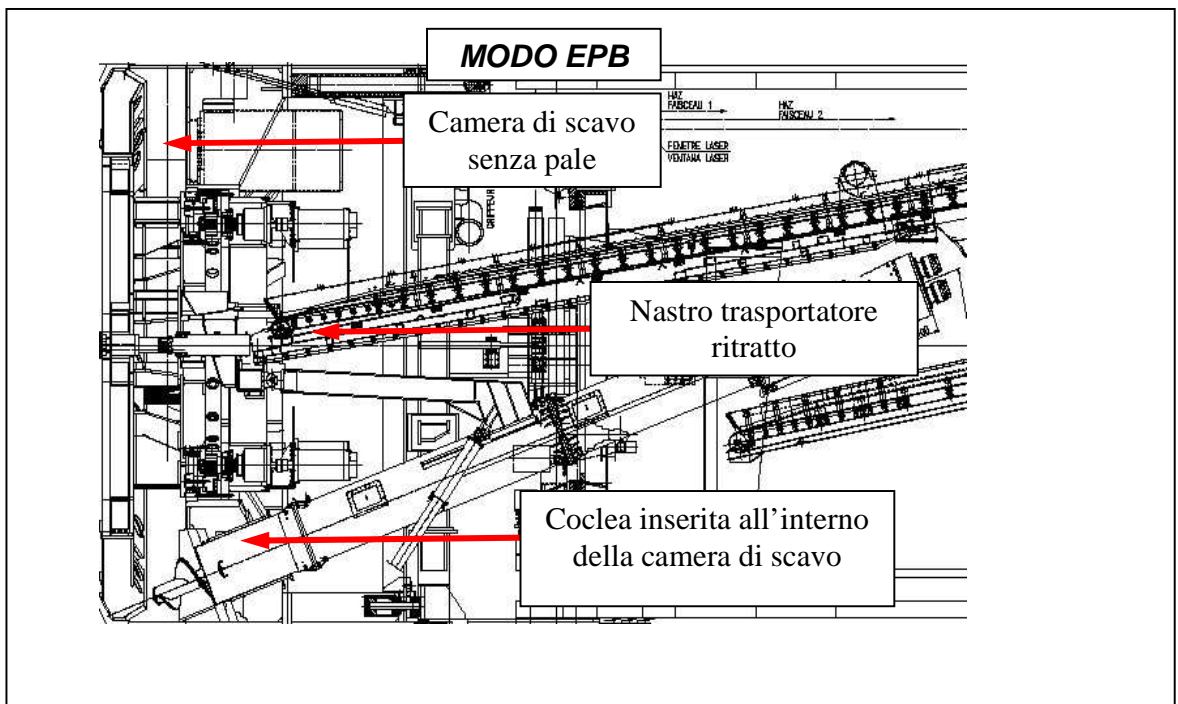


Figura 48: Schema funzionamento macchina in modo EPB

Il tunnel progettato per il tratto IVa, per questioni di funzionalità, necessita di un diametro interno di 10,9 metri, il quale, sommato allo spessore dei conchi, alla conicità dello scudo e al giunto di coda, permette di determinare il diametro.

Il diametro della fresa deriva da un semplice calcolo:

Diametro utile del tunnel :	10,90 m
Spessore dell' anello di conchi :	0,70 m
Conicità e giunto di coda:	0,35 m
<hr/> Somma	11,95m

La testa fresante e gli utensili

La testa fresante ha un piccola eccentricità rispetto allo scudo di 10 mm, la quale permette di realizzare nella parte superiore un sovrascavo maggiore della parte inferiore. La testa fresante è dotata di 12 dischi centrali da 14'', 69 da 17'', distribuiti in produzione e pre-profilo e profilo, 2 dischi da 17'' di sovrascavo ed infine 155 denti con funzione di scavo e convogliamento del materiale nella camera. Sono inoltre presenti 12 scrapers, pale di carico perimetrali, in corrispondenza di ciascuna apertura con la funzione di convogliare il materiale all'interno della camera ed un copy cutter azionato idraulicamente per il sovrascavo in curva.

Per renderla compatibile con il sistema duale, in fase di progetto si sono disegnate delle aperture frontali. In questo modo si è raggiunta una superficie aperta della testa di taglio pari al 22 % della superficie totale della testa stessa compatibile con la modalità EPB.

La testa, tanto in aperto quanto in EPB, ha un solo senso di rotazione, per questo motivo possiede un sofisticato sistema di anti-rolling dello scudo, che applica, attraverso quattro pistoni, una coppia tra lo scudo ed il rivestimento. Questo sistema permette di recuperare l'inevitabile giro che la macchina acquisisce scavando.

La figura sotto mostra uno dei sessantanove cutters da 17'' ed alcuni dei 155 denti che rispettivamente attaccano la roccia strisciando e rotolando sul fronte di scavo sul quale la TBM esercita una certa forza di pressione con i cilindri idraulici.

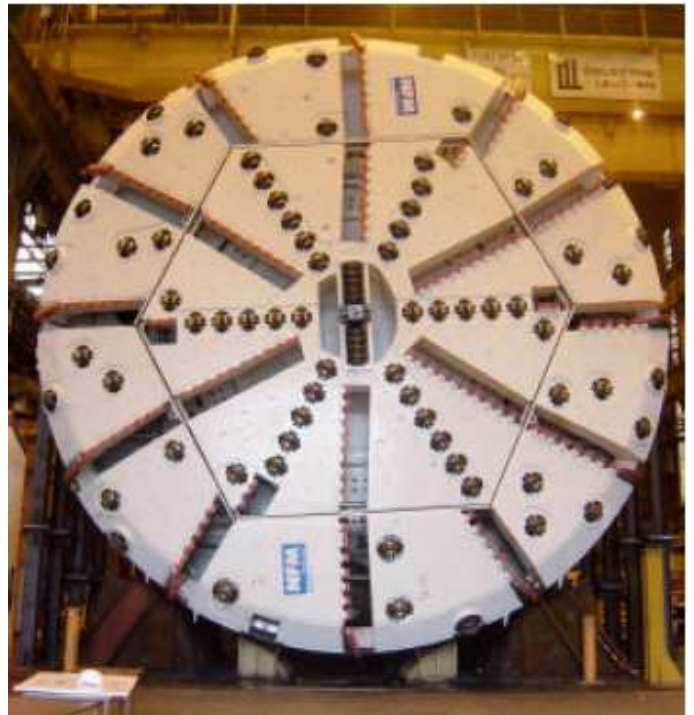
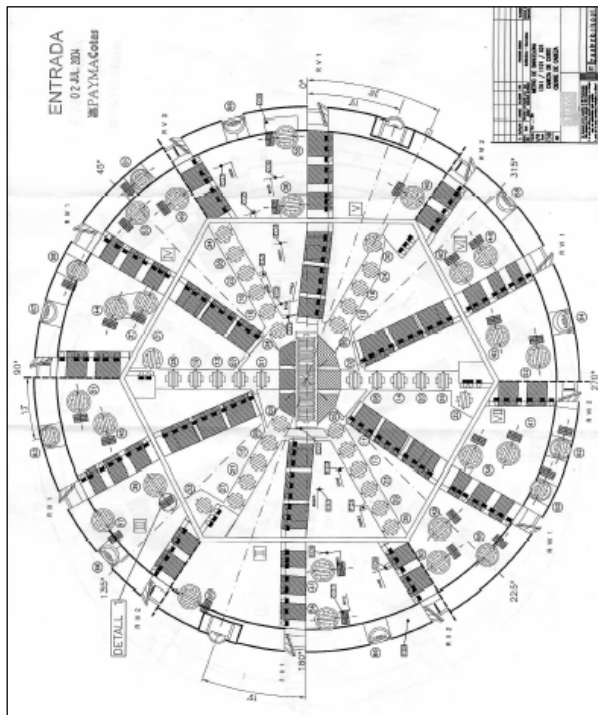


Figura 49: Disegno della testa fresante



Figura 50: Particolare degli utensili montati sulla testa di taglio

La scudo anteriore, scudo intermedio, scudo di coda e il sistema di articolazione.

Lo scudo ha una lunghezza di 12,59 m, per la sua estensione viene suddiviso in tre parti: l'anteriore, l'intermedio e lo scudo di coda . Tra l'intermedio e lo scudo di coda è presente una articolazione comandata da undici pistoni passivi con massima elongazione di 350 mm. La funzione dell'articolazione è quella di agevolare il movimento della macchina e l'uscita dell'anello dallo scudo in curva. Nelle operazione di cambio dei dischi viene utilizzata per ritrarre la macchina.

Gli scudi sono divisi in sezioni e vengono impernati tra di loro a costituire uno scudo unico. La pelle esterna dello scudo hanno dei punti di iniezione esterni di 60mm per l'iniezione di bentonite ed additivi vari .

Lo scudo anteriore:

- contiene la motorizzazione di azionamento della testa di taglio
- isola la macchina dal tunnel appena scavato
- contiene al suo interno i cilindri di spinta , l'articolazione ,la coclea di smarino per la modalità EPB ed il nastro 1 per la modalità in aperto



Figura 51: Scudo anteriore

Lo scudo di coda:

- isola la macchina dal tunnel appena scavato
- sorregge l'ereuttore a suzione dei conchi
- contiene all'interno della sua carpenteria le linee di iniezione del cemento per il backfilling dei conchi, e le linee di iniezione del mastik per le spazzole



Figura 52: Scudo di coda

Erettore e movimentazione conchi

La macchina per l'installazione dell'anello ha un erettore con funzionamento a suzione e ganci meccanici di sicurezza.

Tutta la movimentazione dei conchi a partire dalla scasseratura in fabbrica si realizza con sistemi a suzione, a parte la manipolazione sul piazzale eseguite da carroponti con argano a fasce.

La motorizzazione

La motorizzazione della testa è realizzata per mezzo di 15 motori elettrici a variazione di frequenza che permettono una variazione continua di velocità da 0 a 3,7 rpm. La potenza di ciascun motore è di 315 kW con una potenza totale installata di 4725 kW. Questa motorizzazione consente di lavorare in modalità aperta, con coppia media sulla testa di taglio pari a 4000 – 5000 kNm, ed in modalità chiusa passando a coppie fino ai 20000kNm.

La spinta principale è garantita dalle quindici coppie di cilindri di spinta. Si individuano 2 stadi idraulici di funzionamento, uno stato di bassa pressione durante le operazioni di posizionamento concio per sorreggere gli ultimi messi in posto ed uno stato di alta pressione durante l'avanzamento della TBM stessa.



Figura 52: particolare dei motori per la rotazione e dei cilindri per l'avanzamento

Quando la TBM lavora in modo EPB si installano 6 sensori, o celle di pressione all'interno della camera di scavo, per misurare le pressioni.

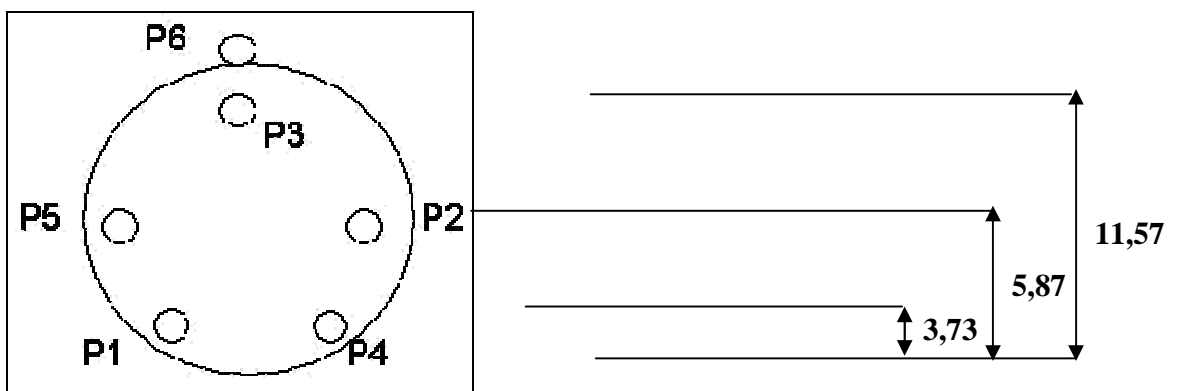


Figura 53: Posizione dei sensori nella camera

La camera iperbarica consente al personale specializzato di accedere alla camera di scavo, passando dalla pressione atmosferica alla pressione di confinamento e sostegno del fronte tramite aria.

Sistema di guarnizioni interne.

Una parte molto sollecitata sono le guarnizioni del cuscinetto e la lubrificazione della trasmissione (sistema pignone+cuscinetto+corona). Il giunto esistente tra la camera di scavo e la trasmissione si realizza mediante 5 guarnizioni interne e 5 esterne al cuscinetto, più un labirinto di collegamento tra camera e guarnizioni. Un sistema di ingrassaggio inietta differenti tipi di grasso e olio all'interno dei compartimenti delle guarnizioni, per proteggere la trasmissione dal fango derivante dallo scavo

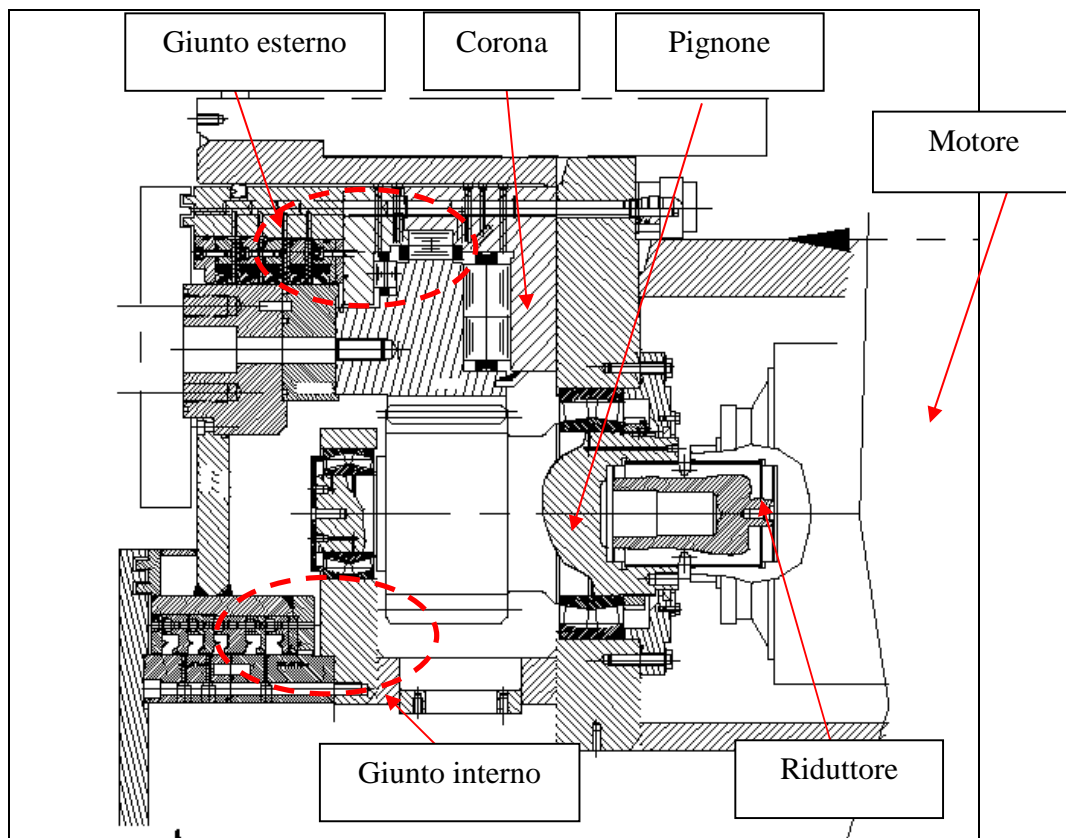


Figura 54: disegno della trasmissione

Tutte le guarnizioni, per opporre una resistenza omogenea verso l'esterno, devono avere almeno mezzo bar di pressione in più della precedente, tenendo conto che hanno un limite di pressione fissato in 4 bar.

Sistema di lubrificazione

La lubrificazione della motorizzazione, invece, avviene per mezzo di un circuito che inietta olio attraverso 4 punti tra i denti interni dell'ingranaggio e i pignoni dei motori. Tutta la

trasmissione, compresa la corona di diametro 6.480 mm, è completamente a bagno in 5000 litri di olio.

Il sistema di smarino

Dalla camera di scavo il materiale, se in modalità aperta, viene confluente centralmente nel nastro 1, tramite le pale di carico interne alla camera, se in modalità EPB viene estratto dal fondo della camera da una coclea, azionata da quattro motori idraulici a velocità variabile che regolano la rotazione della vite. La sua velocità variabile insieme all'apertura della porta di scarico, scorrevole per mezzo di due pistoni, permette di regolare la pressione all'interno della camera di scavo. Inoltre è possibile cambiare il senso di rotazione della vite passando da orario in cui si estrae materiale a antiorario in cui, se nella coclea c'è materiale, si riempie la camera aumentando la pressione.

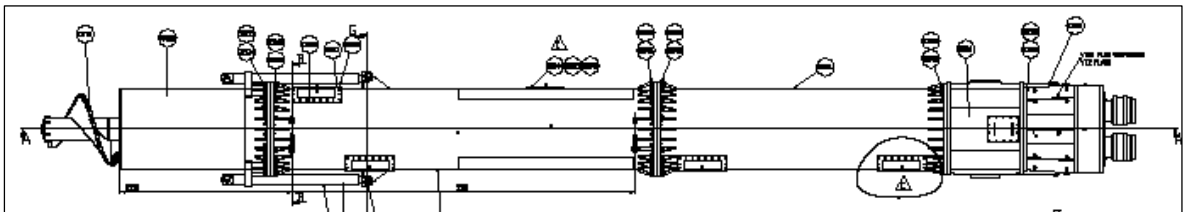


Figura 55: disegno della coclea

La coclea permette di estrarre il marino dalla camera fino al nastro 2, portando il materiale dalla eventuale pressione nella camera di scavo alla pressione atmosferica. Dal nastro 2 viene passa al nastro 3 lungo tutto il back up alla fine del quale viene scaricato sul nastro 4 che realizza il trasporto del materiale in superficie con una velocità di 3,2 m/sec , larghezza di 1400 mm e capacità massima di 1800 t/h.

Il back up

La lunghezza totale della macchina è di 124 m, nei quali sono inclusi i 7 carri del back-up che la macchina traina con tutte le installazioni necessarie per il suo funzionamento: l'aria compressa, i depositi dell'acqua residuale e industriale, i depositi delle malte e della bentonite, i quadri elettrici, la ventilazione, i nastri 2 e 3, i depositi delle schiume e polimeri, la zona stoccaggio componenti, la carpenteria, ecc

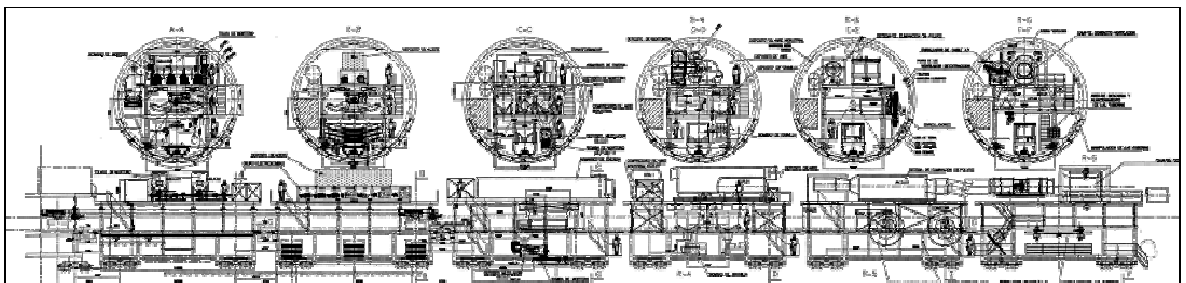


Figura 56: schematizzazione del back up

Interfaccia Operatore.

E' costituita da una serie di monitor e display sulla cabina di comando operatore che rilasciano attraverso un sistema di PLC di acquisizione dati che in tempo reale, ad intervalli di un minuto, registra tutte le informazioni relative al funzionamento della macchina la velocità della testa fresante, spinta, coppia, velocità coclea, pressioni all'interno della camera.



Figura 57: Cabina comandi operatore

5.7. Modalità di scavo

La macchina NFM/WIRTH può lavorare in tre modalità differenti:

Modo aperto:

Stato della camera: aperta

Pressione nella camera: no

Smarino dalla camera: nastro

Tipo di fronte: stabile

Presenza di acqua: sí, a condizione che non alteri il comportamento geotecnico del terreno nè crei problemi operativi alla macchina.

Riempimento con iniezioni: viene realizzato in 3 fasi successive: attraverso la coda dello scudo (120 gradi inferiori), ai lati (all'altezza dell'anello 3 e 4) e in chiave (all'altezza dell'anello 7 e 8).

Modo di transizione:

Stato della camera: chiusa

Pressione nella camera: parzialmente in pressione o con pressione in chiave massima di 0,2 bar

Smarino dalla camera: coclea

Tipo di fronte: roccia alterata, fronte stabile

Presenza di acqua: sí, a condizione che non alteri il comportamento geotecnico del terreno nè crei problemi operativi alla macchina. Per tenere sotto controllo le venute d'acqua si possono mettere in pressione le cellule superiori.

Riempimento anulare: viene realizzato in 3 fasi successive, attraverso la coda dello scudo (120 gradi inferiori), ai lati (all'altezza dell'anello 3 e 4) e in chiave (all'altezza dell'anello 7 e 8).

Modo chiuso con pressione:

Stato della camera: chiusa

Pressione nella camera: tutta la camera e' in pressione di terra

Smarino dalla camera: coclea

Tipo de fronte: terra, fronte instabile

Presenza di acqua: sí, compatibilmente con il limite costruttivo della macchina (3-4 bar)

Riempimento anulare: viene realizzato in unica fase, attraverso le 8 linee presenti nello scudo di coda.

Il tratto della L9 preso in considerazione dalla presenti tesi, è da considerarsi scavato tutto in modo di transizione.

In funzione del rendimento stimato ognuna di queste modalità di scavo viene pagata con un prezzo differente. I primi due modi hanno lo stesso rendimento (10,8 m/giorno) mentre per lo scavo in pressione si considera un rendimento più basso (7,2 m/giorno).

Prima di iniziare lo scavo di una galleria con una macchina EPB bisogna definire dettagliatamente le pressioni di lavoro lungo tutto il tracciato. Questa consiste nel fissare il limite minimo di stabilità del fronte ed il massimo di pressione di lavoro

Una pressione inferiore al limite di equilibrio può provocare il collasso del fronte e causare cedimenti in superficie viceversa una pressione troppo alta incrementa le sollecitazioni della macchina, fa diminuire la velocità di avanzamento e può a sua volta provocare instabilità in quanto può generare il sollevamento del terreno.

In aree non edificate, dove i fenomeni di subsidenza non sono di primaria importanza durante la costruzione di una galleria, si avrà interesse a lavorare con le minime pressioni possibili in modo da diminuire le sollecitazioni sulla macchina e aumentare la velocità di avanzamento.

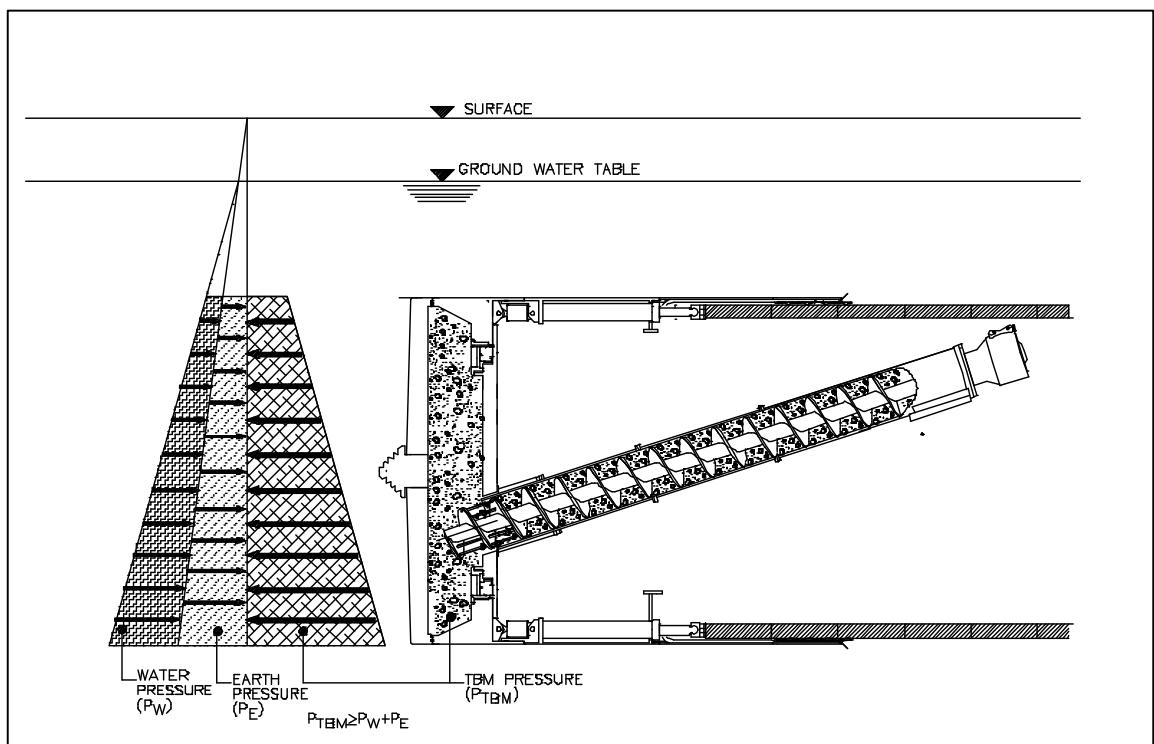


Figura 58 Diagramma delle pressioni, condizioni di equilibrio

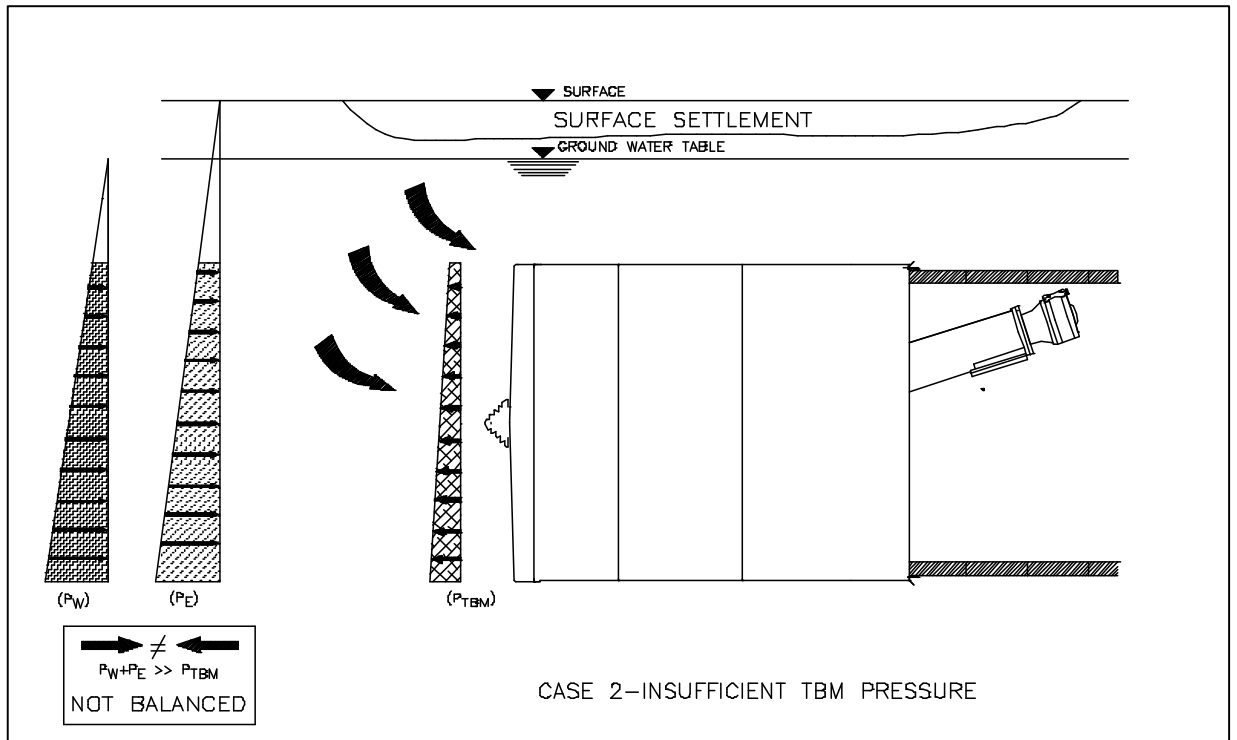


Figura 59 Diagramma delle pressioni, condizioni al limite minimo di stabilità

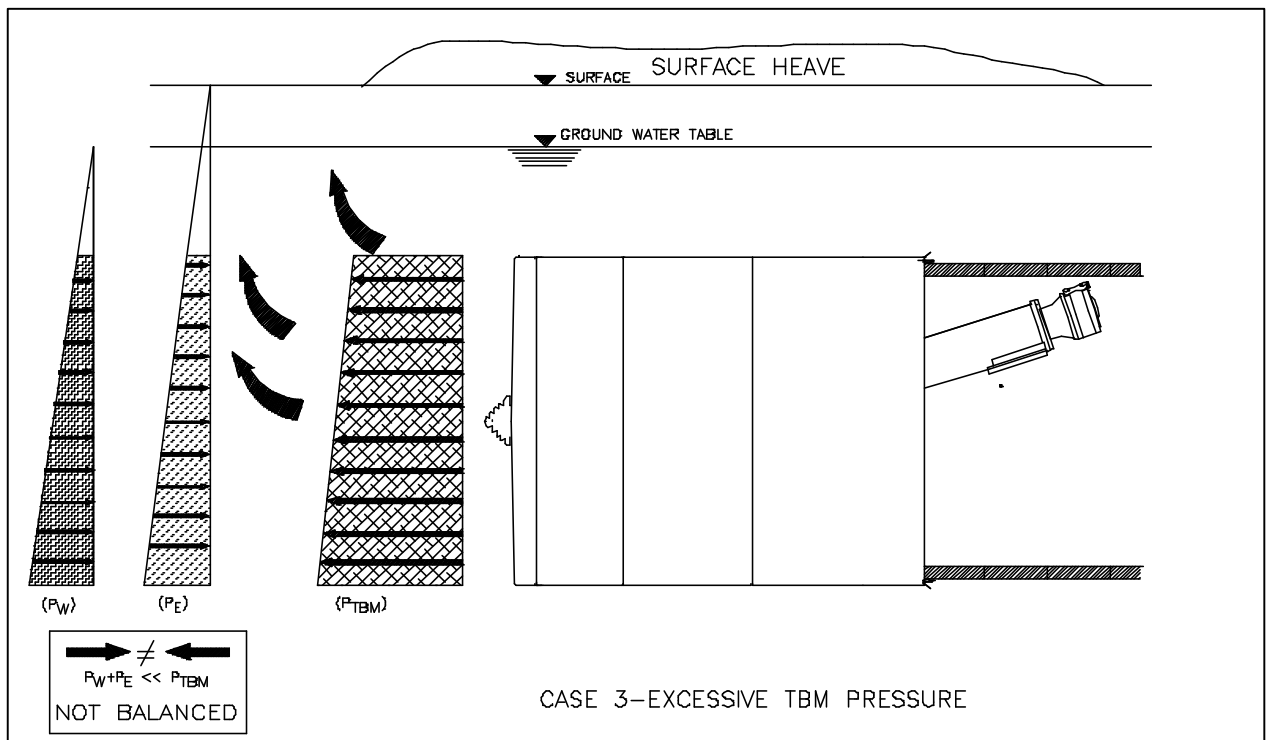


Figura 60 Diagramma delle pressioni, condizioni al limite massimo di stabilità

PARTE 6: GALLERIE IDRAULICHE ADDUZIONE VAL DI CHIANA

Tra le gallerie idrauliche si individuano quelle per scarichi di invasi, generalmente accessorie agli impianti idroelettrici e alle relative opere di presa sotto carico. In questo ambito si distinguono le gallerie di derivazione in pressione dai canali di derivazione (a pelo libero) in galleria.

La realizzazione della galleria di derivazione Castellaccio e della galleria in pressione Pieve a Quarto si collocano nell'ambito del Piano Generale Irriguo per le province di Perugia, Terni, Arezzo e Siena.

6.1. Il progetto.

Il Piano prende forma nell'Ottobre del 1961 con l'istituzione dell'Ente per l'Irrigazione della Val di Chiana, delle Valli contermini aretine, del bacino idrografico del Trasimeno e dell'Alta Valle del Tevere Umbro-Toscana, oggi E.I.U.T. (Ente Irriguo Umbro-Toscano).

I compiti dell'Ente, sotto il controllo e la vigilanza del Ministero per le Risorse Agricole, Alimentari e Forestali, attengono soprattutto alla realizzazione e gestione di opere di accumulo e trasporto primario d'acqua, destinata prevalentemente all'uso irriguo, su un comprensorio di circa 170000 ettari.

Il Piano è articolato in due distinti sistemi: quello Occidentale, il cui approvvigionamento è assicurato dalla diga di Montedoglio, e quello Orientale affidato agli invasi Chiascio, Singerna e Carpina. A tali invasi se ne aggiungono altri di dimensione più piccola con lo scopo di approvvigionare aree non servite da quelli maggiori.

Accanto alle opere irrigue, il Piano ha previsto la realizzazione di due centrali idroelettriche che utilizzano l'acqua che viene rilasciata dai serbatoi di Montedoglio e Chiascio. Quello di Montedoglio, con una potenza di circa 1200 kW, è attualmente in esercizio e garantisce una produzione annua di energia elettrica pari a 6/7 milioni di kWh.

Lo sbarramento di Montedoglio sul fiume Tevere, costituisce la struttura portante dell'intera rete: il serbatoio, il cui progetto è stato redatto nel 1971, sottende un proprio bacino idrografico di 275,80 km², ma si avvale anche degli apporti del bacino contiguo del torrente Sovara di oltre 26,9 km². Questo si traduce in una disponibilità annua di circa 102 milioni di metri cubi d'acqua.

Al termine dei lavori, una galleria di valico entro i monti della Libbia, con sbocco in località Chiaveretto e diametro interno di 3,60m, convoglierà nei mesi estivi una portata continua di 14,2 m³/s. La condotta adduttrice proseguirà ancora in galleria e sifoni fino all'imbocco della Val di Chiana e quindi in condotte a pressione costeggiando le pendici collinari fino al lago Trasimeno e diramandosi a Castiglion Fiorentino per le zone sud-occidentali fino al lago di Chiusi.

Lungo le adduttrici principali, dai 45 serbatoi di compenso previsti, si dirameranno le condotte tubate per i vari distretti irrigui.

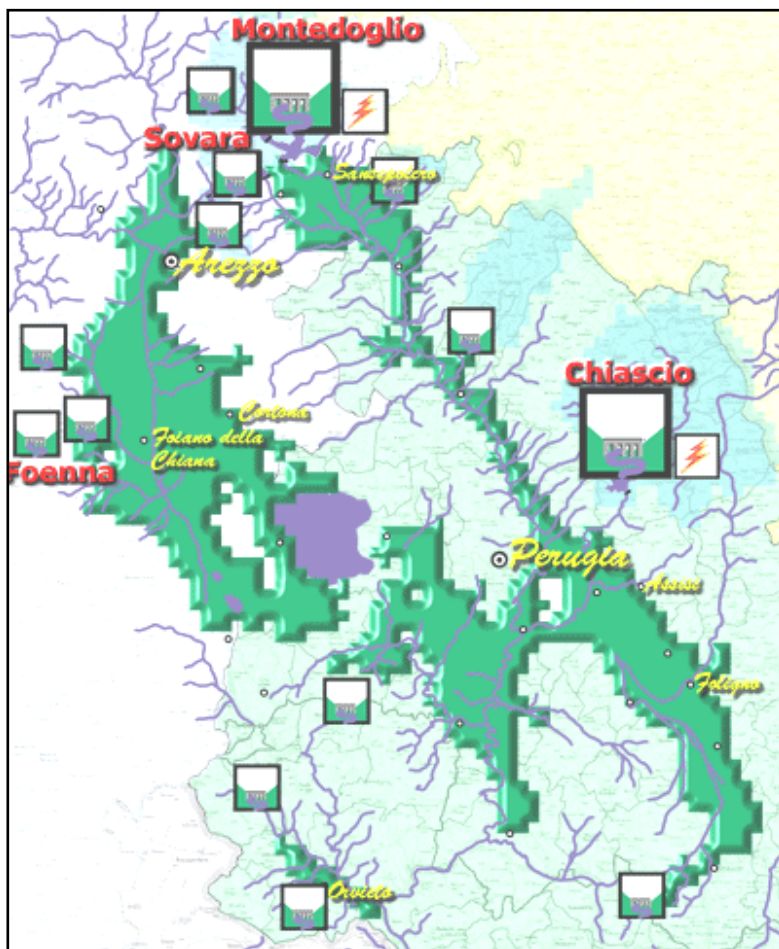


Figura 61: Sistema Occidentale del Piano Generale Irriguo Umbro-Toscano (E.I.U.T.)

La realizzazione delle opere previste è iniziata negli Anni '70 usufruendo di finanziamenti concessi dall'allora Ministero dell'Agricoltura. Ad oggi, essendo ormai stati sostenuti gli investimenti più impegnativi per la costruzione dei grandi invasi, le opere in via di realizzazione riguardano essenzialmente le grandi reti di adduzione primaria e le reti di distribuzione secondaria.

6.2. La galleria di derivazione "Castellaccio"

La galleria in località Castellaccio, quattro chilometri ad est di Arezzo, rientra nell'ambito delle opere di adduzione primaria del Sistema Occidentale di derivazione dallo sbarramento di Montedoglio per la Val di Chiana.

Il tunnel è lungo complessivamente 6898 m, ha sezione circolare, con diametro di 4,25 m all'estradosso del rivestimento e di 3,60 m all'intradosso, e va dall'opera di attraversamento ,ponte-canale, sul torrente Chiassaccia al sifone Castro che sottopassa l'omonimo fiume. L'opera, con debole pendenza ,circa 0,6%, deve garantire il transito a pelo libero di una portata massima di 16 m³/s.

Nell'ambito del I Lotto, nel 1991 sono stati realizzati 3011 m di galleria dall'imbocco sul versante sinistro della valle della Chiassaccia (352 m s.l.m.) e ulteriori 1286 m

dall'imbocco sul versante destro del torrente Castro (348 m s.l.m.), prima che l'impresa appaltatrice abbandonasse lo scavo.

Il completamento della galleria di derivazione (2601 m, I Lotto - II Stralcio) è iniziato nel Luglio del 2005 ad opera della Società Italiana per Condotte d'Acqua S.p.A. e si è concluso nello stesso mese dell'anno 2006.

Lo scavo è stato realizzato, a partire dall'imbocco lato sifone Castro, con TBM con rivestimento a seguire costituito da un anello di conci prefabbricati in calcestruzzo armato dello spessore di 25 cm.

Il montaggio della macchina è avvenuto all'interno di una camera più grande (allargo) realizzato all'estremità della galleria già esistente (progressiva 0,00 m).

Lo smontaggio e il trasporto sul piazzale di cantiere della macchina è avvenuto all'interno della galleria stessa dopo aver intercettato il tratto già eseguito di 3011 m, alla progressiva di scavo 2601 m [20].

6.3. La geologia della galleria Castellaccio.

L'opera interessa i rilievi collinari che delimitano ad Est e a Sud la piana di Arezzo. La zona collinare di Castellaccio è costituita da pendii poco acclivi degradanti verso Ovest, solcati da impluvi naturali di modesta entità. La superficie è in gran parte ricoperta di boscaglia e localmente coltivata su terrazzamenti.

Gli impluvi naturali significativi sono otto, di cui sei costituiti da inclusioni vallive generate da importanti discontinuità sub-verticali. Tali discontinuità tagliano il tracciato della galleria in direzione trasversale e determinano, probabilmente, dei collegamenti tra le acque profonde e superficiali. Ciò è stato testimoniato da osservazioni sui livelli d'acqua nei pozzi fatte durante le fasi di scavo delle tratte precedenti.

La formazione rocciosa di base, identificata come "Formazione di Londa", è costituita da una serie marnoso-arenacea di età oligo-miocenica. Le parti superficiali della formazione sono fratturate e alterate. Le caratteristiche della roccia, la giacitura degli strati e le caratteristiche dei materiali di copertura, giustificano le pendenze modeste dei versanti, tipiche della geomorfologia regionale.

Le coperture verticali, rispetto al tracciato della galleria, variano con le progressive e vanno da un massimo di 155 m in corrispondenza della progressiva 653 m ad un minimo di 31 m alla progressiva 1889 m.

I terreni, interessati dall'opera di adduzione in esame, sono costituiti quasi esclusivamente da rocce sedimentarie appartenenti all'Unità Cervarola - Falterona.

Nel foglio 114 della Carta Geologica d'Italia, la serie toscana di questa Unità è indicata con la denominazione di "Formazione di Londa" e "Macigno", contrassegnate rispettivamente dalle sigle "mgL" e "mgC".

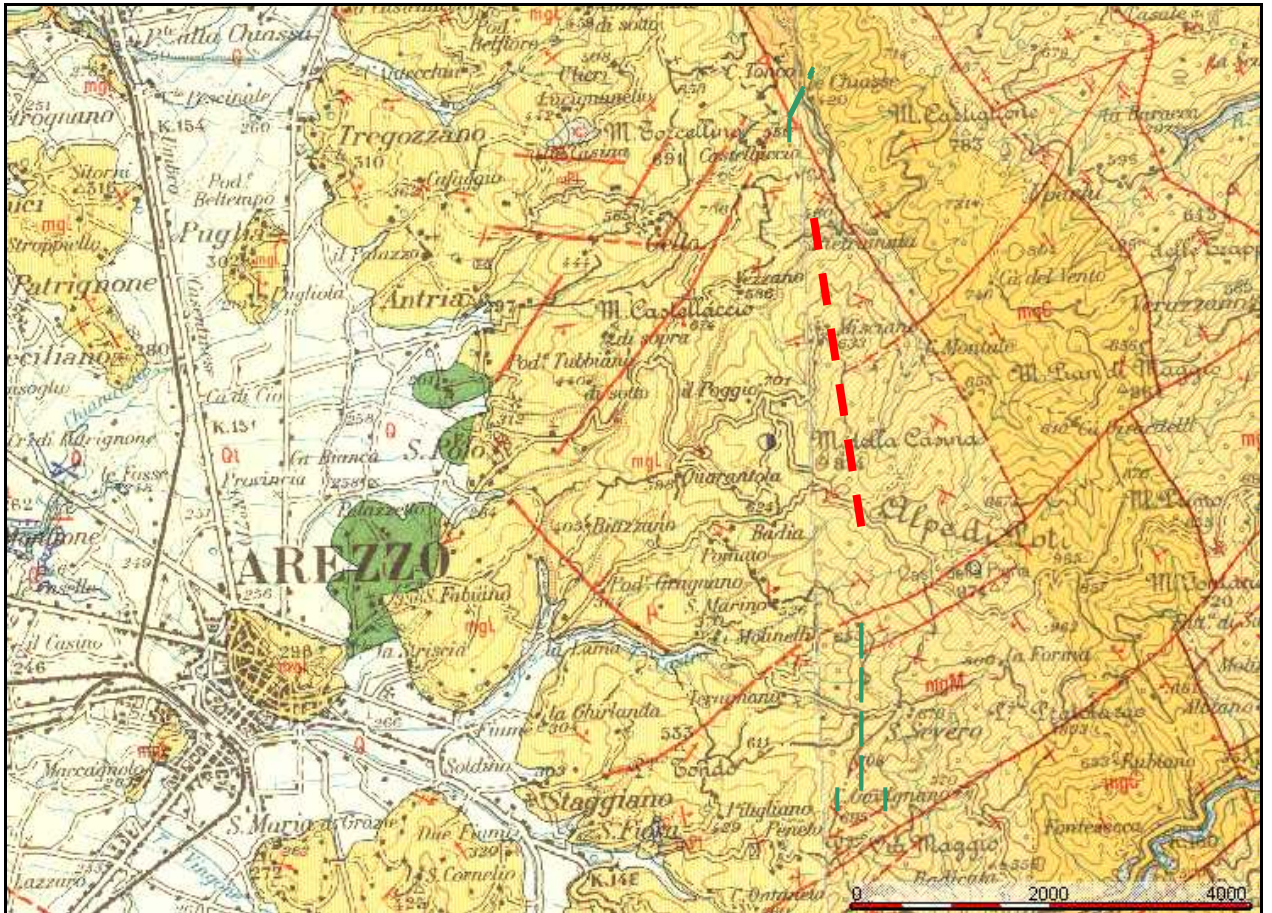


Figura 62: Carta geologica relativa alla galleria Castellaccio (in tratteggio rosso il tracciato del tunnel)

Questi terreni sono presenti con caratteri abbastanza uniformi su tutta la dorsale collinare dalla Chiassaccia ad Arezzo (come substrato delle coltri detritiche che ammantano i versanti dei rilievi) e nel loro complesso costituiscono anche il basamento delle alluvioni fluviali e fluvio-lacustri quaternarie affioranti nelle aree pianeggianti della conca di Arezzo.

La Formazione di Londa è costituita da diversi tipi litologici, generalmente a struttura caotica e mutuamente intercalati: siltiti, argilliti, marne ed arenarie fini quarzoso-feldspatiche, a cemento siallitico o calcitico, con variabile prevalenza dell'uno o dell'altro tipo.

La roccia presenta diversi gradi di alterazione e di fratturazione, avvicinandosi alla superficie e alle zone di faglia. Lo spessore degli strati supera raramente il metro; più frequentemente si rilevano strati di potenza compresa tra 20 e 50 cm.

In superficie è presente una coltre detritica costituita da frammenti lapidei e da un'abbondante matrice limoso-sabbiosa che passa in profondità, gradualmente, a roccia in parte disgregata e infine a roccia integra. Lo spessore di questa coltre è generalmente modesto, ma localmente può raggiungere anche i 5-10 m.

Tutto ciò è stato osservato negli scavi di cantiere, in alcune trincee stradali e nei fossi più incisi. Anche la documentazione disponibile, relativa ai tratti di galleria eseguiti in precedenza, conferma la prevista disomogeneità della Formazione di Londa dal punto di vista geomeccanico.

6.4.: Caratteristiche geostrutturali e geomeccaniche dell'ammasso roccioso

Negli scarsi affioramenti dove è stato possibile eseguire osservazioni geostrutturali significative, la stratificazione del substrato miocenico (Formazione di Londa) ha presentato giaciture molto variabili da punto a punto, per effetto di numerose piccole strutture a pieghe e a faglie, di carattere locale.

Nel tratto in studio l'ammasso presenta caratteristiche geostrutturali diverse in funzione della copertura e della vicinanza alle incisioni.

La formazione si presenta generalmente stratificata e la spaziatura varia da centimetrica, nelle formazioni marnose, a decimetrica e oltre nelle formazioni a tessitura più grossolana. L'immersione prevalente degli strati è verso Sud (150°) con valori d'inclinazione compresi tra 20° e 30° .

Oltre che dalla stratificazione l'ammasso è interessato da sistemi di giunti per lo più serrati e con superfici ondulate. Dai dati stereometrici disponibili, ricavati da campagne di superficie lungo il tracciato e nella zona degli scavi aperti nelle fasi di realizzazione delle precedenti gallerie, i giunti possono essere raggruppati secondo quattro famiglie con giaciture medie $30^\circ/80^\circ$, $200^\circ/80^\circ$, $160^\circ/80^\circ$, $270^\circ/50^\circ$ (direzione d'immersione/inclinazione).

In corrispondenza delle principali incisioni vallive sono state rilevate faglie ad andamento subverticale spesso riempite con materiale argilloso di scarsa resistenza e notevole deformabilità. Si nota che le faglie maggiori hanno giacitura pressoché coniugata con la famiglia di discontinuità di giacitura $160^\circ/80^\circ$. Questo ha indotto a credere che la presenza di almeno questa famiglia fosse generalizzabile a tutto il tracciato.

Il tracciato della galleria Castellaccio si mantiene interamente entro le rocce della Formazione di Londa con immersione media prevalente verso Sud-Sud/Ovest, con un tratto in curva, con raggio pari a 500m, tra la progressiva 180 e la progressiva 240.

In media gli strati a consistenza litoide sono subordinati rispetto a quelli relativamente teneri, aventi caratteristiche intermedie tra quelle di una roccia e quelle di un terreno sciolto coerente, fortemente addensato.

Per quanto riguarda l'abbattimento, le caratteristiche di resistenza meccanica dei diversi litotipi presenti (arenarie quarzose, marne, siltiti semi lapidee) sono molto differenti, ma sembra scarsa la presenza di termini abrasivi. Eventuali fasce di disturbo, costituite da litotipi ricchi di componenti argillose, potrebbero denotare un comportamento spingente, ma la presenza di questi terreni è stata stimata su non più del 10% del tracciato.

La scarsa permeabilità d'insieme della formazione attraversata permette di considerare poco probabili venute d'acqua molto rilevanti e persistenti. Venute di modesta entità sono state tuttavia previste lungo tutta la galleria, dato che nella Formazione di Londa la falda idrica è presente (testimoniata anche da numerose piccole sorgenti) con livello piezometrico superiore alla quota della galleria stessa.

In definitiva, la notevole varietà dei litotipi e le modifiche indotte dalla tettonica e dall'alterazione hanno reso difficile, in fase progettuale, un'unica caratterizzazione geomeccanica significativa per l'intero tracciato.

Dalle indagini geognostiche eseguite sul finire degli Anni '80 nella stessa zona è stato possibile classificare l'ammasso roccioso in tre classi di roccia diverse.

A partire dall'indice di qualità BRMR è stato ricavato l'indice GSI per ogni classe.

Tabella 33 : Parametri geomeccanici dell'ammasso in condizioni discrete (Galleria Castellaccio)

Ammasso roccioso discreto			
Parametri geomeccanici della roccia			
γ	PESO DI VOLUME	26	kN/m ³
σ_c	RESISTENZA UNIASSIALE	60	MPa
Indici di qualità dell'ammasso roccioso			
RQD	ROCK QUALITY DESIGNATION	60-70	%
BRMR	BIENIAWSKI '76	55	
GSI	HOEK et al.	59	
CLASSE		III	
Parametri geomeccanici dell'ammasso roccioso			
ϕ	ANGOLO D'ATTRITO	30	(°)
c	COESIONE	0,5	MPa
E	MODULO DI YOUNG	5,0	GPa

Tabella 34 : Parametri geomeccanici dell'ammasso in condizioni scadenti (Galleria Castellaccio)

Ammasso roccioso scadente			
Parametri geomeccanici della roccia			
γ	PESO DI VOLUME	26	kN/m ³
σ_c	RESISTENZA UNIASSIALE	40	MPa
Indici di qualità dell'ammasso roccioso			
RQD	ROCK QUALITY DESIGNATION	25	%
BRMR	BIENIAWSKI '76	30	
GSI	HOEK et al.	42	
CLASSE		IV	
Parametri geomeccanici dell'ammasso roccioso			
ϕ	ANGOLO D'ATTRITO	30	(°)
c	COESIONE	0,5	MPa
E	MODULO DI YOUNG	5,0	GPa

Tabella 35 : Parametri geomeccanici dell'ammasso in condizioni molto scadenti (Galleria Castellaccio)

Ammasso roccioso scadente			
Parametri geomeccanici della roccia			
γ	PESO DI VOLUME	26	kN/m ³
σ_c	RESISTENZA UNIASSIALE	10	MPa
Indici di qualità dell'ammasso roccioso			
RQD	ROCK QUALITY DESIGNATION	10	%
BRMR	BIENIAWSKI '76	15	
GSI	HOEK et al.	31	
CLASSE		V	
Parametri geomeccanici dell'ammasso roccioso			
ϕ	ANGOLO D'ATTRITO	25	(°)
c	COESIONE	0,1	MPa
E	MODULO DI YOUNG	1,0	GPa

6.5. La galleria in pressione “ Pieve a Quarto ”

La realizzazione della galleria Pieve a Quarto rientra nell'ambito delle opere di adduzione primaria del sistema occidentale di derivazione dallo sbarramento di Montedoglio per la Val di Chiana.

La galleria è lunga complessivamente 896.37 m, con un diametro interno di 3.6 m; è raccordata a monte all'opera di sbocco idraulico della galleria Saccione ed ha una pendenza di circa 0,12%.

E' una galleria in pressione ed il carico massimo interno è di 300 KPa.

La galleria è stata realizzata con TBM (Tunnel Boring Machine) con rivestimento a seguire, costituito da un anello di conci in calcestruzzo armato prefabbricati dello spessore di 25 cm. La tenuta idraulica è garantita da apposite guarnizioni fra i conci e dalle iniezioni di malta a tergo dell'anello dopo che questo è stato montato.

L'imbocco della macchina verrà realizzato a partire da valle in modo da favorire lo smaltimento delle acque.

6.6. La geologia della Galleria Pieve a Quarto.

L'area di progetto è costituita da pendii poco acclivi degradanti verso Ovest, solcati da impluvi naturali di modesta entità. La superficie è in gran parte ricoperta da boscaglia e localmente coltivata su terrazzamenti.

Il tracciato è interessato da due impluvi, di cui uno significativo e l'altro meno inciso generati, in accordo con la geomorfologia regionale, da discontinuità sub-verticali. Tali discontinuità tagliano il tracciato in direzione trasversale e, presumibilmente, la qualità della roccia nell'attraversamento sarà inferiore.

La formazione rocciosa di base, identificata come formazione di Londa, è costituita da una serie marnoso-arenacea di età oligo-miocenica. Le parti superficiali della formazione sono fratturate e alterate. Le caratteristiche della roccia, la giacitura degli strati e le caratteristiche dei materiali di copertura giustificano le pendenze modeste dei versanti, tipiche della geomorfologia regionale.

Le coperture verticali variano alquanto con le progressive e vanno da un massimo di 58 m in corrispondenza della progressiva 493.00 m ad un minimo di 5 m alla progressiva 667.45 m sezione in cui si incontra l'incisione maggiore.

Come per la galleria Castellaccio il tracciato della galleria Pieve a Quarto si mantiene interamente entro le rocce della Formazione di Londa, costituita da un'alternanza non regolare di marne e siltiti, talvolta intercalate da bancate di calcare o arenaria. In base alla documentazione disponibile, relativa all'esecuzione dei tratti di galleria già eseguiti e al rilievo geostrutturale di superficie, la formazione di Londa si presenta non omogenea dal punto di vista geomeccanico.

I piani di separazione tra i vari termini della formazione sono spesso moderatamente alterati e frequentemente riempiti di materiale argilloso.

Il grado di alterazione e di fratturazione aumenta in prossimità della superficie e delle zone di faglia, e gli spessori delle fasce di alterazione, non valutabili con precisione, sono stimabili dell'ordine di qualche metro in prossimità delle faglie.

La coltre di copertura è generalmente di spessore modesto anche se, può localmente raggiungere anche i 5-10 m.

6.7. Caratteristiche geostrutturali e geomeccaniche dell'ammasso roccioso

Nel tratto in studio l'ammasso presenta caratteristiche geostrutturali diverse in funzione della copertura e della vicinanza alle incisioni.

La formazione si presenta generalmente stratificata e la spaziatura varia da centimetrica, al prevalere della componente marnosa, a decimetrica e oltre al prevalere della componente più grossolana. La giacitura media degli strati è 270-300/45-50.

Oltre che dalla stratificazione l'ammasso è interessato da sistemi di giunti per lo più serrati e con superfici ondulate.

I giunti possono essere raggruppati secondo quattro famiglie con giaciture medie 160/80, 290/50, 320/10.

In corrispondenza delle principali incisioni vallive sono state rilevate faglie ad andamento subverticale spesso riempite con materiale argilloso di scarsa resistenza e notevole deformabilità. Si nota che le faglie maggiori hanno giacitura pressoché coniugata con le famiglie principali di giunto (290/45-320/50), questo induce a credere che la presenza di almeno questa famiglia sia generalizzabile a tutto il tracciato.

Per quanto riguarda l'abbattimento, le caratteristiche di resistenza meccanica dei diversi litotipi presenti (arenarie quarzose, marne, siltiti semi lapidee), sono molto differenti ma sembra scarsa la presenza di termini eccessivamente abrasivi.

Data la notevole varietà dei litotipi e delle modifiche indotte dalla tettonica e dall'alterazione, appare difficile un'unica caratterizzazione geomeccanica significativa per l'intero tracciato.

Dalle indagini geognostiche a disposizione e dalle osservazioni in sito possono essere desunte per le verifiche, due classi di roccia diverse per caratteristiche meccaniche e condizioni geostrutturali, l'una (roccia buona) da assumere nelle verifiche della sezione corrente; l'altra (roccia scadente) da prendere in considerazione in punti singolari del tracciato, come i passaggi in zone di faglia con basse coperture, situazione che si presenta in corrispondenza dell'incisione rilevata o nella zona degli imbocchi.

La qualità dell'ammasso è stata ricavata a partire dagli indici RQD, Js, Jr ottenuti dai rilievi geostrutturali e dalla resistenza uniassiale σ_C valutata da prove in sito con sclerometro.

Nella tabella 36 viene data una sintesi delle grandezze ottenute per i due tipi di ammasso.

Tabella 36: Qualità dell'ammasso ottenuta dai rilievi

	rating					GSI	classe di qualità
	sigmaC	RQD	Js	Jr	Cond. Idr.		
ROCCIA 1	4	13	20	20	10	67	II (BUONA)
ROCCIA 2	1	8	5	7.2	10	31.2	IV (SCADENTE)

In cui:

- RQD è la percentuale di tratti integri di roccia di lunghezza > 10 cm rispetto ad un dato allineamento.
- J_s rappresenta la spaziatura dei giunti
- J_n è associato alla condizione dei giunti

A partire dall'indice GSI, dalla conoscenza dei litotipi (m_i) e dalle misure di resistenza uniassiale, è possibile ricostruire la curva di Hoek-Brown dell'ammasso sul piano degli sforzi principali ($\sigma_1 - \sigma_3$).

Con riferimento alla roccia di classe IV vengono verificate la sezione con maggiore copertura (58 m) e la sezione con minore copertura in corrispondenza dell'incisione del versante (5 m).

I risultati vengono riepilogati nelle tabelle 37 e 38.

Tabella 37 : Parametri geomeccanici dell'ammasso in condizioni scadenti con copertura pari a 58 m (Galleria Pieve a Quarto)

Geometria			
H	Copertura	58	m
r	Raggio di scavo	2.1	m
Parametri geomeccanici della roccia			
g	Peso di volume	26	KN/m ³
m _i	Hoek-Brown	7	
s _c	Resistenza Uniassiale	7.2	MPa
Indici di qualità dell'ammasso roccioso			
RQD	Rock Quality Designation	25	
GSI	Geological Strength Index	31.2	
CLASSE		IV	
Parametri geomeccanici di picco dell'ammasso			
m _b	Hoek-Brown	0.6	
s	Hoek-Brown	0.0005	
a	Hoek-Brown	0.521	
D	Fattore di disturbo	0	
c'	Coesione	0.121	MPa
f	Angolo d'attrito	29.45	°
E	Modulo di Young	0.909	GPa
n	Coeff. Di Poisson	0.3	
S _t	Resistenza a trazione	0.006	MPa
S _{ca}	Resistenza uniassiale	0.135	MPa
Parametri geomeccanici residui dell'ammasso			
m _b	Hoek-Brown	0.389	
s	Hoek-Brown	0.0002	
a	Hoek-Brown	0.521	
D	Fattore di disturbo	0.3	
c'	Coesione	0.102	MPa
f	Angolo d'attrito	25.94	°
E	Modulo di Young	0.773	GPa
n	Coeff. Di Poisson	0.3	
S _t	Resistenza a trazione	0.004	MPa
S _{ca}	Resistenza uniassiale	0.086	MPa

Tabella 38 : Parametri geomeccanici dell'ammasso in condizioni scadenti con copertura pari a 5 m (Galleria Pieve a Quarto)

Geometria			
H	Copertura	5	m
r	Raggio di scavo	2.1	m
Parametri geomeccanici della roccia			
g	Peso di volume	26	KN/m ³
m _i	Hoek-Brown	7	
s _c	Resistenza Uniassiale	7.2	MPa
Indici di qualità dell'ammasso roccioso			
RQD	Rock Quality Designation	25	
GSI	Geological Strength Index	31.2	
CLASSE		IV	
Parametri geomeccanici di picco dell'ammasso			
m _b	Hoek-Brown	0.6	
s	Hoek-Brown	0.0005	
a	Hoek-Brown	0.521	
D	Fattore di disturbo	0	
c'	Coesione	0.031	MPa
f	Angolo d'attrito	47.5	°
E	Modulo di Young	0.909	GPa
n	Coeff. Di Poisson	0.3	
S _t	Resistenza a trazione	0.006	MPa
S _{ca}	Resistenza uniassiale	0.135	MPa
Parametri geomeccanici residui dell'ammasso			
m _b	Hoek-Brown	0.389	
s	Hoek-Brown	0.0002	
a	Hoek-Brown	0.521	
D	Fattore di disturbo	0.3	
c'	Coesione	0.025	MPa
f	Angolo d'attrito	44.12	°
E	Modulo di Young	0.773	GPa
n	Coeff. Di Poisson	0.3	
S _t	Resistenza a trazione	0.004	MPa
S _{ca}	Resistenza uniassiale	0.086	MPa

6.8. La TBM LOVAT RMP167SE SERIES 21700

La fresa a piena sezione monoscudata utilizzata per lo scavo della galleria Castellaccio e della galleria Pieve a Quarto è di fabbricazione LOVAT (Canada) [21]. La macchina è dotata di uno scudo lungo 8,5 m che può essere suddiviso dal punto di vista funzionale in tre porzioni tra loro solidali: scudo anteriore, scudo stazionario e scudo di coda. I principali componenti e le specifiche tecniche della fresa sono riportate in tabella 39 e saranno approfonditi nei paragrafi successivi.

Tabella 39: Principali caratteristiche della fresa LOVAT RMP16 SE SERIES 21700

Diametri	di taglio	4252 mm
	di scavo	4227 mm
	scudo	4214 mm
Lunghezze	TBM	8,5 m
	TBM & back-up	85 m
Rivestimento galleria	tipo	conci prefabbr. Cls
	diametro interno	3600 mm
	diametro esterno	4100 mm
	spessore	250 mm
	lunghezza	1200 mm
		4 conci - nido d'ape (Castellaccio)
	configurazione	4 conci - trapezoidali (Pieve a Quarto)
	peso concio	2,5 t
	riempimento	attraverso i conci
Testa fresante	n° razze	4
	30 taglienti a disco (fabbr. Palmieri)	22 singoli, 2 doppi, 1 quadridisco centrale
	diametro disco	15 pollici
	massimo carico per tagliente	25 t (250 kN)
	massima spinta alla testa	750 t (7,5 MN)

	n° ugelli iniezione frontale	4
	velocità media di rotazione	5,58 giri/min
	avanzamento per ciclo di perforazione	1,2 m
Azionamento idraulico primario	coppia max	132 t*m a 3,65 giri/min
	coppia min	66 t*m a 8 giri/min
Scudo anteriore	n° cilindri articolazione	8
	piastre stabilizzatrici	2
	centraline oleodinamiche	
	motori elettrici	
	sistemi olio lubrificazione	
	cuscinetto principale	tipo 3R10 110N4
Scudo stazionario	piastre stabilizzatrici	2
	argano idraulico con cavo di traino e gancio	
	erettore segmenti	
	trave movimentazione conci	
	n° cilindri propulsione	16
	massima spinta per cilindro	115 t
	massima spinta totale	1800 t (18 MN)
	massima pressione di sistema	340 bar (5000 psi)
Scudo di coda	sistema di tenuta con iniezione manuale	
Nastro trasportatore primario	lunghezza	14 m
	larghezza	762 mm
	velocità	0 - 100 m/min
Sistema elettrico	potenza della testa fresante	600 kW

	trasformatore principale	6000V / 350V, 50Hz
	illuminazione generale	110 V
Telaio a cavalletto e treno	scartamento rotaia	750 mm
	lunghezza binario	9 m
	tipo di supporto	tubo pattino
Sistemi ausiliari	sistema laser di guida	
	sistema di ventilazione	
	avvolgicavo alta tensione	

Testa fresante

La testa fresante è stata progettata per scavare in condizioni di terreno misto. I denti scaricatori (ripper teeth), i denti raschiatori (scraper teeth) e i taglienti a disco sono montati su quattro razze e quattro raggi della testa fresante che scava il materiale dal fronte ruotando contro di esso. La rotazione della testa è ottenuto attraverso un sistema di azionamento idraulico a velocità variabile.

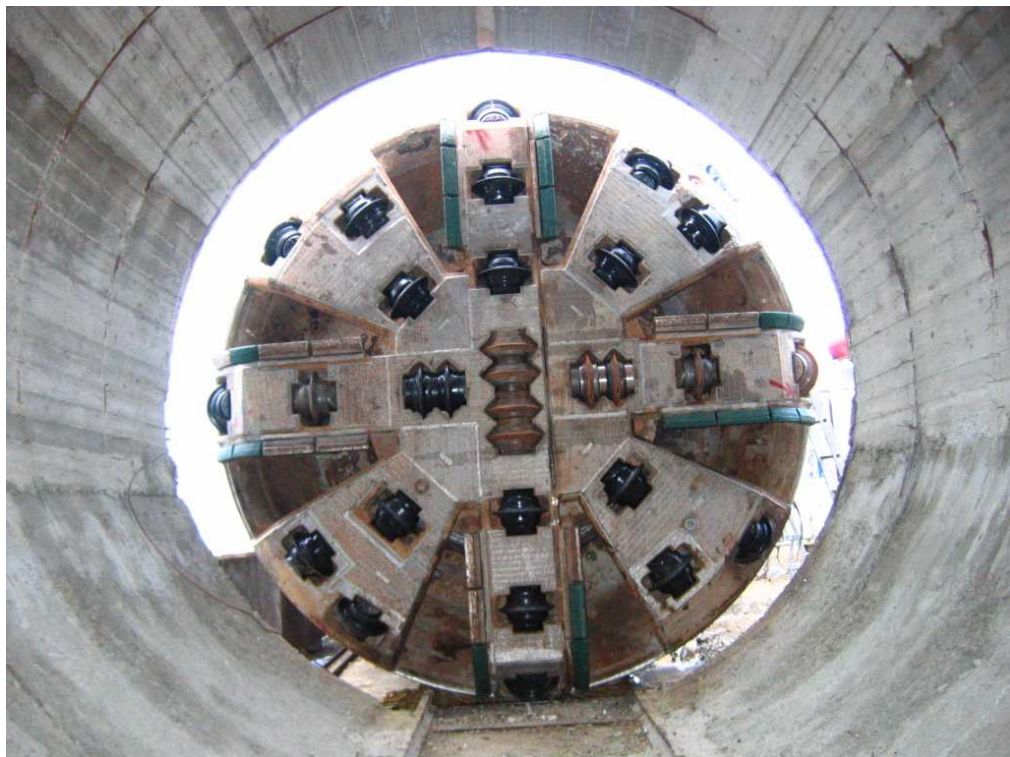


Figura 63: Testa fresante (LOVAT, 2005)

Articolazione tra scudo stazionario e scudo anteriore.

Otto cilindri idraulici attivi permettono alla parte anteriore dello scudo e alla testa fresante della TBM di essere inclinata fino a $2,0^\circ$, in ogni direzione, rispetto allo scudo stazionario e allo scudo di coda, agevolando il movimento della TBM e l'uscita dell'anello di conchi prefabbricati in curva. La massima spinta individuale di ogni cilindro ad una pressione di 340 bar è 115 t.

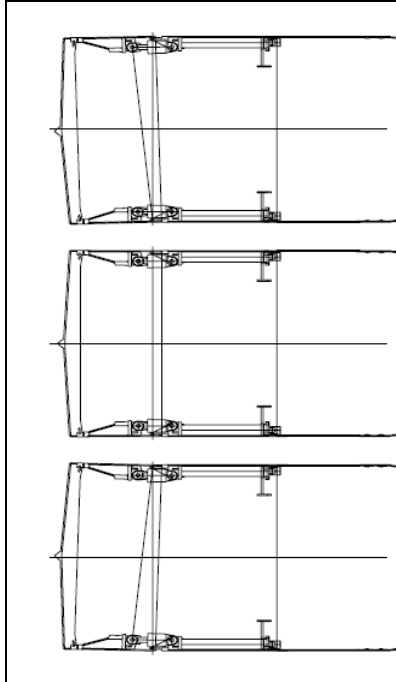


Figura 64 Effetto dei cilindri di articolazione tra lo scudo anteriore della TBM e lo scudo stazionario



Figura 64 a: Scudo stazionario e (a destra) e scudo anteriore con piastra motori (a sinistra).

Cilindri di propulsione e piastre di spinta

Sedici cilindri idraulici distribuiti lungo la circonferenza dello scudo stazionario premono contro il rivestimento della galleria attraverso piastre di spinta che consentono l'avanzamento della TBM durante lo scavo. Nella fase di rivestimento della galleria i cilindri idraulici si ritraggono. Le pressioni dei cilindri sono visualizzabili in continuo direttamente dal pannello di controllo principale. La spinta di propulsione totale con una pressione di sistema di 340 bar (5000 psi ca.) è di 1800 t (18 MN).

I cilindri operano individualmente e sono il principale strumento per direzionare la macchina rispetto al tracciato teorico della galleria. Le scarpe di propulsione sono autoallineanti e dotate di piastre di spinta in poliuretano.



Figura 65 : cilindri di spinta

Nastro trasportatore primario.

Il nastro trasportatore primario rimuove il materiale dalla camera di scavo della testa fresante e lo deposita sul nastro trasportatore a traino o secondario.

L'azionamento dei nastri sono di tipo idraulico, con velocità variabile (0-100 m/min) e reversibilità. Esso può essere ritratto per permettere l'accesso al fronte della galleria.



Figura 66: Intervento sulla zona di sovrapposizione tra nastro 1 e 2

Erettore dei segmenti

Un erettore di segmenti, del tipo a braccio con un sistema di presa a due punti, è localizzato nello scudo di coda ed è utilizzato per sollevare e posizionare i conci di rivestimento della galleria. L'ereuttore ha una rotazione massima di 190° per ogni lato ed è dotato di un sistema di frenatura di sicurezza e di allarme. Le leve di controllo dell'ereuttore sono posizionate su un apposito pannello all'interno della TBM.



Figura 67: Erettore dei conci

Trave di movimentazione dei conci prefabbricati.

La trave per la movimentazione dei segmenti opera idraulicamente ed è equipaggiata con cilindri idraulici per scaricare le due piattine porta segmenti.



Figura 68 :Trave movimentazioni conci

Interfaccia operatore

E' costituita da una serie di misuratori e display che misurano la velocità della testa fresante, la temperatura dell'olio nel serbatoio idraulico, la temperatura del cuscinetto principale, l'assorbimento di corrente dei motori da 600 V.

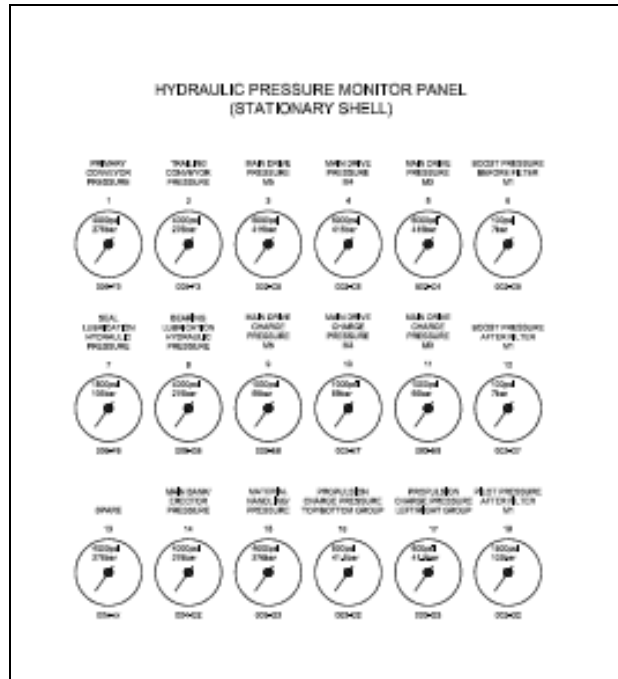


Figura 69: Manometri e leve di comando disposte all'interno dello scudo stazionario (LOVAT, 2005) [21]

Scudo di coda

Lo scudo di coda copre, durante lo scavo, la porzione di galleria non ancora rivestita. I segmenti di rivestimento della galleria sono eretti all'interno della protezione offerta dallo scudo di coda. Durante l'avanzamento della TBM, i cilindri di spinta sono contrastati dai segmenti eretti in questa zona.

Il sistema di ingrassaggio è costituito da tre linee di spazzole di tenuta assemblate all'estremità posteriore dello scudo di coda. Il sistema di tenuta ha sei linee di iniezione del grasso biodegradabile nelle cavità tra le spazzole.



Figura 70 : Scudo di coda

Il back-up

Le piattaforme mobili al seguito della TBM sono collegate allo scudo e alla testa fresante grazie alla trave principale (utile anche alla movimentazione dei segmenti prefabbricati). Il back-up è trainato dalla fresa nel suo avanzamento e trasla su pattini tubolari che poggiano sui conchi di base della galleria. La lunghezza complessiva della struttura, misurata a partire dalla fine dello scudo, è di circa 77 m.

Il back-up ha la funzione di ricevere ed avvicinare i mezzi di sgombero e di approvvigionare la zona di lavoro dei materiali necessari.

Il corpo centrale contiene i servizi accessori (trasformatori, pompe, organi di messa in opera del rivestimento, compressori, ventilatori).

Come già osservato, in questo modello di macchina i motori e la cabina di guida non sono alloggiati nel back-up, ma nello scudo stazionario.



Figura 71: Back up TBM.

6.9 Modalità di scavo.

La TBM LOVAT adoperata nei cantieri di Arezzo, opera in modalità aperta, senza cioè applicare alcuna pressione nella camera di scavo per il supporto del fronte della galleria. Il fronte viene quindi sorretto meccanicamente dalla testa fresante stessa.

Lo scavo inizia quando i motori elettrici azionano le pompe a cilindrata variabile, le quali a loro volta alimentano i motori idraulici che azionano la testa fresante e i cilindri di propulsione a contrasto con l'ultimo anello di conchi fabbricati .

Rotazione testa

- 3 motori elettrici da 200kW
- 3 pompe a pistoni a portata variabile
- 8 motori idraulici ad ingranaggi che trasmettono il moto alla corona dentata solidale con la testa di taglio

Traslazione longitudinale

- 1 motore elettrico da 250kW
- 2 pompe a pistoni a portata variabile
- 16 cilindri idraulici di spinta

L'operatore imposta la velocità di rotazione della testa e la spinta, le quali determineranno la velocità di avanzamento.

La velocità massima di avanzamento in modalità aperta per la TBM Lovat è di 40 - 50 mm/min.

Con l'applicazione della spinta la testa fresante entra in contatto con il terreno e gli utensili possono svolgere la propria azione di taglio.

Affinché ci sia azione di scavo deve inoltre essere applicata sulla testa rotante una coppia capace di vincere le resistenze tra gli utensili e il materiale da scavare. La potenza dei motori viene trasferita alla testa di scavo della TBM tramite l'applicazione della coppia.

Si deve raggiungere una condizione di equilibrio tra coppia e spinta, che dipende dal materiale che si sta scavando. Se non c'è questo equilibrio la TBM avanza molto lentamente relativamente alle normali velocità operative.

E' chiaro che la velocità di avanzamento è strettamente legata alla geologia e tutti i problemi nascono perché ci si sta muovendo in un mezzo che si conosce poco. Le uniche informazioni che si hanno durante lo scavo sono i parametri di scavo che vengono visualizzati in tempo reale nella cabina di comando che, pur non fornendo in maniera esaustiva un quadro della situazione locale, rappresentano l'unico punto di riferimento per una buona gestione del ciclo di scavo.

Il materiale scavato passa attraverso le aperture della testa nello scudo anteriore e poi viene caricato sul nastro primario. Questo estrae il materiale dalla camera di scavo e lo scarica sul nastro secondario.

La TBM continua a scavare fino a che la macchina è avanzata di una lunghezza pari alla larghezza di un conchio di rivestimento pari a 1,20 m. Dopo un avanzamento lo scavo viene interrotto, il treno (miscelatore malta e piattine porta segmenti) viene trasportato fuori dal tunnel e i conchi di rivestimento vengono assemblati sulla superficie della galleria.

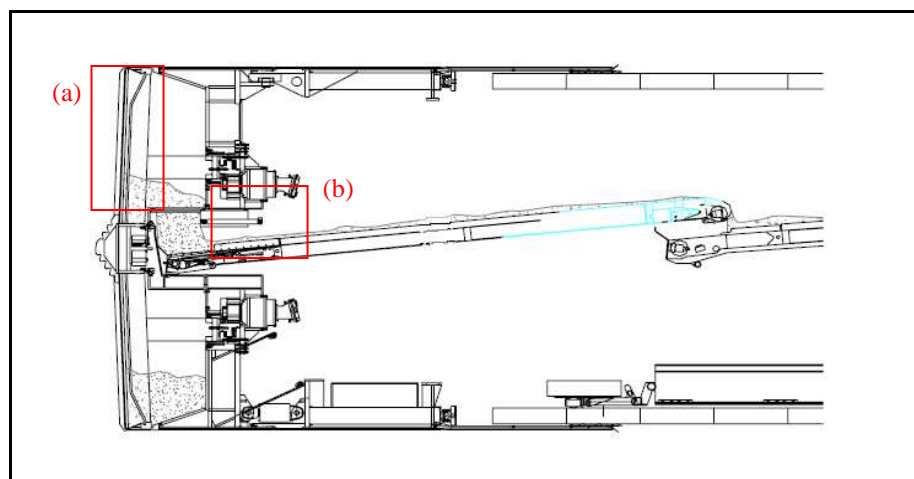


Figura 71 : Scavo in modalità aperta



Foto 72: (a) - Particolare del fronte di scavo e del materiale che passa tra le aperture della testa; (b) - Materiale estratto dalla camera di scavo con il nastro primario

Le deviazioni del percorso della fresa in direzione e pendenza si ottengono selezionando l'apposito cilindro di spinta sul piano di spinta, basandosi sulle condizioni del terreno e sul giudizio ed esperienza dell'operatore fresa.

La selezione dello schema di spinta per una data direzione della TBM implica il settaggio di diversi valori di spinta in ogni cilindro propulsore allo scopo di guidare la TBM. L'aumento della pressione per i cilindri propulsori su un lato genera, durante lo scavo, un cambiamento di direzione della TBM verso il lato opposto.

Deviazioni di linea e pendenza non desiderate sono in larga parte causate dalle condizioni del terreno. Condizioni di terreno più duro su un lato della galleria causano la deviazione angolare della macchina verso la zona più facilmente scavabile. La pressione del cilindro di propulsione deve quindi essere diminuita sul lato in questione o incrementata sul lato più duro per compensare tale deflessione.

Il termine "centro di spinta" si riferisce alle coordinate della combinazione di forze generate dai settaggi dei singoli cilindri di spinta relativamente all'asse della TBM. La macchina può allora essere direzionata posizionando il centro di spinta in opposizione alla direzione desiderata.

Se non è possibile mantenere la testa fresante in direzione e pendenza mediante la sola regolazione dei cilindri di propulsione, la si può ridirezionare utilizzando i cilindri di articolazione. La selezione dei cilindri di articolazione viene eseguita in base agli stessi principi che regolano la selezione dei cilindri di spinta. Bisogna comunque prestare particolare attenzione quando viene articolata la testa fresante poiché una brusca o improvvisa articolazione potrebbe causare il blocco della TBM all'interno della galleria. L'articolazione viene eseguita con valori di coppia e spinta ridotti.

Per garantire un accurato controllo dell'allineamento dello scavo e quindi il rispetto delle tolleranze plano-altimetriche progettuali, la fresa è stata dotata di un sistema automatico di controllo della posizione della macchina. Si tratta del sistema di guida laser manuale TACS, dotato di un target video nello scudo anteriore, PC industriale, laser di galleria (con teodolite solidale al rivestimento) e software di comunicazione per fornire con continuità ed in tempo reale all'operatore fresa e al topografo i dati relativi alla posizione della TBM rispetto all'asse teorico di progetto della galleria. Il sistema consente anche di rilevare e visualizzare la posizione dell'ultimo anello messo in opera rispetto ai precedenti e rispetto all'asse teorico del rivestimento.

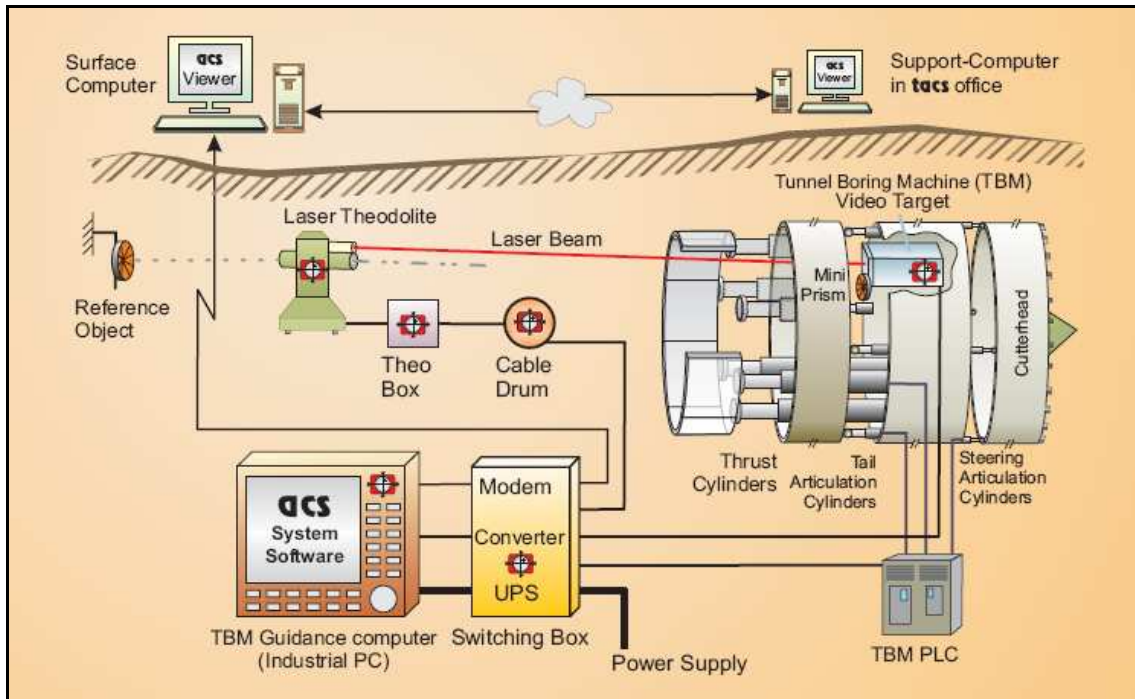


Figura 73: Schema di funzionamento del sistema di monitoraggio e guida TACS (TACS, 2005)

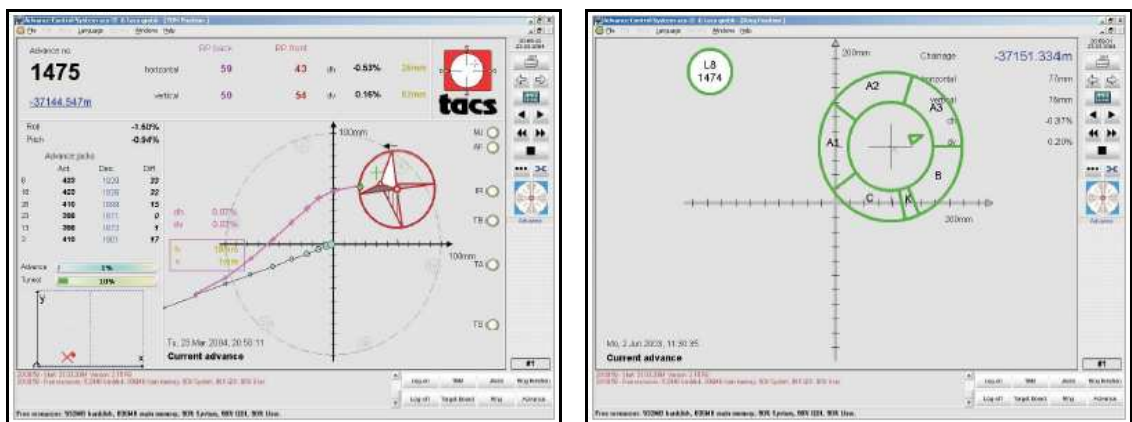


Figura 74: Interfaccia grafica del sistema TACS (a sinistra: posizione della TBM rispetto all'asse teorico; a destra: posizione dell'anello di rivestimento rispetto all'asse teorico) (TACS, 2005)

PARTE 7: ANALISI PRODUZIONI DI SCAVO DELLA LINEA 9 E DELLE GALLERIE CASTELLACCIO E PIEVE A QUARTO

I parametri con cui è possibile verificare il rendimento di una fresa a piena sezione e, di conseguenza, l'efficienza tecnico-organizzativa di tutto il sistema cantiere di scavo sono:

- *Tempi morti*: sono i tempi di non produzione della macchina, ascrivibili a varie cause:
 - a. tempo morto del ciclo (t_c): è il tempo destinato alla ritrazione del corpo macchina dopo una corsa di avanzamento;
 - b. tempo di sostituzione degli utensili (t_u): varia in ragione del numero di utensili che occorre sostituire ed è quindi funzione dell'abrasività della roccia;
 - c. tempo di manutenzione ordinaria (t_m): dipende dal tipo di macchina e dalla sua data di costruzione;
 - d. tempo di manutenzione straordinaria (t_{ms}): dipende da eventuali guasti improvvisi ed imprevisti. Quando il funzionamento è ottimale, è dovuto alla sostituzione programmata di grandi organi (motori, pompe oleodinamiche, ecc.). La manutenzione straordinaria è eseguita generalmente nei periodi di festività e come tale non dovrebbe incidere sui tempi di produzione;
 - e. tempo perso per ragioni operative (t_o): dipende da eventuali difficoltà nelle operazioni di smarino, nello spostamento in avanti dei servizi, nel cambio turno, etc.;
 - f. tempo perso per cause idrogeologiche (t_s): dipende dalla natura della roccia e dalle condizioni di stabilità della galleria. E' uno dei parametri che contribuisce maggiormente a rallentare l'avanzamento ed è, al contrario degli altri tempi morti, spesso di difficile previsione.
- *Coefficiente di utilizzazione (CU [%])*: è dato dal rapporto tra il tempo di produzione e il tempo totale lavorato. Per tempo di produzione si intende il tempo di scavo effettivo durante il quale la TBM attacca il fronte di scavo. Si registra normalmente il tempo di scavo effettivo di ogni singola corsa della TBM per poi elaborare questi dati in valori medi generali e per classi di roccia. Il tempo totale lavorato è invece la somma dei tempi di turno lavorati.

In generale, il tempo effettivo di scavo è determinabile come differenza tra il tempo totale lavorato e i tempi morti.

Il coefficiente di utilizzazione è in larga misura dipendente dalle condizioni di stabilità della galleria, dalla necessità di mettere in opera sostegni e dai metodi d'intervento a questo scopo utilizzati.

- *Avanzamento giornaliero* ($[m/giorno]$ o $[anelli/giorno]$): è il computo dei metri di galleria scavati, non in riferimento al tempo effettivo di scavo, ma durante una intera giornata lavorativa. Non misura quindi la prestazione pura dello scavo ma l'efficienza complessiva del ciclo produttivo.
- *Avanzamento settimanale* ($[m/settimana]$ o $[anelli/settimana]$): è il computo dei metri di galleria scavati, non in riferimento al tempo effettivo di scavo, ma durante una intera settimana lavorativa. Non misura quindi la prestazione pura dello scavo ma l'efficienza complessiva del ciclo produttivo.
- *PR Penetrazione netta* ($v_n [mm/min]$): è la velocità con cui la fresa scava e si determina facendo il rapporto tra la lunghezza di galleria scavata, costituente il ciclo di scavo, e il relativo tempo effettivo di scavo.
- *Penetrazione netta a giro* ($p [mm/giro]$): è invece la velocità con cui la fresa scava, relativamente all'avanzamento compiuto in un giro della testa.
- $V_n = (p \times N \times 60) / 1000$

in cui N è la velocità di rotazione della testa fresante espressa in [giri/min].

La penetrazione di una TBM è limitata da tre fattori:

- la capacità del sistema di carico e trasporto del marino;
- la potenza dei motori che azionano la testa fresante;
- la spinta massima esercitata sulla testa.

Durante lo scavo di una galleria in roccia dura, nell'ipotesi che la potenza dei motori e la capacità di smarino siano adeguatamente dimensionate, per raggiungere le massime penetrazioni si hanno due possibilità:

- 1) aumentare la velocità di rotazione della testa;
- 2) aumentare la spinta per cutter (e quindi la spinta totale sulla testa).

Se possibile, i maggiori vantaggi si hanno incrementando la spinta per cutter in quanto, mentre all'aumentare della velocità di rotazione della testa la penetrazione cresce in modo proporzionale, all'aumentare della spinta si possono ottenere incrementi di penetrazione più che proporzionali.

A questo riguardo i grafici sperimentali mostrano che la penetrazione di una fresa è pressoché nulla fino a che il livello di spinta per cutter non raggiunge un valore minimo (variabile in funzione del tipo di roccia), oltre il quale la penetrazione cresce più che proporzionalmente con la spinta.

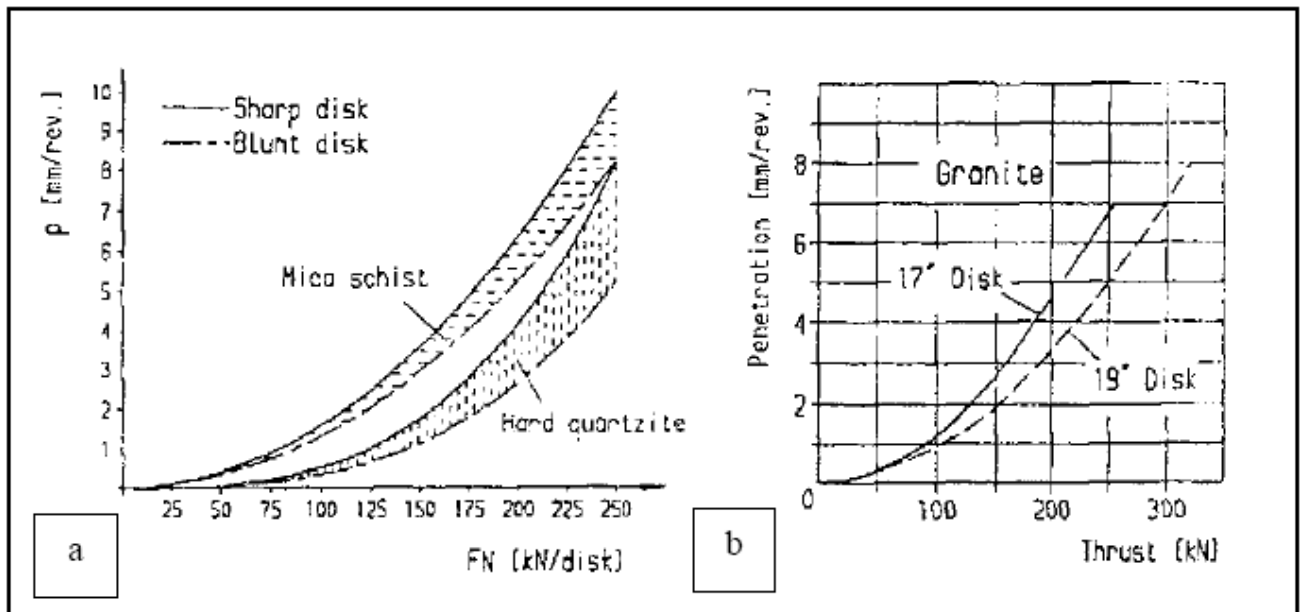


Figura 75 : relazione spinta - penetrazione

- *AR Penetrazione effettiva o globale (vg [m/h]):* è data dal prodotto tra la velocità netta (relativa al tempo di scavo effettivo) e il coefficiente di utilizzazione.

$$AR = PR \times Cu$$

- *Spinta di avanzamento totale lorda (Sl [MN]):* è la spinta totale esercitata dai cilindri di spinta della TBM. Questa grandezza è comprensiva della spinta totale netta (Sn) che viene trasmessa alla testa e della spinta che serve a vincere gli attriti che la TBM incontra nell'avanzare (Sa).

- *Lavoro di scavo per giro testa Ls [kNm]:* è il lavoro consumato in un giro per ottenere l'effetto utile di scavo al netto di tutte le dissipazioni :

$$Ls = (\pi/4) \times D \times Sn \times (p)^{1/2} \times R^{1/2}$$

Dove D è il diametro di scavo ed R il raggio dei dischi di taglio

- *Potenza di scavo [kW]:* ricavabile moltiplicando Ls con la velocità di rotazione della testa in giri/min

- *Energia specifica di abbattimento (Es [kJ/m³):* è data dal rapporto fra l'energia spesa e il volume scavato attraverso la relazione:

$$Es = [(Sl \times Vn) + Wt] / Vs$$

$Sl \times Vn$ [kJ/s] è il prodotto tra la spinta totale lorda espressa in [kN] e la velocità netta espressa in [m/s] ($1 \text{ kN} \cdot \text{m/s} = 1 \text{ kJ/s}$)

Wt è la potenza della testa fresante espressa in [kJ/s] ($1 \text{ kW} = 1 \text{ kJ/s}$)

Vs [m³/s] è il volume abbattuto in rapporto al tempo netto di scavo espresso in [s].

Per esprimere il valore dell'energia specifica di scavo in [kWh/m³] è sufficiente moltiplicare il valore ottenuto con la formula per il fattore di conversione $2,778 \cdot 10^{-4}$.

- *Fresabilità ($p/S [(mm/giro)/MN]$):* è l'indice principale della capacità di una TBM di fresare una determinata roccia ed è individuato dalla velocità di penetrazione (mm per giro della testa) che la TBM riesce a sviluppare in rapporto alla spinta.

Una roccia non è fresabile quando la TBM non riesce a penetrare nel fronte con sufficiente rapidità e/o l'elevata abrasività della roccia costringe ad un frequente cambio degli utensili, aumentando il costo a metro cubo di scavo ed il tempo perso per la sostituzione dei rulli stessi.

Non si può stabilire, univocamente, un valore limite al di sotto del quale una formazione non è fresabile; tale limite è infatti influenzato contemporaneamente dalla abrasività della roccia, dal diametro della galleria e dalla potenza della formazione oggetto dello scavo.

Volendo dare valori di riferimento, possiamo dire che penetrazioni al di sotto di 3-4 mm/giro della testa sono indice di problemi di fresabilità, mentre uno scavo inizia ad essere efficiente se registra penetrazioni superiori agli stessi valori.

Tra tutti i parametri fin qui visti, la fresabilità è quello che dipende meno dal tipo di TBM adottato quanto piuttosto dal suo dimensionamento.

In generale, però, è all'aumentare del diametro che si riscontrano i maggiori effetti peggiorativi:

- la velocità di rotazione della testa diminuisce e, a parità di penetrazione per giro, decresce di conseguenza la penetrazione oraria della TBM e quindi la produzione;
- il numero di cutters da sostituire per metro di avanzamento aumenta e cresce quindi il tempo di fermo per effettuare tale operazione;
- lo stato di usura media dei taglienti montati sulla testa aumenta e quindi diminuisce la penetrazione per giro;
- Consumo degli utensili ($cu [ut/m^3]$): dipende tanto dai fattori tecnologici (fattori macchina), quanto dai fattori geotecnici e geomeccanici relativi all'ammasso roccioso;

7.1. Produttività raggiunta con la TBM NFM/WIRTH tratto da progr. 1885 a progr. 1653 del tramo 4a della L9 della Metropolitana di Barcellona.

Lo studio del comportamento della TBM duale NFM / WIRTH durante lo scavo del tratto preso in esame non può certo prescindere dal contesto geologico, geotecnico e idrogeologico descritto nella parte 5.

Questo studio avviene associando alle caratteristiche geologiche e geomeccaniche dell'ammasso roccioso, le grandezze atte a definire, in maniera quantitativa, le prestazioni della fresa, consentendo di valutare il livello di produttività raggiunto e di fare delle previsioni circa la produttività raggiungibile in progetti futuri, da realizzare in condizioni geomeccaniche analoghe a quelle incontrate.

Dai rapportini di scavo compilati a partire dal 20 Maggio 2005 (progressiva 1885) all' 08 Giugno 2005 si sono potuti registrare i parametri caratterizzanti il funzionamento della TBM in modalità EPB :

- Velocità rotazione testa (*rpm*)
- PR (*mm/min*)
- Pressione cilindri di spinta (*bar*)
- Spinta (*kN*)
- Coppia (*kNm*)
- Pressioni sulla camera di scavo (*bar*)

UTE LINEA 9 - METRO DE BARCELONA CONTROL TIEMPO AVANCE TUNELADORA

FECHA
 INGENIERO TURNO :
 TURNO : A.15.00-15.00 B.15.00-20.00 C.05.00-7.00 MOD. EPB

PAYMA Cotas

P.K. FRENTE	N° ANILLO	TIEMPOS				PRESIONES DE TIERRA						F. EMPUJE (kN)	MORTERO TOTAL (M3)	MORTERO INERTE	PAR CABEZA (kNm)	PENETRACION (mm/min)	VE. CABEZA (rpm)	MAT. EXCAV (Tons)	
		AVANZO PERI.	POSE. ANILLO	TOTAL	F. PERI.	F. ANILLO	P1	P2	P3	P4	P5								P6

PARADAS / AVERIAS / INCIDENCIAS

ARTICULACIÓN PRESIÓN GATOS EMPUJE

POSICIÓN CLAVE DOVELA K

POSICIÓN CABEZA

JEFE DE TUNELADORA :
INGENIERO DE TURNO :

Figura 76: Rapportino di scavo adottato durante lo scavo della L9

Si è proceduto alla redazione di un foglio di calcolo di registrazione di tutti questi valori, intesi come medie su ciascun ciclo di scavo.

Di seguito si riportano gli andamenti caratteristici della spinta di avanzamento della TBM e della sua penetrazione, confrontando i quali si può notare la relazione di proporzionalità inversa tra le due grandezze.

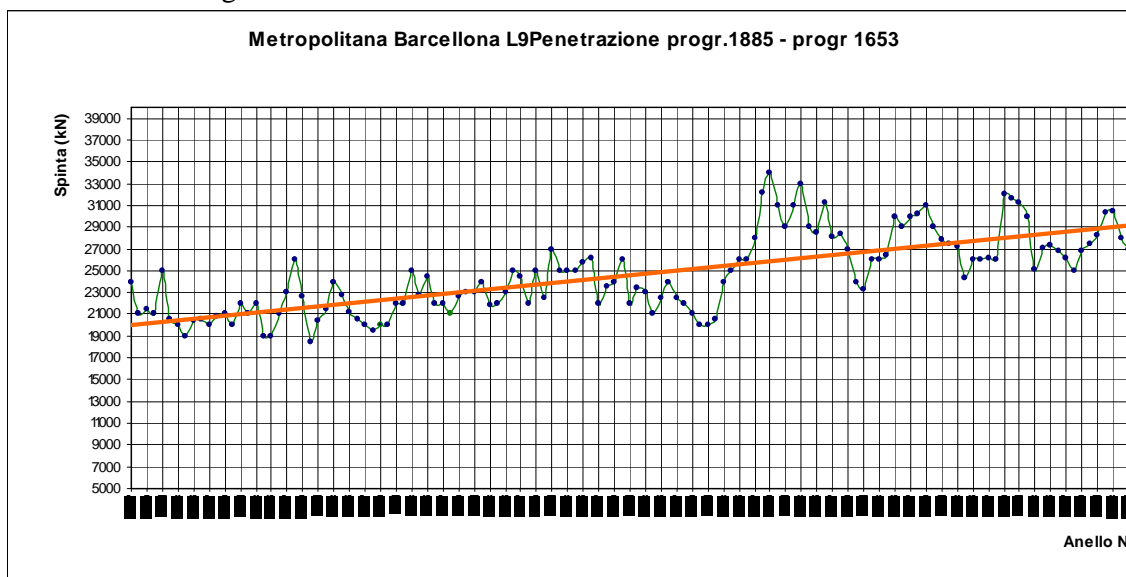


Figura 77: Andamento della spinta della TBM nel tratto considerato (L9 metro)

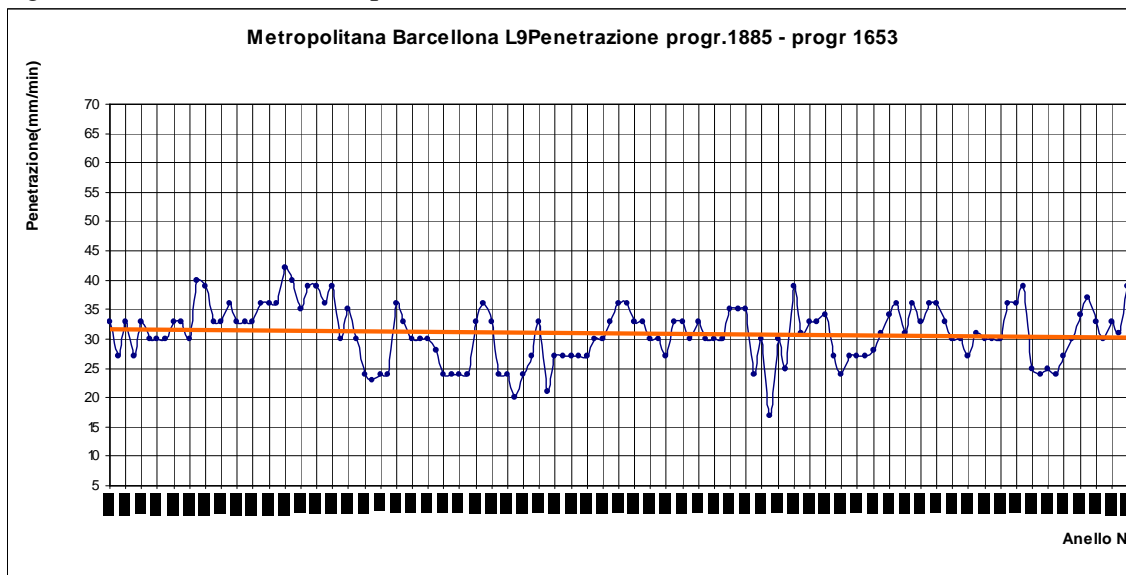


Figura 78 : Andamento della penetrazione della TBM nel tratto considerato (L9 metro)

E' chiaramente visibile a partire dall' anello 2151, come la TBM reagisca al passaggio da un tipo di granodiorite di alterazione II – III ad uno di alterazione III – IV, imprimendo una maggiore spinta al fronte a causa della maggiore difficoltà di avanzamento. Per mantenere valori costanti di penetrazione, che come mostra il grafico si attestano a circa 3 – 3,5 cm/min, nel tratto da progressiva 1752 a progressiva 1653, la spinta risulta compresa tra i

25000 kN e i 33000 kN, a differenza del tratto da progressiva 1885 a progressiva 1752, in cui la spinta si teneva sempre al di sotto dei 25000kN.

Il comportamento diverso della TBM, in virtù del cambio di geologia, è maggiormente riscontrabile dai grafici di coppia e rotazione angolare della testa. Si nota l'abbassamento repentino dei valori di velocità di rotazione della testa in prossimità della zona geologicamente più instabile, ed il corrispondente aumento della coppia della TBM in modo piuttosto irregolare, sintomo di una situazione di fronte instabile che tende a franare e a riempire la camera di scavo.

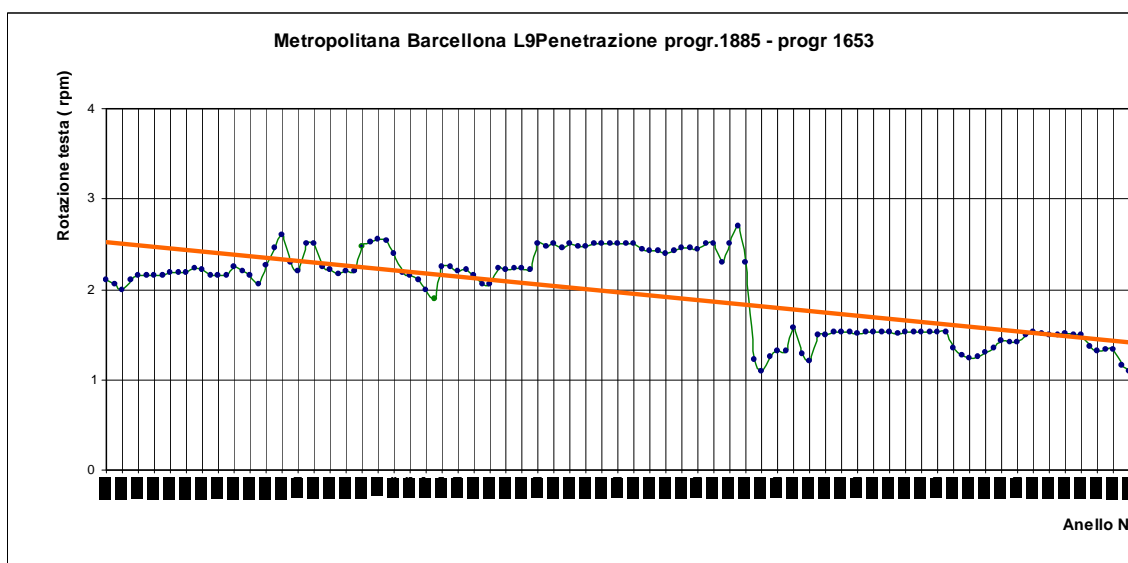


Figura 79: Andamento della rotazione della TBM nel tratto considerato (L9 metro)

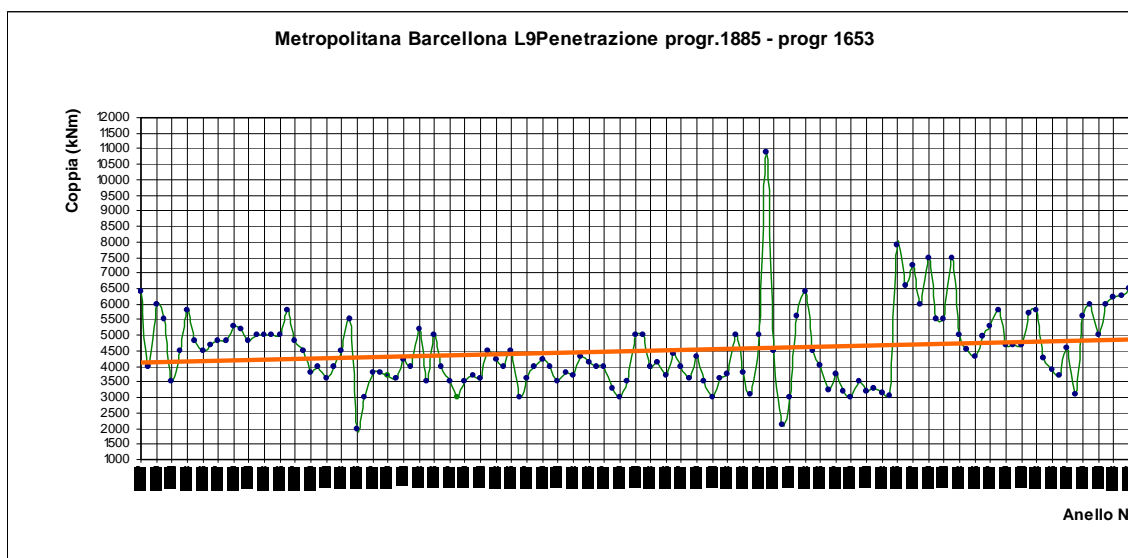


Figura 80: Andamento della coppia della TBM nel tratto considerato (L9 metro)

Oltre che registrare i parametri di funzionamento della TBM sono stati registrati, durante lo scavo, i tempi relativi ad ogni fase di lavoro, includendo anche i tempi spesi per manutenzioni straordinarie.

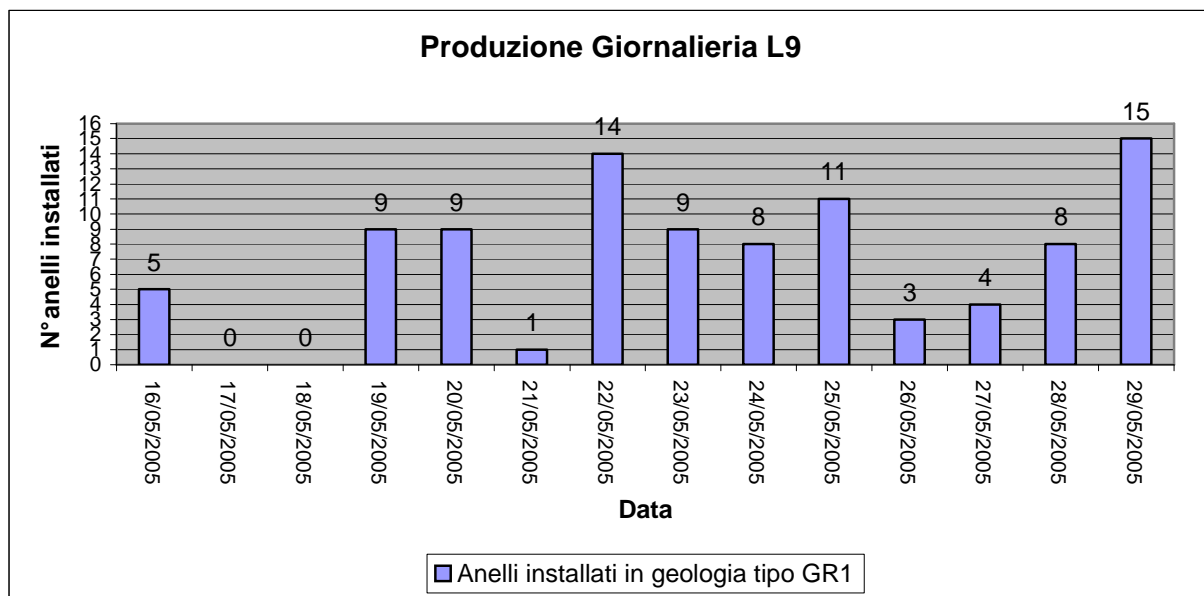


Tabella 40 Produzione giornaliera L9 anelli/giorno in geologia 1 (L9 metro)

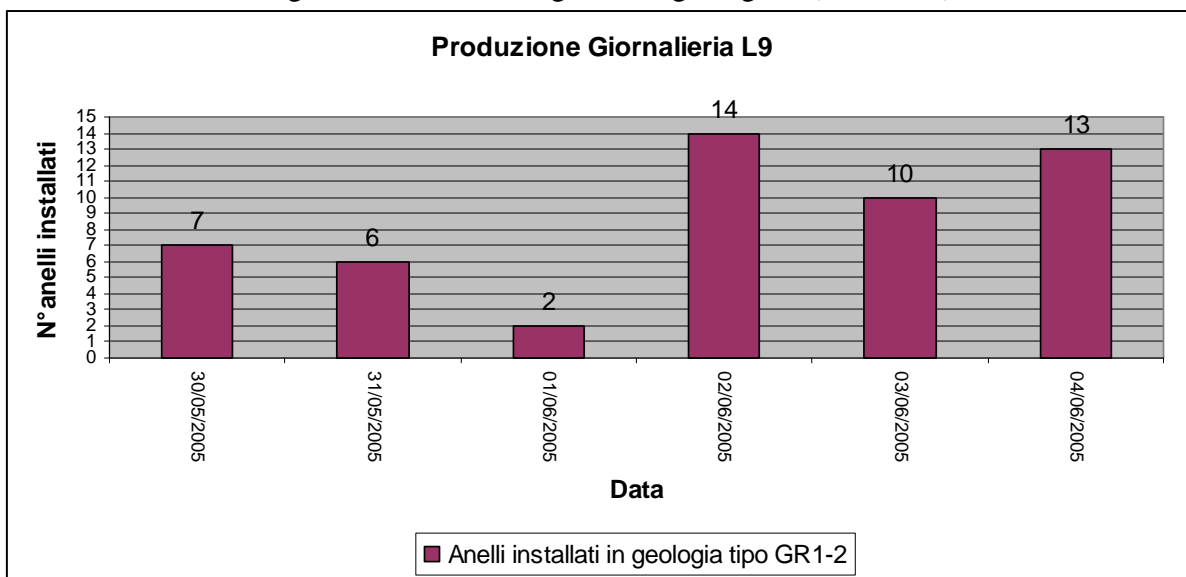


Tabella 41 Produzione giornaliera L9 anelli/giorno in geologia 2 (L9 metro)

Nelle tre settimane di scavo considerate, settimana di produzione n° 100, 101 e 102, si è raggiunta una media giornaliera di circa 6 anelli installati pari a circa 11 metri al giorno di avanzamento.

Il tratto dall'anello 2077 all'anello 2152, settimana 100 e 101, in cui si è incontrata una geologia di tipo GR1, è stato caratterizzato da una media pari a 7 anelli giorno, mentre il tratto dall'anello 2152 all'anello 2205, settimana 102, in cui s'è incontrata una geologia di tipo GR1-2, si è contraddistinto per una media pari a circa 5,2 anelli giorno.

Considerando separatamente le settimane di produzione prese in esame si ha:

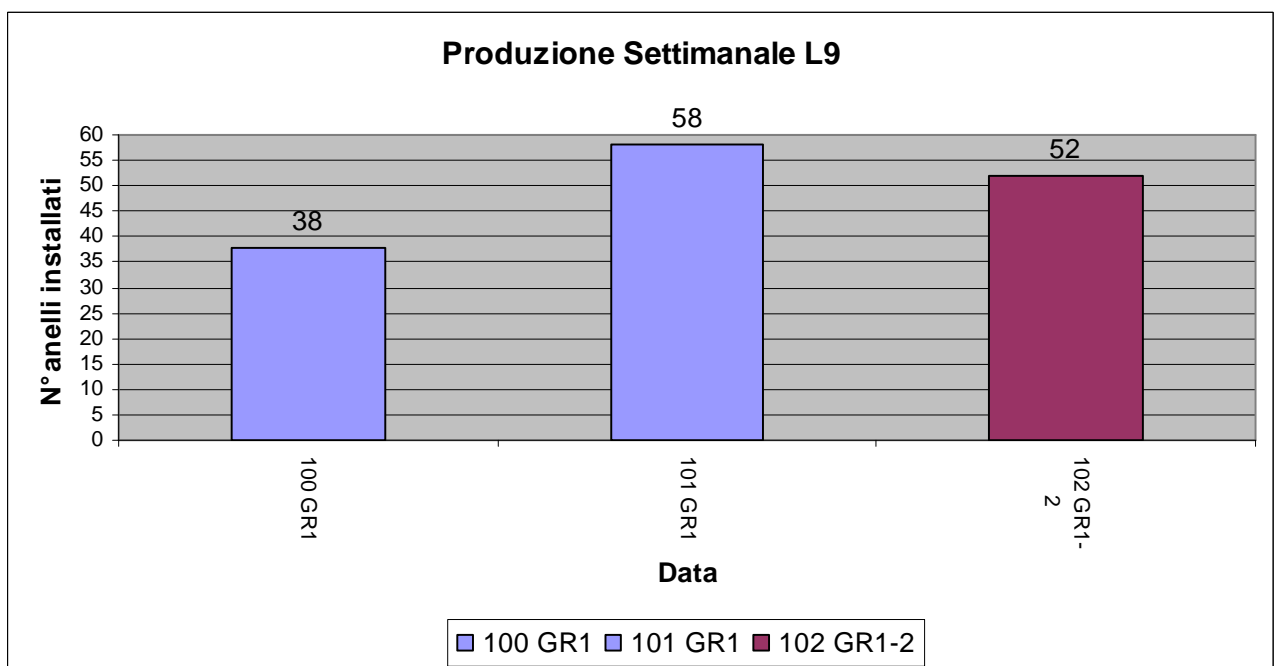


Tabella 42 Produzione settimanale L9 anelli/settimana in geologia 1 e 2 (L9 metro)

Di seguito vengono riportate le incidenze percentuali delle varie attività di produzione dello scavo, da cui si ricava il Coefficiente di Utilizzazione della TBM CU [%], considerando i tempi morti che nella globalità hanno inciso maggiormente sulla produzione, come la

manutenzione della testa di taglio, interventi di manutenzione sul sistema di nastri di smarino, indicando con altro il resto dei tempi morti caratterizzanti l'attività di scavo.

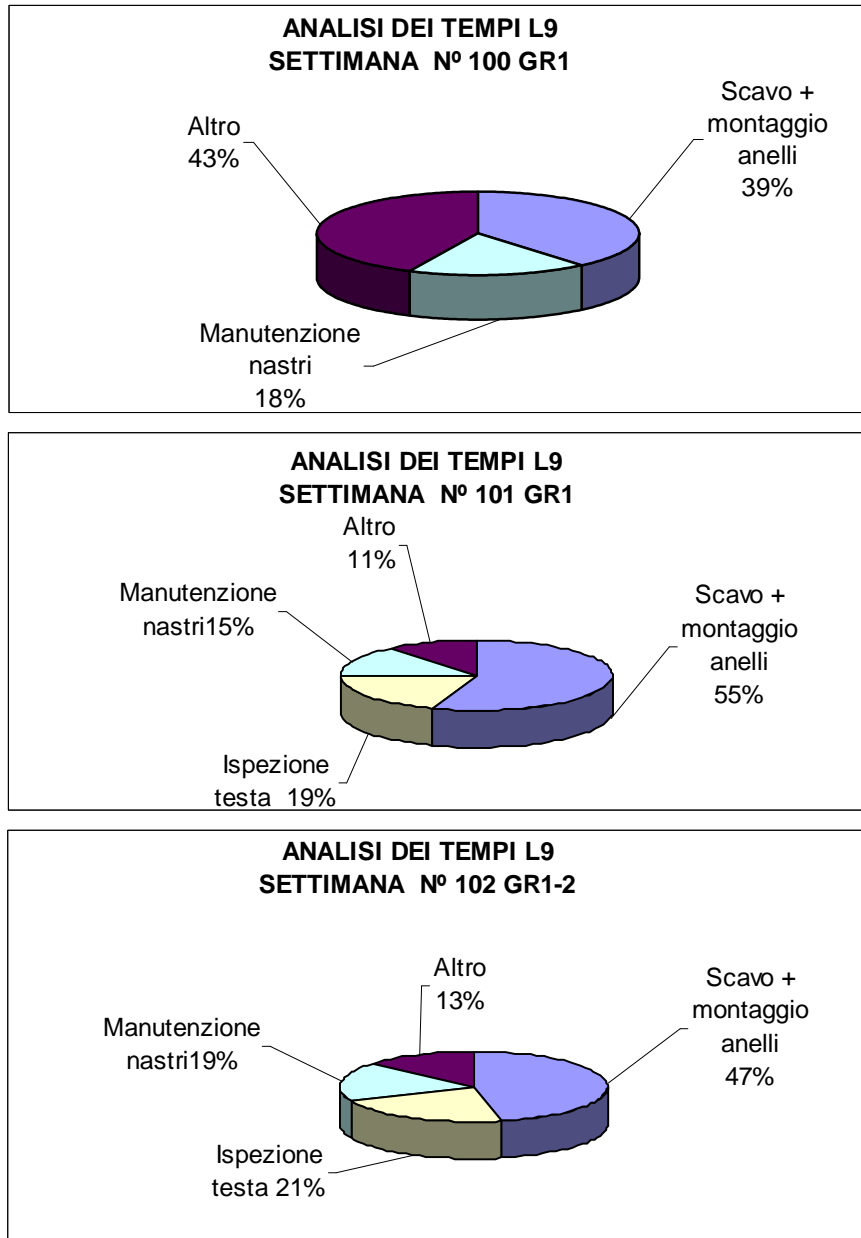


Figura 81 : Analisi tempistiche dell' attività di scavo (L9 metro)

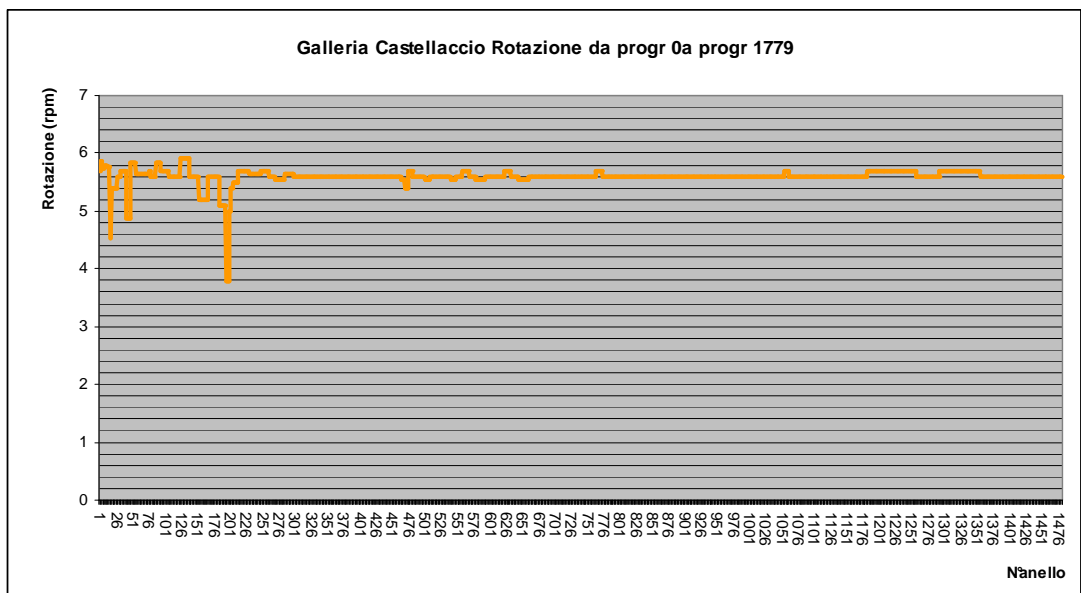
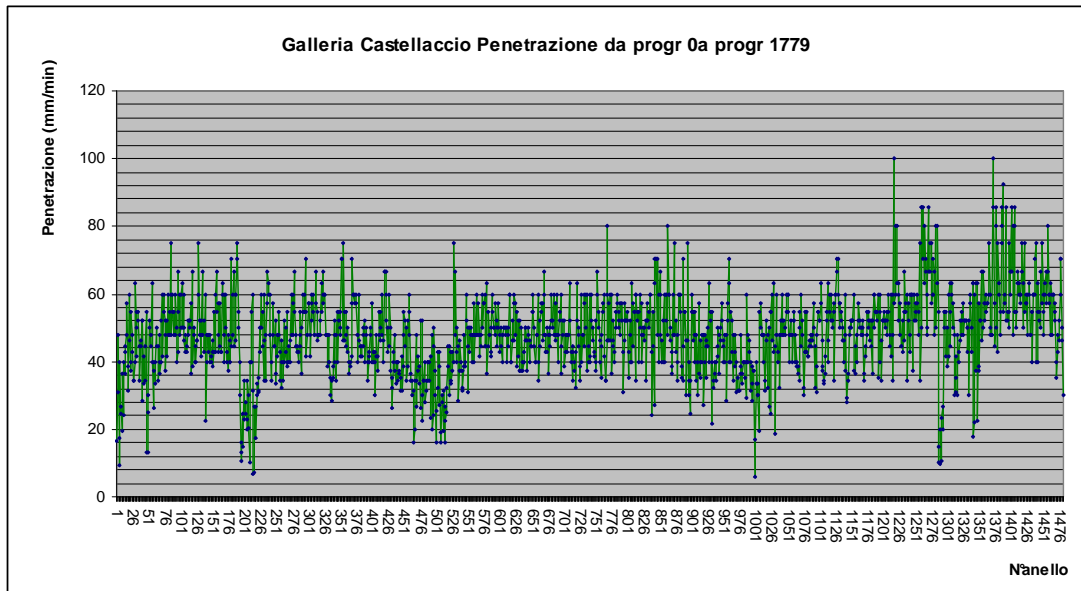
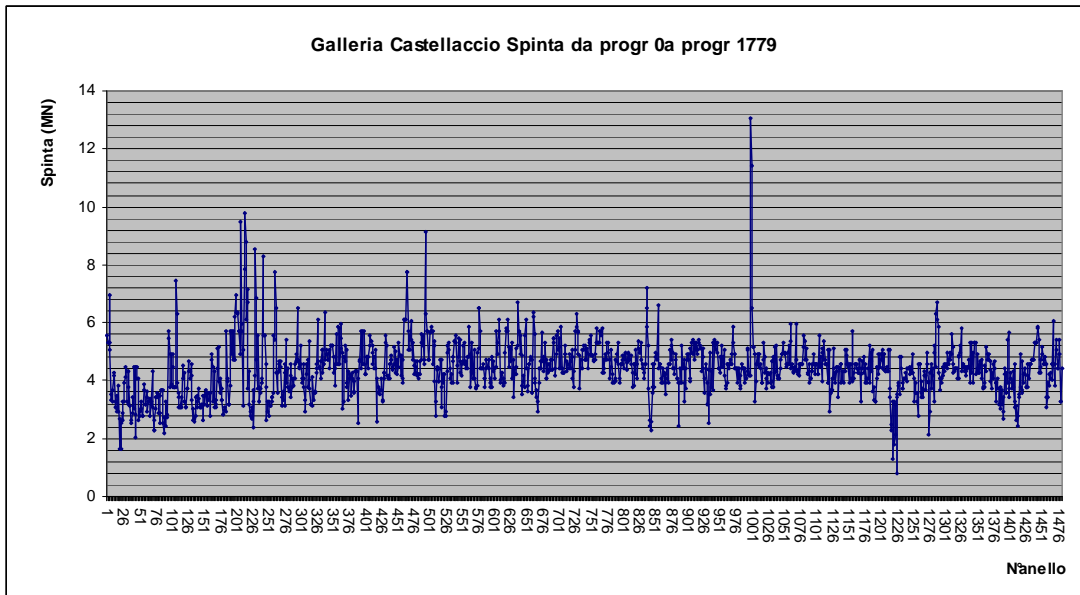
7.2 Produttività raggiunta con la TBM LOVAT Galleria Castellaccio da progressiva 0 a progressiva 1779.

Il processo di analisi implica, anche in questo caso una raccolta sistematica dei dati di scavo e di quelli geologico – tecnici attraverso la compilazione dei rapportini di scavo.

A partire dal Luglio 2005 sino al Giugno 2006 si sono potuti registrare i parametri caratterizzanti il funzionamento della TBM in modalità aperta quali:

1. Velocità di avanzamento [*mm/min*]
2. Velocità di rotazione della testa [*giri/min*]
3. Spinta [*kN*]
4. Durata ciclo scavo (*min*)
5. Unità geomeccanica

Di seguito si presentano gli andamenti della spinta , della penetrazione e della velocità di rotazione della testa di taglio della TBM, considerando per semplicità di analisi due unità geomeccanicamente omogenee, la G1 caratterizzata da marne arenarie con grado di alterazione sostanzialmente di tipo III/IV e la G2 con grado di alterazione di tipo IV/V, la cui alternanza è una costante durante lo scavo della galleria Castellaccio.



Oltre che registrare i parametri di funzionamento della TBM si sono registrati i tempi relativi ad ogni fase di lavoro, includendo anche i tempi spesi per manutenzioni e/o interventi di riparazione e sono stati valutati i consumi relativi agli utensili di taglio e ai lubrificanti utilizzati per il corretto funzionamento della TBM.

Di seguito si presenta il rapportino di sintesi di tutto lo scavo della galleria Castellaccio, in cui viene riepilogato l'andamento della produzione, le tempistiche e le incidenze relative ad ogni attività correlata allo scavo meccanizzato dell'ultima settimana di produzione e dall'inizio dello scavo da cui poi desumere il coefficiente di utilizzazione finale della TBM durante questo lavoro CU [%]. Si desume che:

- 32% rappresenta il CU della TBM
- 13% dell'attività totale è stato impiegato per far fronte a riparazioni sullo scudo di coda a causa di situazione idrogeologiche avverse
- 9% dell'attività totale è stato impiegato per attività di manutenzione straordinaria
- 10% attività di manutenzione testa di taglio

Si presenta poi una serie di istogrammi in cui si mette meglio in evidenza la produzione in anelli/giorno, anelli/settimana ed anelli/mese, a cui seguiranno dei grafici di consumo cutters e lubrificanti che rappresentano voci importanti ai fini del monitoraggio dell'attività di scavo.

Arezzo Galleria Castellaccio

Settimana N°50 (Dal 24/07/2006 al 27/07/2006)



**società italiana
per condotte d'acqua s.p.a.**

Fondata il 7 aprile 1889

Giorni di lavoro di questa settimana (3 turni da 8h)	4
Giorni totali effettivi di lavoro dal 18/07/2005	236
PK inizio settimana	2541,6
PK fine settimana	2595

Approvvigionamenti ed Investimenti Tecnici

	Anelli montati (n°)	Scavo galleria (m)	% Scavo eseguito in questa settimana	% Scavo accumulato dal Luglio 2005
Produzione settimanale	47	58,4	2,17	100,00
Produzione accumulata	2162	2594,4		
Lunghezza totale galleria	2162	2601,34		
Lunghezza mancante	0	0		
Produzione media settimanale	11,75	14,1		
Produzione media giornaliera dal 18/07/2005	9,16	10,99		

Geologia:

Fermate importanti

Intervento spessorazione zeppe cutters per esecuzione delle ultime 7 spinte.

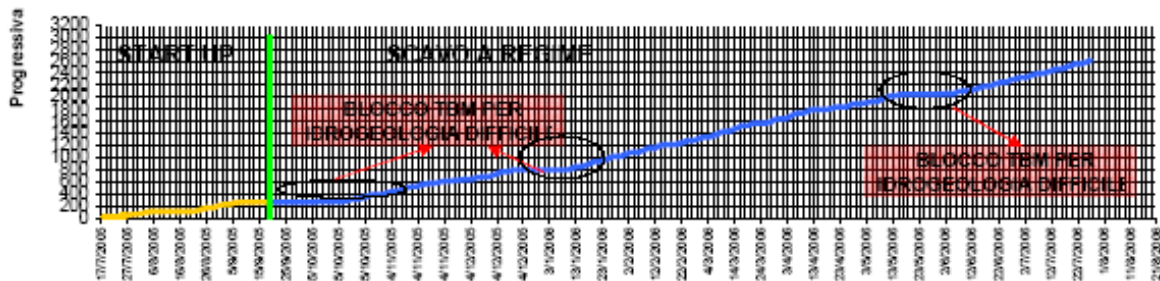
FORATURA DIAFRAMMA

Piano di lavoro Castellaccio Arezzo



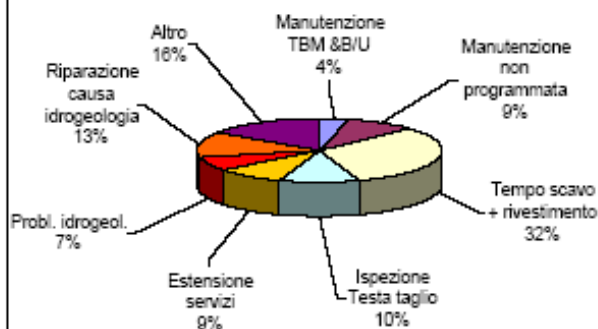
**società italiana
per condotte d'acqua s.p.a.**

Fondata il 7 aprile 1889

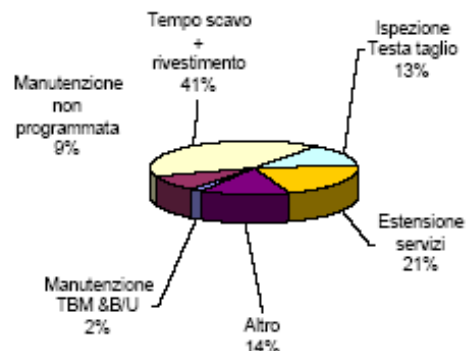


— Produzione reale a regime — Produzione reale Start Up — Limite Scavo in Start Up e Scavo a Regime

**Adduzione Val di Chiana
(Arezzo-Galleria Castellaccio)
Produzione dal 18/07/05 al 27/07/06**



**Adduzione Val di Chiana
Produzione dal 24/07/2006 al 27/07/2006**



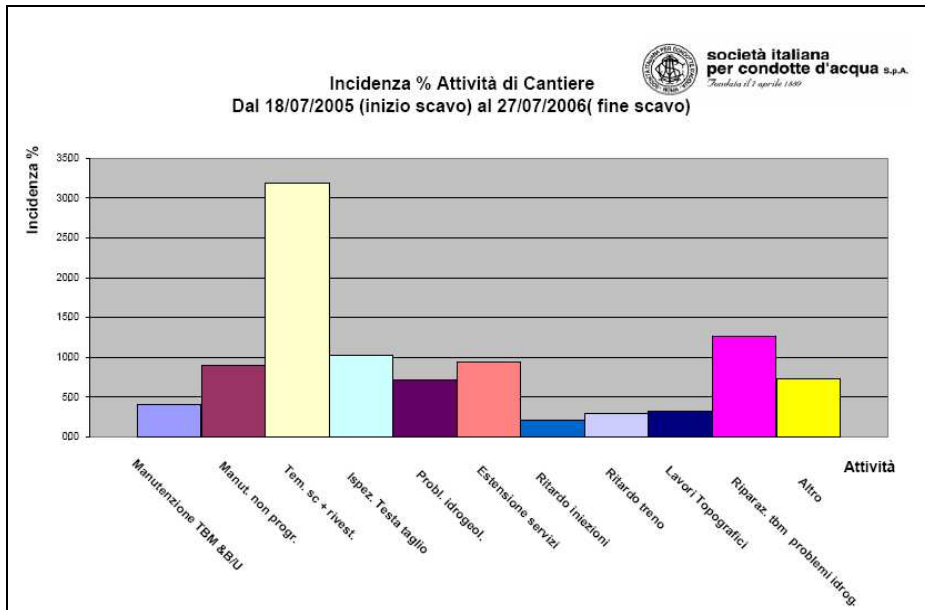


Figura 82 : Analisi tempistiche dell' attività di scavo(Castellaccio)

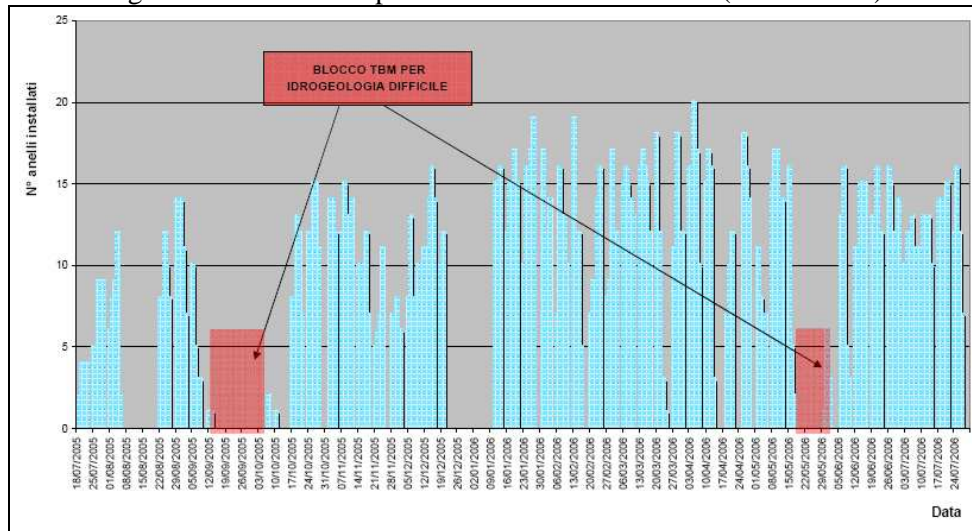


Tabella 43 Produzione giornaliera anelli/giorno (Castellaccio)

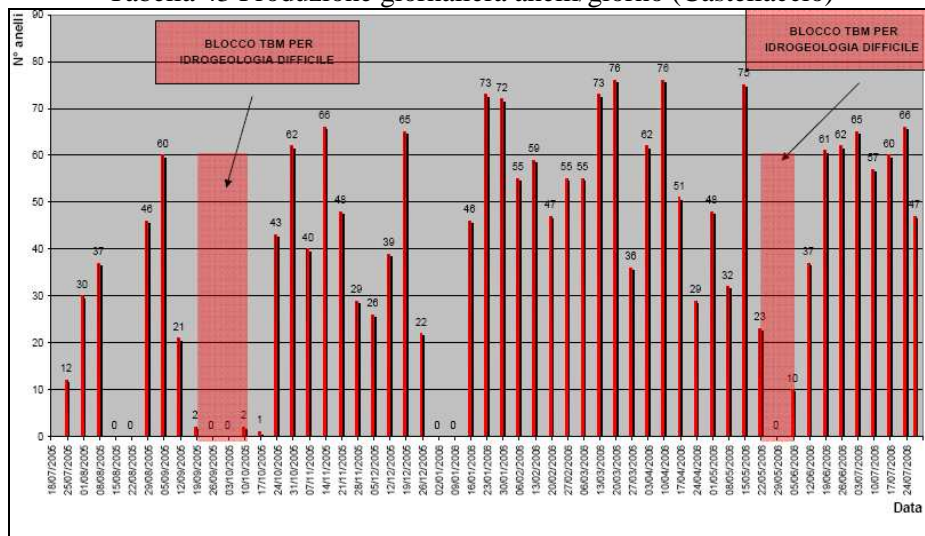


Tabella 44 Produzione settimanali anelli/settimana (Castellaccio)

Mediamente si sono raggiunte produzioni pari a circa 11,75 anelli /giorno che equivalgono a circa 14,1 m/giorno.

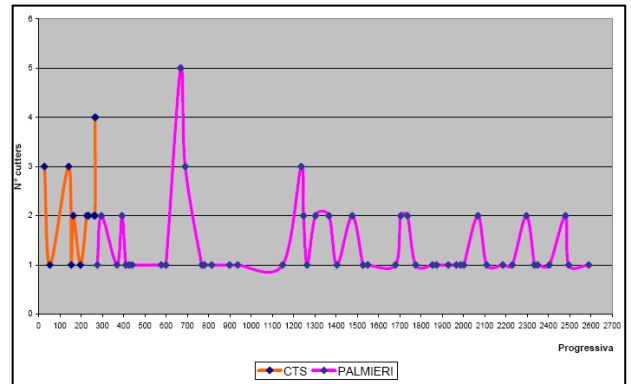
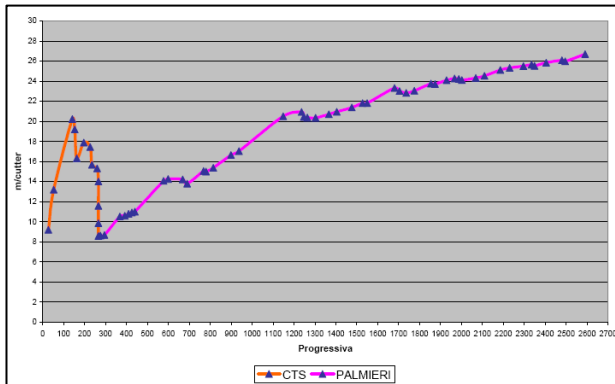
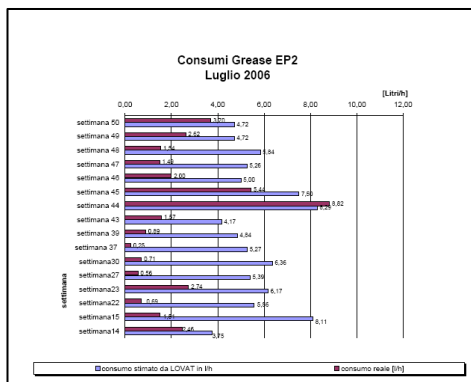
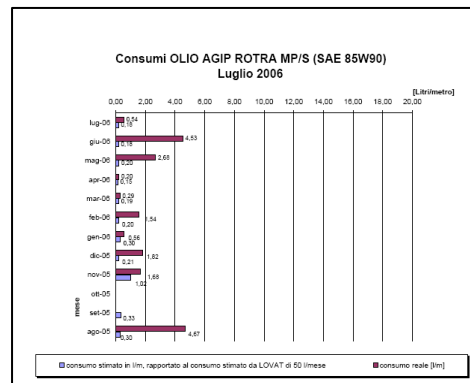
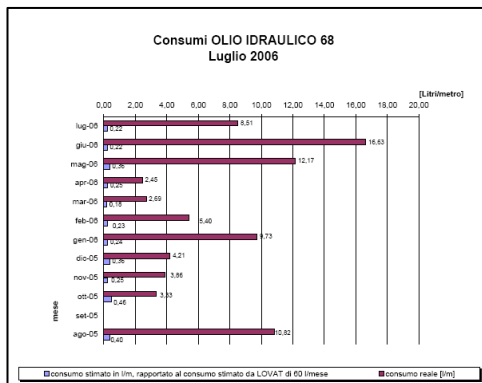


Figura 83 : Produttività degli utensili di taglio (Castellaccio)

Il grafico sopra a destra riportati tiene conto della produttività di degli utensili di taglio misurata in $[m/cutter]$, si noterà che a progressiva 200m si è verificata una sostituzione completa dei cutters tipo CTS a vantaggio dei cutters Palmieri che si sono rivelati maggiormente idonei allo scavo della Galleria Castellaccio.

Il grafico sopra a sinistra tiene invece conto del n° delle sostituzioni totali dei cutters in funzione della progressiva raggiunta.



I tre grafici qui raggruppati rappresentano i consumi degli oli idraulici tipo 68, 85W90 e del grasso tipo EP2

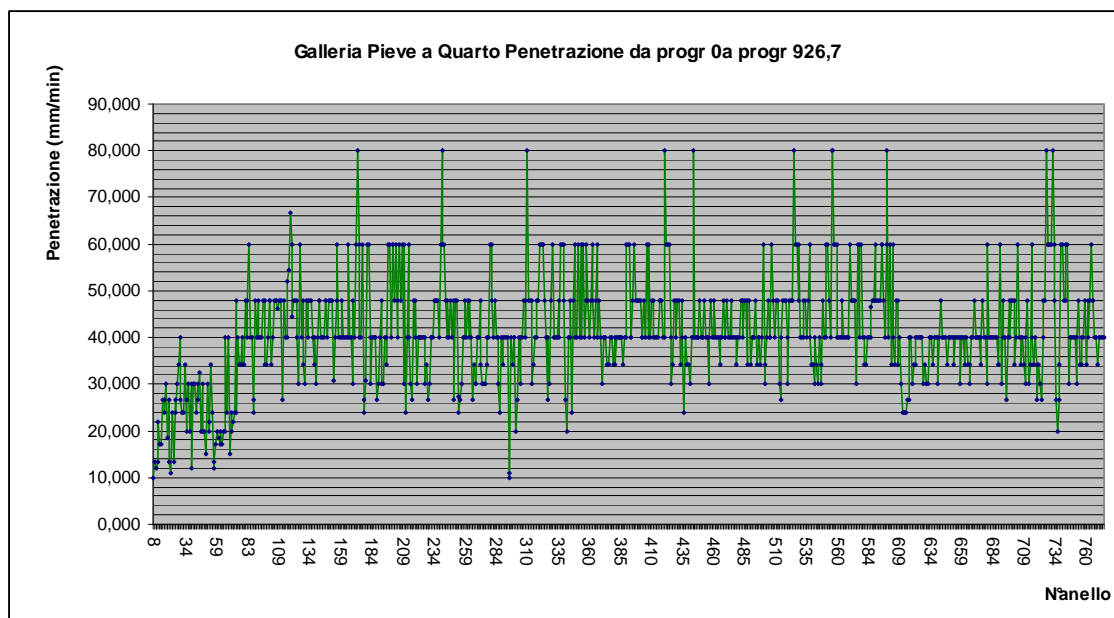
7.3. Produttività raggiunta con la TBM LOVAT Galleria Pieve a Quarto da progressiva 0 a progressiva 926,7.

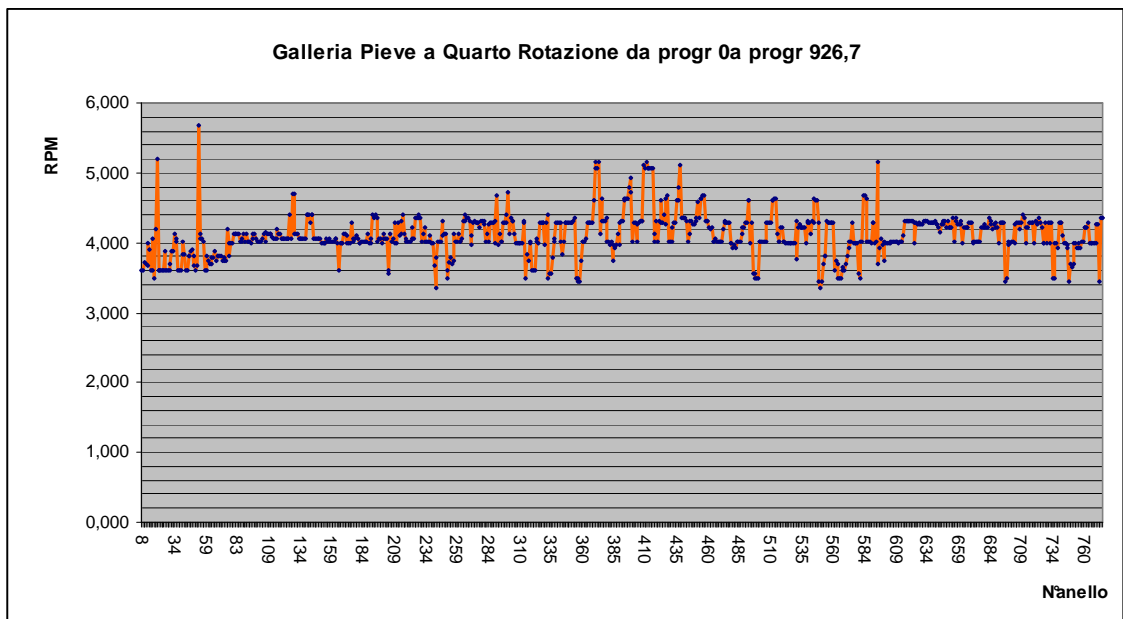
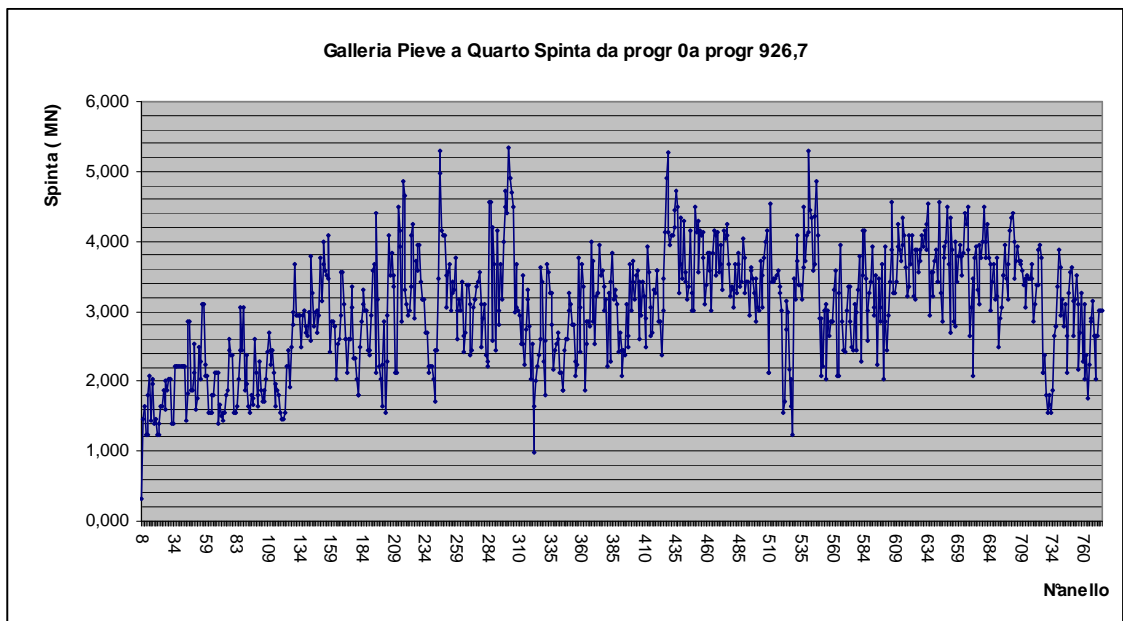
Il processo di analisi implica, anche in questo caso una raccolta sistematica dei dati di scavo e di quelli geologico – tecnici attraverso la compilazione dei rapporti di scavo; a partire dal Dicembre 2006 sino ad Aprile 2007 si sono potuti registrare i parametri caratterizzanti il funzionamento della TBM in modalità aperta quali:

1. Pressione pompe idrauliche azionamento testa [MPa]
2. Velocità di avanzamento [mm/min]
3. Velocità di rotazione della testa [giri/min]
4. Spinta [kN]
5. Durata ciclo scavo (min)
6. Unità geomeccanica

Come per la galleria Castellaccio anche in questocaso si sono redatti i seguenti report di prestazione TBM

Di seguito si presentano gli andamenti della spinta , della penetrazione e della velocità di rotazione della testa di taglio della TBM, considerando per semplicità di analisi due unità geomeccanicamente omogenee, la G1 caratterizzate da marne arenarie con grado di alterazione sostanzialmente di tipo IV e la G2 co grado di alterazione di tipo IV/V, la cui alternanza è una costante durante lo scavo della galleria Pieve a Quarto.





Oltre che registrare i parametri di funzionamento della TBM, si sono registrati, tramite le stesse schede di registrazione indicate per la galleria Castellaccio, i tempi relativi ad ogni fase di lavoro, includendo anche i tempi spesi per manutenzioni e/o interventi di riparazione e sono stati valutati i consumi relativi agli utensili di taglio e ai lubrificanti utilizzati per il corretto funzionamento della TBM.

Di seguito si presenta il rapportino di sintesi di tutto lo scavo della galleria Pieve a Quarto, in cui viene riepilogato l'andamento della produzione, indicate, tramite dei grafici a torta, le tempistiche e le incidenze relative ad ogni attività correlata allo scavo meccanizzato dell'ultima settimana di produzione e dall'inizio dello scavo da cui poi desumere il coefficiente di utilizzazione finale della TBM durante questo lavoro CU [%]. Si desume che il

- 41 % rappresenta il CU della TBM
- 13% dell'attività totale è stato impiegato per una corretta manutenzione ordinaria della TBM
- 10% dell'attività totale è stato impiegato per attività di manutenzione straordinaria
- 7% attività di manutenzione testa di taglio

Si presenta poi una serie di istogrammi in cui si mette meglio in evidenza la produzione in anelli/giorno, anelli/settimana a cui seguiranno dei grafici di consumo cutters e lubrificanti che rappresentano voci importanti ai fini del monitoraggio dell'economia dello scavo.

Arezzo Galleria Pieve a Quarto

Settimana N°17 (Dal 16/04/2007 al 17/04/2007)



**società italiana
per condotte d'acqua S.p.A.**
Fondata il 2 aprile 1889

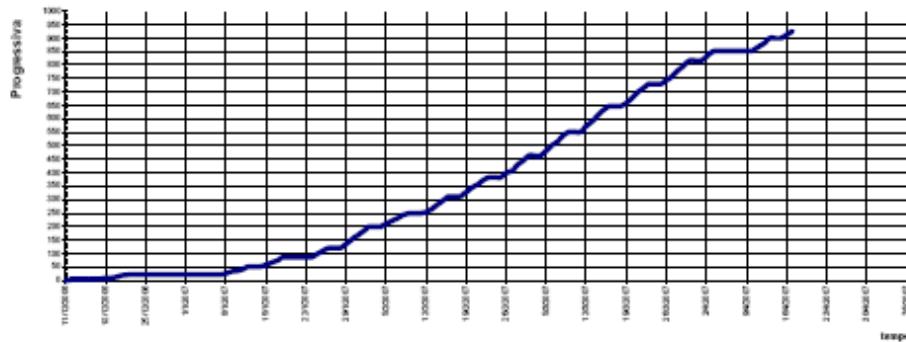
Approvvigionamenti ed Investimenti Tecnici

Giorni di lavoro di questa settimana (3 turni da 8h)	2
Giorni totali effettivi di lavoro dal 11/12/2006	79
PK inizio settimana	898,8
PK fine settimana	927,77

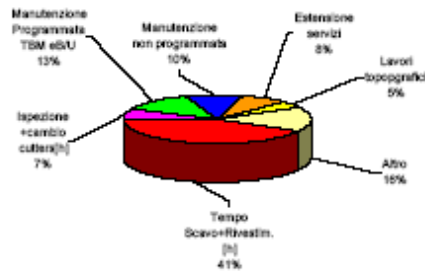
	Anelli montati (n°)	Scavo galleria (m)	% Scavo eseguito in questa settimana	% Scavo accumulato dal Dicembre 2006
Produzione settimanale	23	27,6	2,98	100,00
Produzione accumulata	773	927,6		
Lunghezza totale galleria	773	927,6		
Lunghezza mancante	0	0		
Produzione media settimanale	11,50	13,8		
Produzione media giornaliera dal 11/12/2006	9,78	11,74		

Geologia:	
Fermate importanti:	

Piano di lavoro Pieve a Quarto Arezzo FORATURA



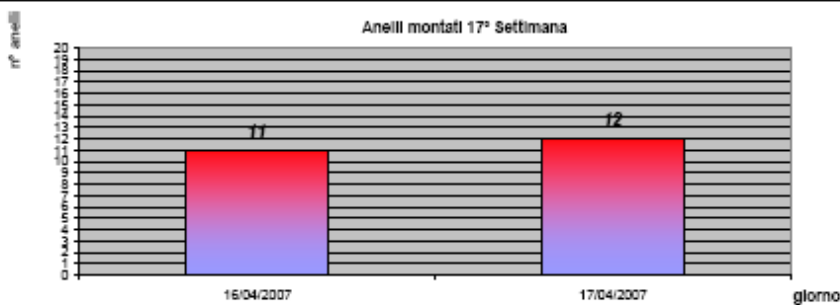
Adduzione Val di Chiana (Arezzo-Galleria Pieve a Quarto) Produzione dal 11/12/06 al 17/04/2007



Adduzione Val di Chiana Galleria Pieve a Quarto Produzione dal 16/04/2007 al 17/04/2007



Anelli montati 17ª Settimana



Redazione : L.Sorgia

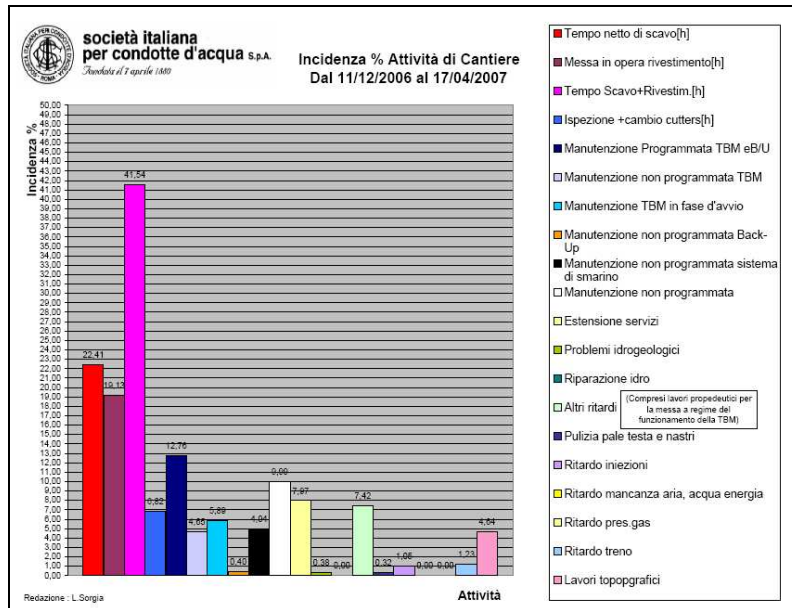


Figura 84 : Analisi tempistiche dell' attività di scavo (Pieve a Quarto)

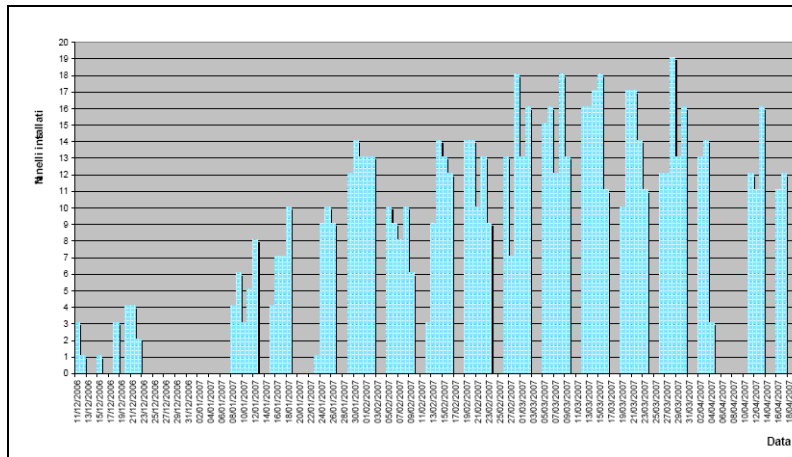


Tabella 45 Produzione giornaliera anelli/giorno (Pieve a Quarto)

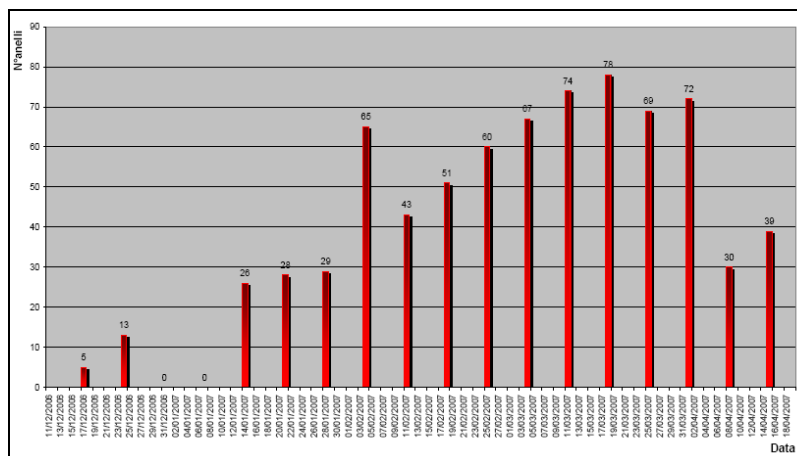


Tabella 46 Produzione settimanali anelli/settimana (Pieve a Quarto)

Mediamente si sono raggiunte produzioni pari a circa 11,6 anelli /giorno che equivalgono a circa 13,8 m/giorno.

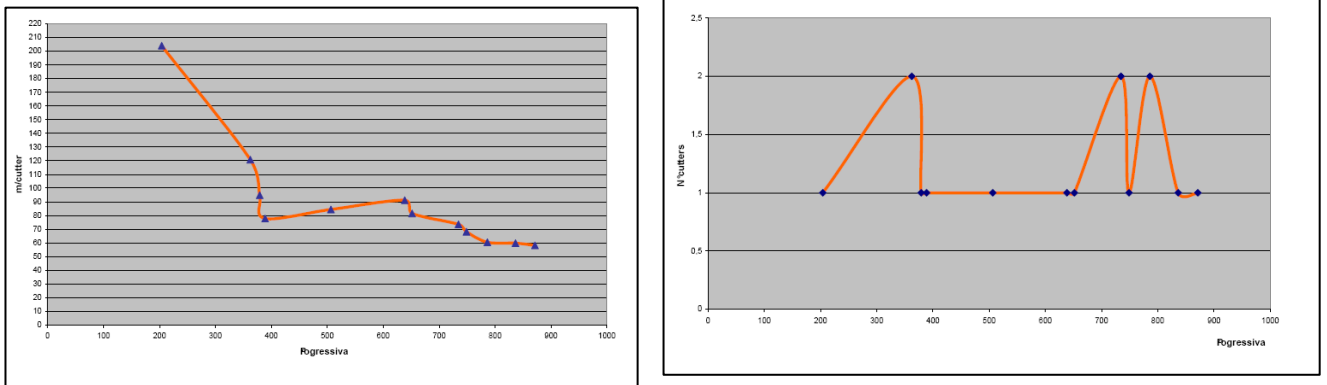
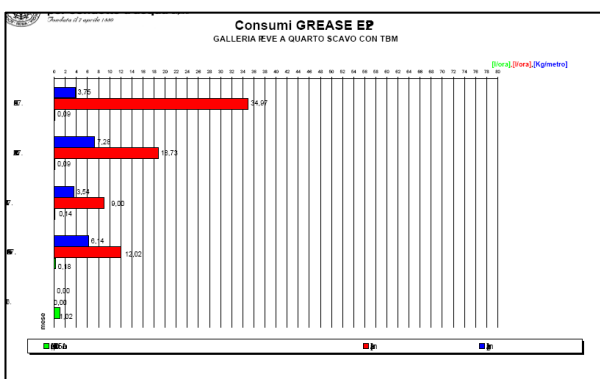
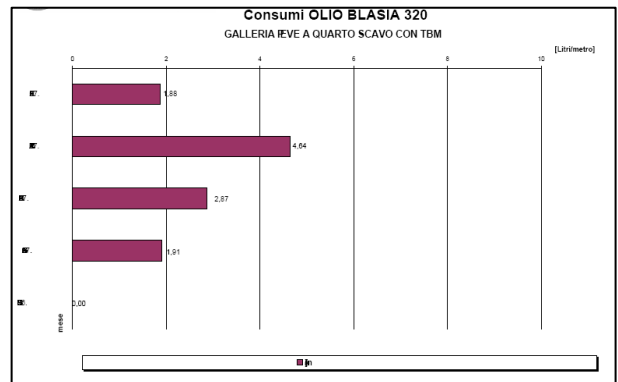
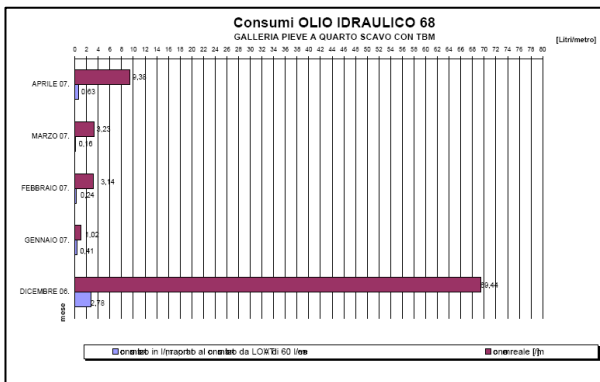


Figura 84 : Produttività degli utensili di taglio (Pieve)

Il grafico sopra a destra riportato tiene conto della produttività di degli utensili di taglio misurata in [m/cutter].



Il grafico sopra a sinistra tiene invece conto del n° delle sostituzioni totali dei cutters in funzione della progressiva raggiunta. I tre grafici qui raggruppati rappresentano i consumi degli oli idraulici

tipo 68, 320 e del grasso tipo EP2

PARTE 8: ANALISI DELLE PRESTAZIONI DELLE TBM

L'obiettivo principale dell'analisi descrittiva ed esplorativa è quello di ottenere indicazioni sulle tendenze principali della TBM NFM WIRTH durante lo scavo della Linea L9 e della TBM Lovat durante la realizzazione della galleria Castellaccio e Pieve a Quarto.

E' da premettere che tutti i dati, oggetto della seguente analisi, rappresentano la TBM in fase di avanzamento.

L'analisi statistica è incentrata sul comportamento "globale" della TBM durante il suo funzionamento.

L'analisi del comportamento "istantaneo" verrà trattato nella parte con la definizione di un modello probabilistico.

Dopo brevi richiami su alcuni concetti statistici utilizzati nell'analisi descrittiva, si mostreranno i risultati di tale analisi.

Correlazione

Date due variabili quantitative X, Y , la loro associazione lineare è misurata dall'indice di correlazione ρ_{xy} $[-1;1]$.

La non correlazione non implica indipendenza, mentre la correlazione, di per se, non implica una relazione causale tra X e Y .

Il coefficiente di correlazione lineare ρ_{xy} è un indice di adattamento dei punti ad una retta e misura l'intensità dell'associazione lineare tra due variabili.

E' positivo quando le due variabili aumentano insieme, negativo quando all'aumento dell'una corrisponde una diminuzione dell'altra.

Vale 1 o -1 quando i punti coincidono perfettamente con la retta, vale 0 quando si forma una nuvola di punti omogenea o circolare, in questo caso non esiste nessuna associazione di tipo lineare tra le due variabili.

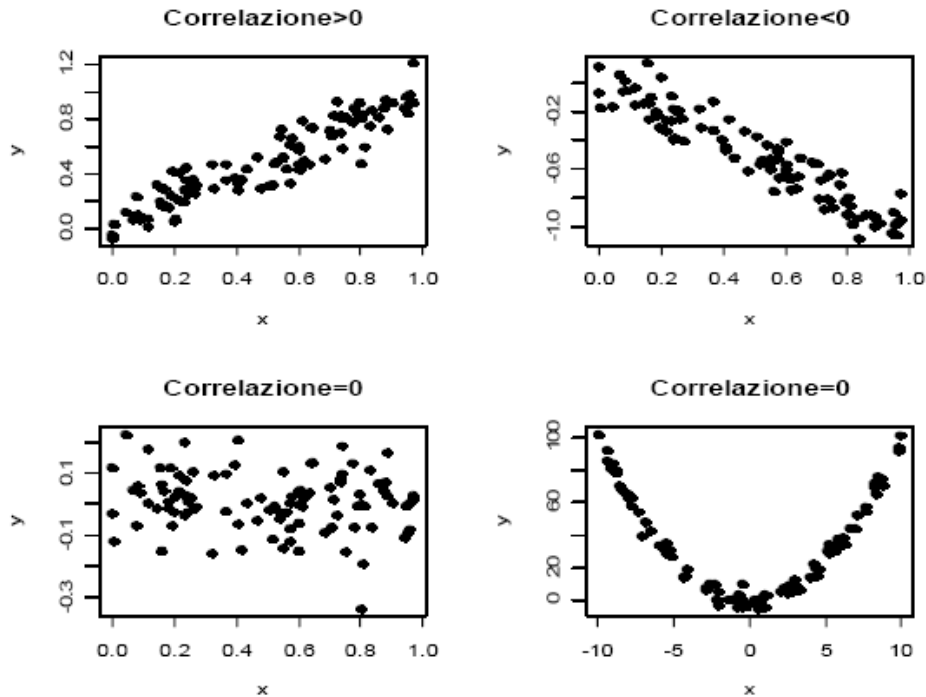


Figura a : Esempi di correlazione positiva, negativa e nulla

Quantili

I quantili sono i valori che dividono un insieme di dati ordinato in un prefinito numero di parti. Si definisce quantile x_p :

$$x_p : \Pr(X \leq x_p) = p$$

Se $p = 0.5$ allora x_p è la mediana della distribuzione e rappresenta quel valore che divide l'intero campione in due parti in ognuna delle quali ricade la metà delle osservazioni.

Altri valori comunemente utilizzati per dividere insiemi di dati sono i quartili ($Q1, Q2, Q3$) divisione in quattro parti.

BoxPlot

I Box Plot forniscono una rappresentazione sintetica della distribuzione di probabilità. Sono costituiti da un rettangolo con un segmento centrale che indica la mediana della distribuzione.

I lati del rettangolo paralleli alla mediana indicano il primo e il terzo quartile, corrispondenti rispettivamente al 25% e al 75% della probabilità. Rettangoli più piccoli indicano distribuzioni più concentrate.

Se la mediana si trova esattamente al centro tra il primo e il terzo quartile, la distribuzione è simmetrica, se è più vicina al primo quartile c'è una asimmetria positiva, se più vicina al terzo quartile l'asimmetria è negativa.

I segmenti estremi indicano i valori massimi e minimi della distribuzione

La distanza tra il terzo ed il primo quartile, distanza interquartilica, è una misura della dispersione della distribuzione. Il 50% delle osservazioni si trovano comprese tra questi due valori. Se l'intervallo interquartilico è piccolo, tale metà delle osservazioni si trova fortemente concentrata intorno alla mediana; all'aumentare della distanza interquartilica aumenta la dispersione del 50% delle osservazioni centrali intorno alla mediana.

Le linee che si allungano dai bordi della scatola (baffi) individuano gli intervalli in cui sono posizionati i valori rispettivamente minori di Q1 e maggiori di Q3; i punti estremi dei "baffi" evidenziano i valori adiacenti.

I valori esterni ai valori adiacenti costituiscono una "anomalia" rispetto alla maggior parte dei valori osservati e pertanto è necessario identificarli per poterne analizzare le caratteristiche e le eventuali cause che li hanno determinati. Essi forniscono informazioni ulteriori sulla dispersione e sulla forma della distribuzione [a1].

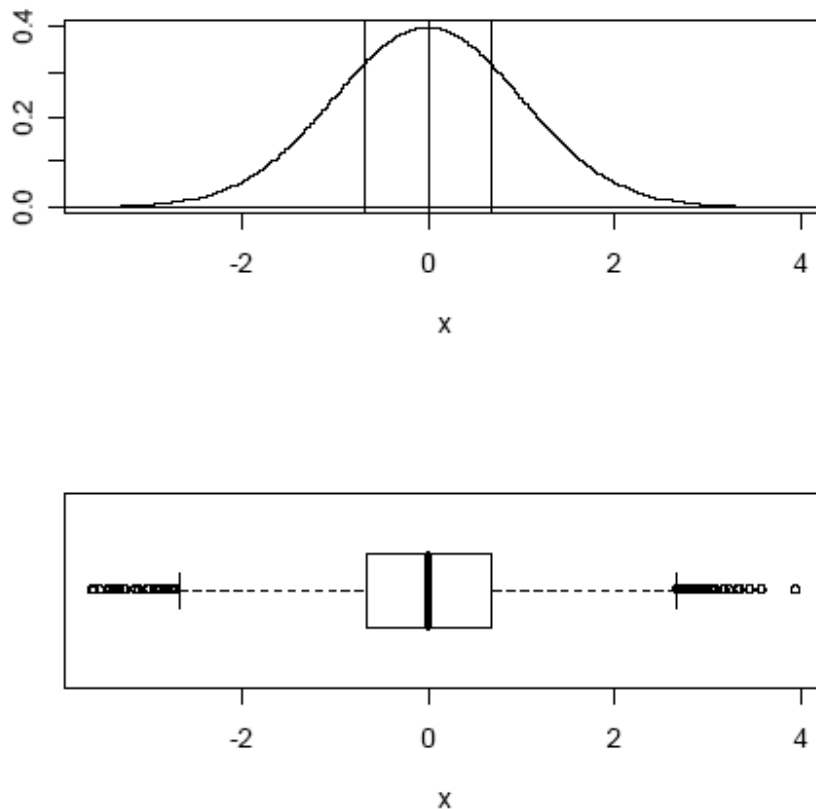


Figura b :Rappresentazione della distribuzione (in alto) mediante box plot (in basso)

8.1. Analisi statistica dei dati - L9 Metropolitana di Barcellona

L'unità statistica considerata è lo stato della TBM all'istante n [min]:

$$X_n = f(Y_n, V_n, C_n, S_n, g_n, OP_n)$$

dove per circa 16000 stati di funzionamento della TBM si conoscono:

Y_n : velocità di avanzamento [mm/min] (rango: 0-113);

V_n : velocità di rotazione della testa in [giri/min] (rango: 0 – 3,6);

C_n : coppia sulla testa [kN x m] (rango: 0 – 18194);

S_n : spinta della testa sul fronte [kN] (rango: 10000 - 37900);

OP_n : Operatore (squadra) operante al tempo n (A,B,C);

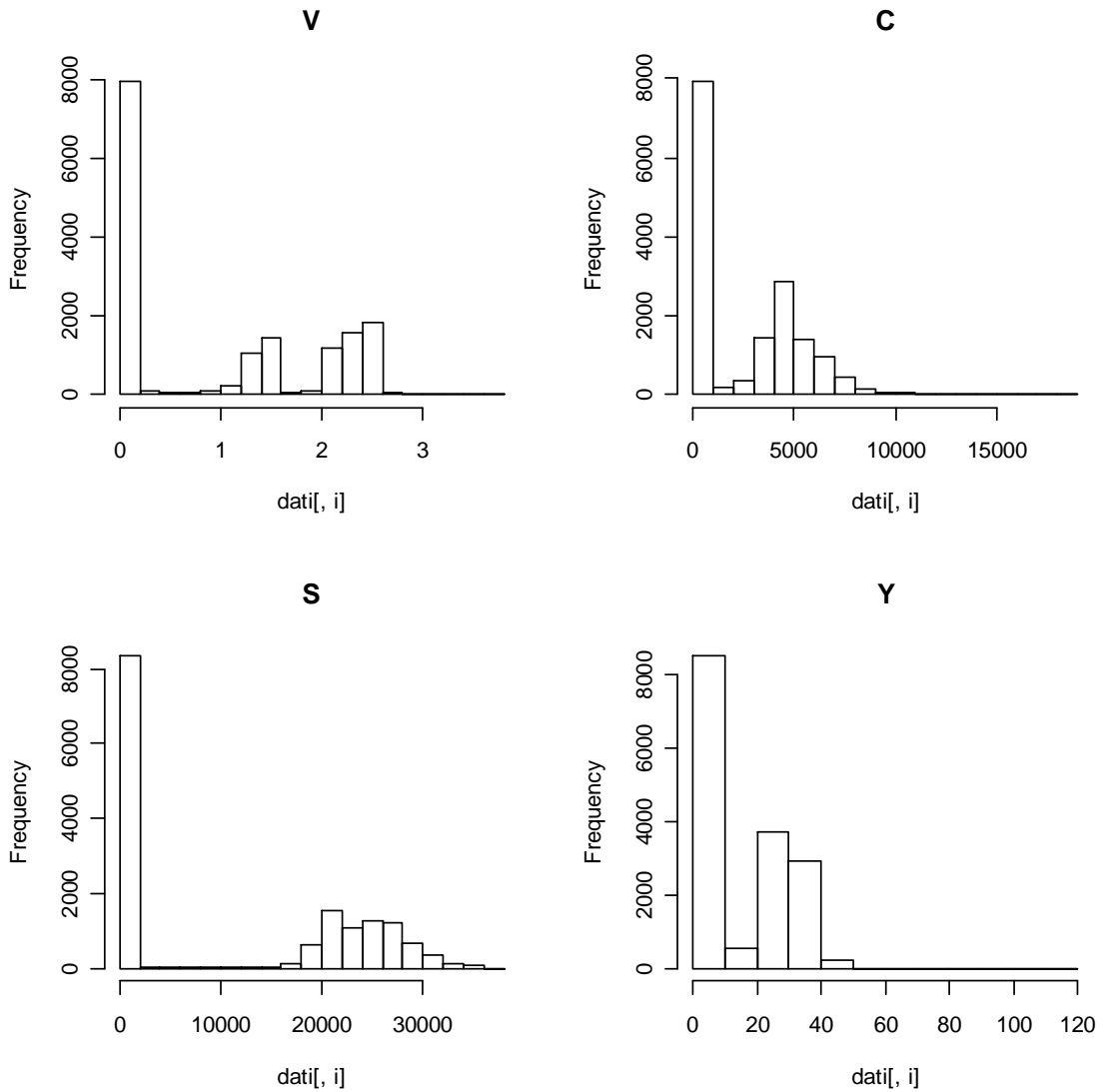
g_n : Zona geologica all'istante n (1,2).

Suddividendo i dati relativi a ciascuna variabile osservata in un numero opportuno di classi, si possono costruire i diagrammi a barre della distribuzione di frequenza di (V, C, S, Y).

In figura c si notano due regimi:

1. la macchina è ferma (prima barra dell'istogramma)
2. la macchina è in moto (tutte le altre barre dell'istogramma)

Il presente studio prende in considerazione il secondo regime.



Figurac: Distribuzione di frequenza

I grafici in figura d, rappresentano le serie storiche dei parametri considerati. Per la velocità di rotazione si notano dei valori più alti nella geologia 1 rispetto alla geologia 2, individuate rispettivamente dal colore nero e rosso. Andamento opposto si riscontra nelle due geologie per i parametri relativi alla coppia e alla spinta, con velocità di avanzamento più alte nella geologia 1 rispetto alla geologia 2, malgrado si riscontri un'elevata variabilità.

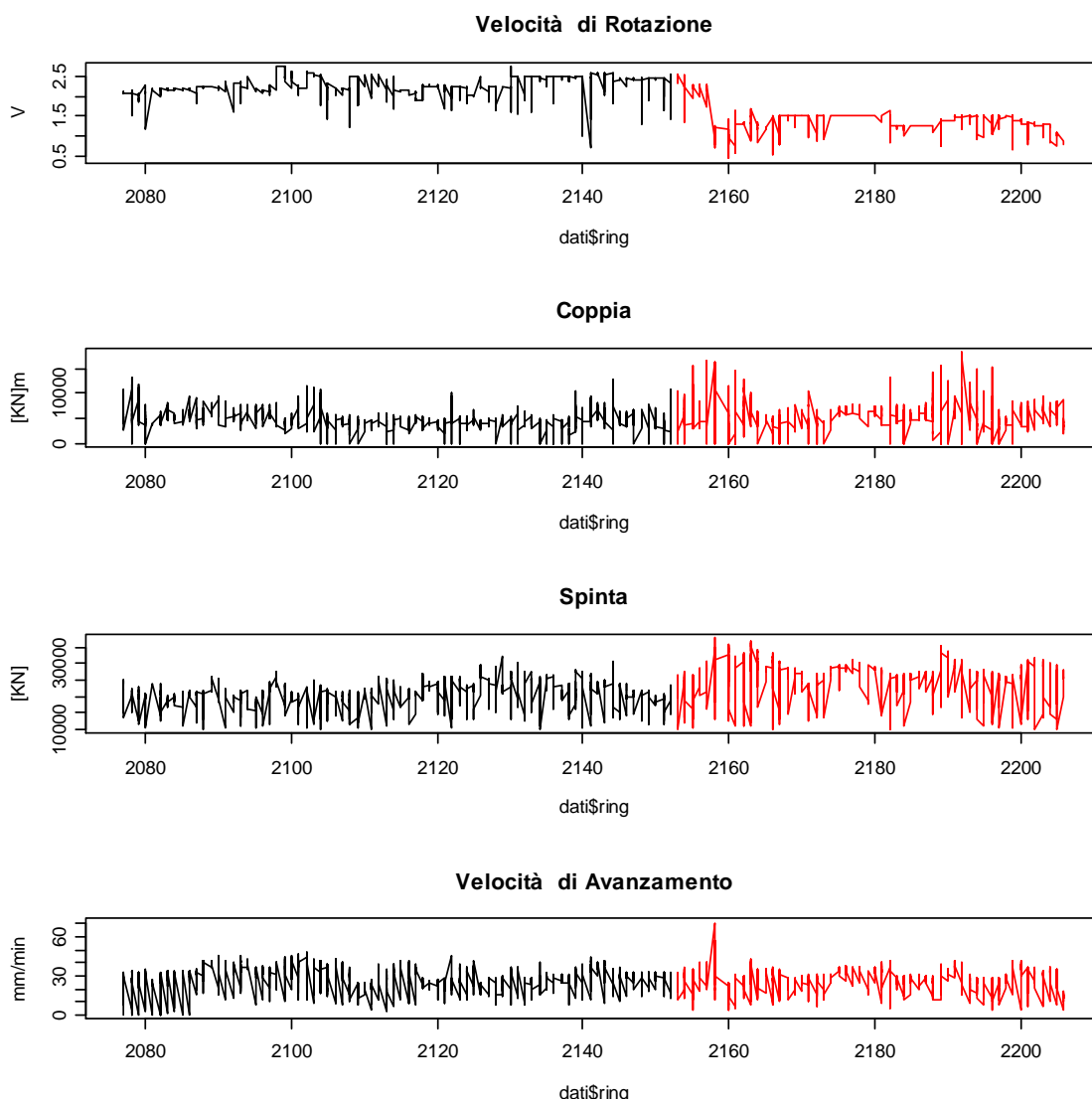


Figura d : Serie storiche

Per utilizzare sintesi dei dati basate su medie, occorre ricordare che queste sono rappresentative della media della popolazione quanto più i valori utilizzati per calcolare le medie sono indipendenti e quanto più è elevato il loro numero (numerosità campionaria). Per i nostri dati, abbiamo una elevata dipendenza, ma anche un'elevata numerosità campionaria. I grafici in figura e, riportano nell'asse delle ascisse un intervallo di tempo L , pari a 700 min, ed in ordinate la correlazione tra la variabile di stato al tempo t e la stessa al tempo $t-L$ (autocorrelazione) con $L > 1$. L'intervallo di tempo considerato, tra 1 e 700 min mostra che l'autocorrelazione diminuisce molto lentamente con il tempo nei primi 50 min. Se invece si considerano valori di L sufficientemente elevati, le medie possono considerarsi rappresentative delle medie della popolazione. L'indicazione finale è che per effettuare analisi sul breve termine (intervalli inferiore ai 2 minuti), occorrono metodologie di analisi

più raffinate rispetto a quelle classiche dell'analisi descrittiva, in quanto le osservazioni nel breve termine sono più correlate rispetto a quelle nel lungo termine. Il resto di questa analisi è incentrato invece sul comportamento globale della fresa durante tutto il periodo di scavo. L'analisi del comportamento "istantaneo" è compito del modello probabilistico suggerito nella parte successiva.

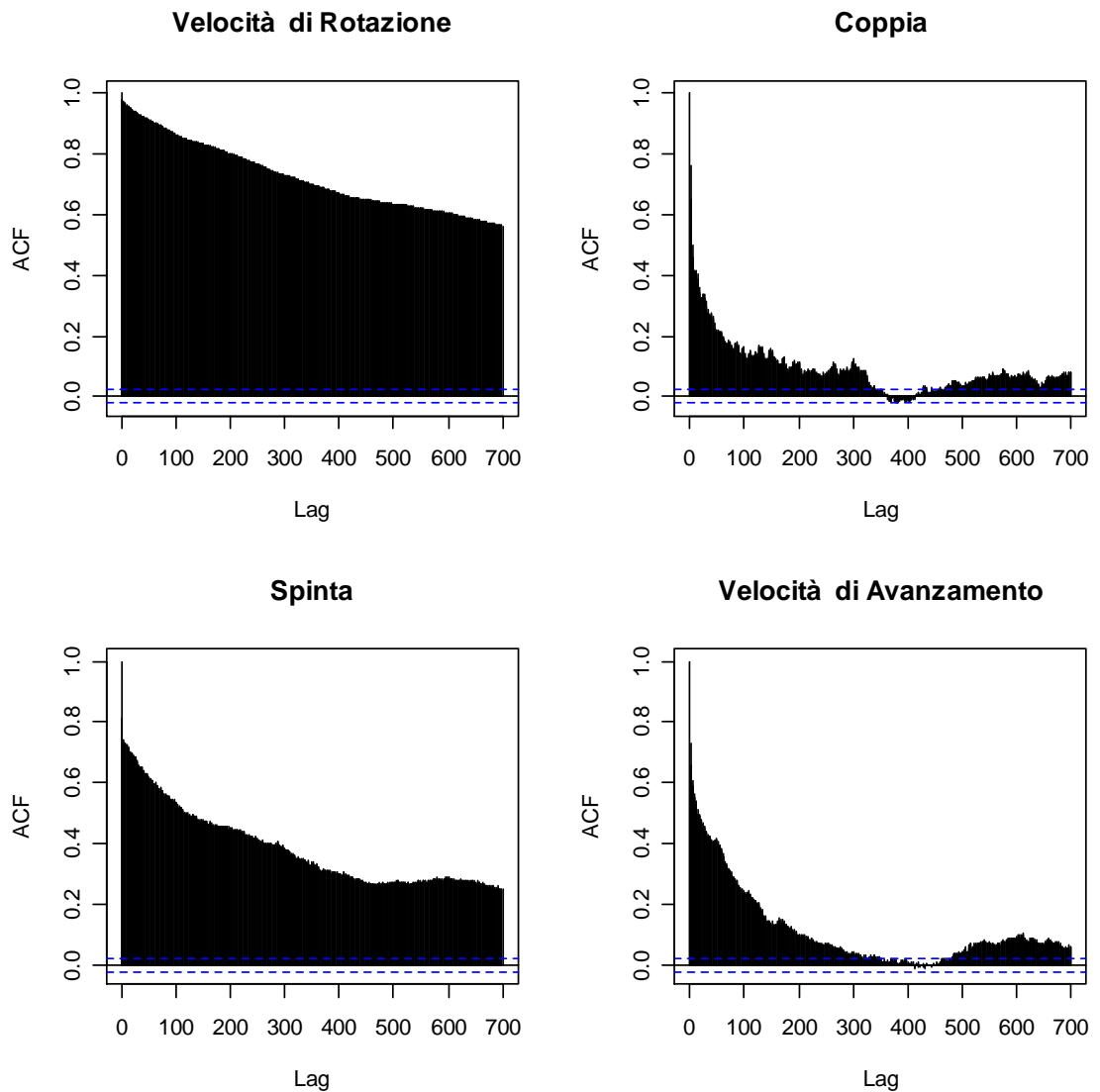


Figura e: Grafici delle autocorrelazioni

Fatta questa considerazione si sono costruiti i BoxPlot dei quattro parametri facendo una distinzione per geologia .

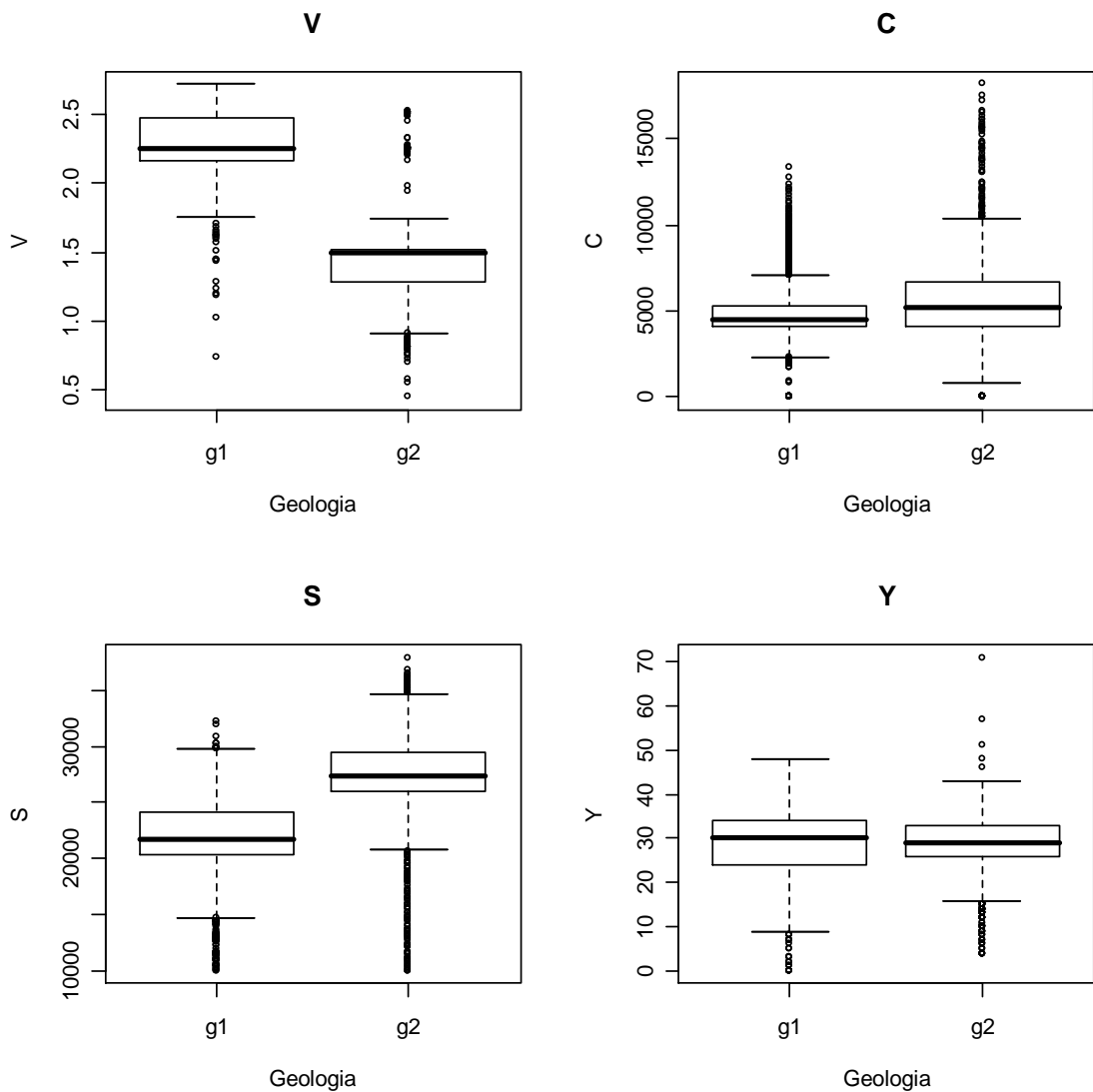


Figura f: Box plot rispetto alla geologia

Dall' esame dei box plot si evince che gli operatori hanno tendenzialmente operato con velocità di rotazione V della testa maggiori nella geologia 1 rispetto alla geologia 2. Nel caso della geologia 1 si è riscontrata una asimmetria positiva con la mediana della distribuzione prossima al primo quartile (2,2 rpm) a differenza della geologia 2 che mostra una caratteristica asimmetria negativa con la mediana che coincide con il terzo quartile (1,5 rpm). Questa differenza evidenzia due regimi di funzionamento: nella geologia 1 le velocità di rotazione utilizzate sono prossime ad un minimo inviolabile per poter avanzare,

mentre nella geologia 2 la velocità di rotazione è stata utilizzata fino ad un massimo consentito dalla macchina.

Nel caso della coppia C si sono riscontrati dei valori pressoché analoghi in entrambe le geologie con una distribuzione più concentrata nella geologia 1 rispetto alla geologia 2. Nella geologia 1 primo e terzo quartile si avvicinano tantissimo alla mediana il cui valore si attesta intorno a 5000kNm con code di valori anomali presenti verso il 50% delle coppie più alte. Maggior variabilità si osserva nella geologia 2 in cui si registrano tendenzialmente dei valori più alti, anche se di poco, con la presenza anche in questo caso di valori anomali nella coda delle velocità più alte.

Il parametro spinta S si caratterizza per valori più alti nella geologia 2, con la mediana che si attesta a 26000kN, nella geologia 1 tale valore è intorno ai 22000kN.

Ciò che si evince dai box plot della penetrazione Y , è una distribuzione simile nelle due geologie con una mediana intorno ai 30 mm/min, anche se è chiara una maggior concentrazione della distribuzione nei confronti di questo valore soprattutto nella geologia 2.

Per valutare se il comportamento della TBM è influenzato oltre che dalla geologia anche dall'operatore, si è dovuta verificare l'omogeneità di presenza dei tre operatori nelle due geologie. Il grafico in figura g mostra che gli operatori sono stati ugualmente presenti, con una leggera prevalenza nella geologia 1 dell'operatore A rispetto agli operatori B e C.

L'altezza dei rettangoli è proporzionale alla presenza dell'operatore nella geologia di riferimento.

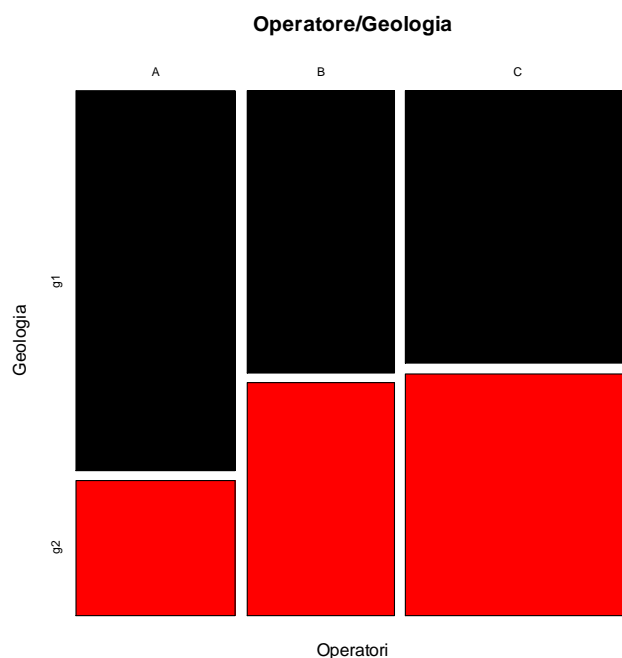


Figura g: Presenza dei tre operatori nelle due geologie

Si sono costruiti successivamente i BoxPlot facendo una distinzione per operatore figura h.

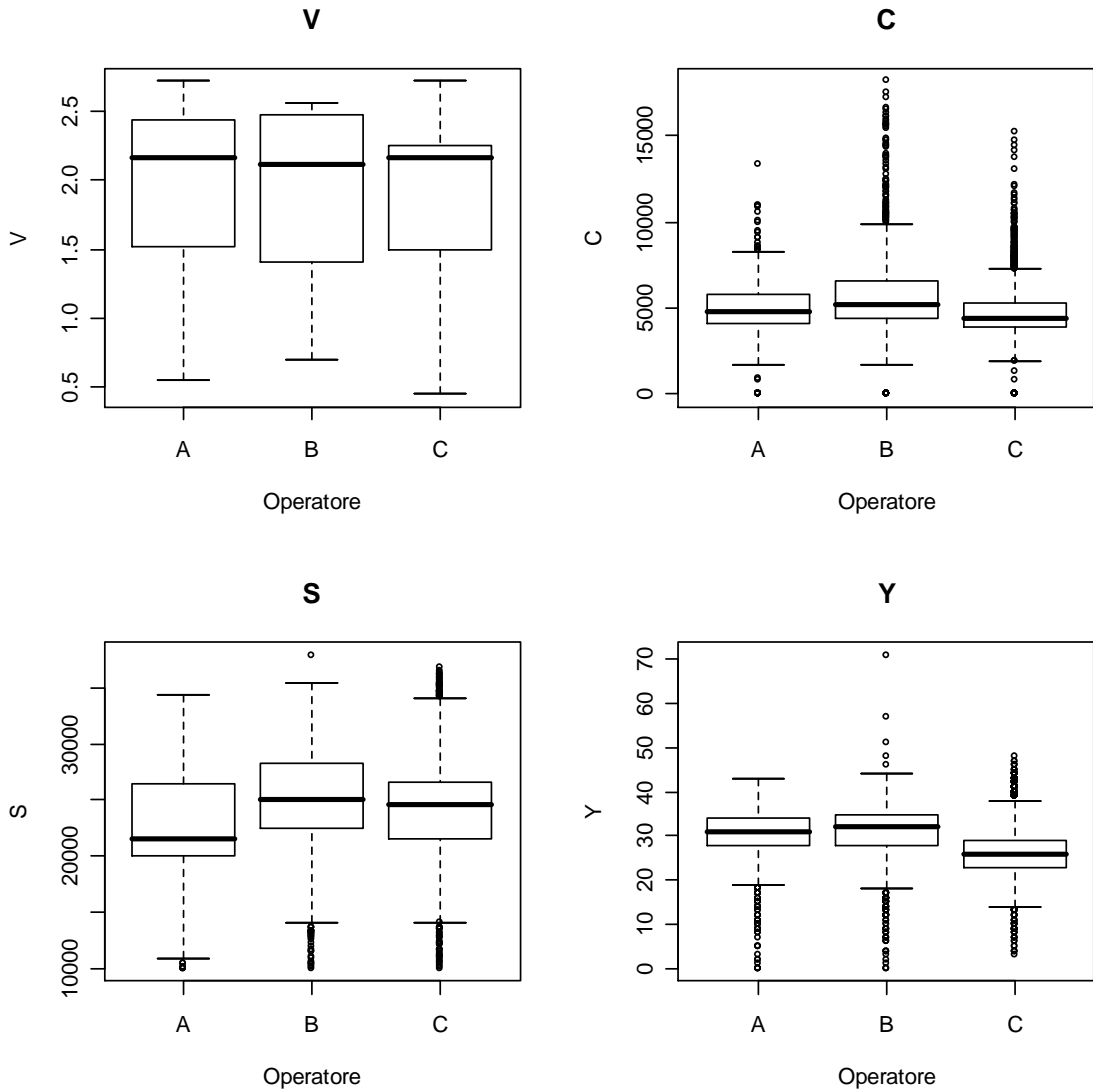


Figura h: Box plot rispetto all'operatore

Non si notano significative differenze tra le variabili quindi, considerando i dati complessivamente, sembrerebbe che il comportamento della macchina non sia influenzato dall'operatore. Tuttavia questa prima analisi non distingue il comportamento degli operatori condizionatamente alla geologia come mostrato nella serie di box-plot di figura i.

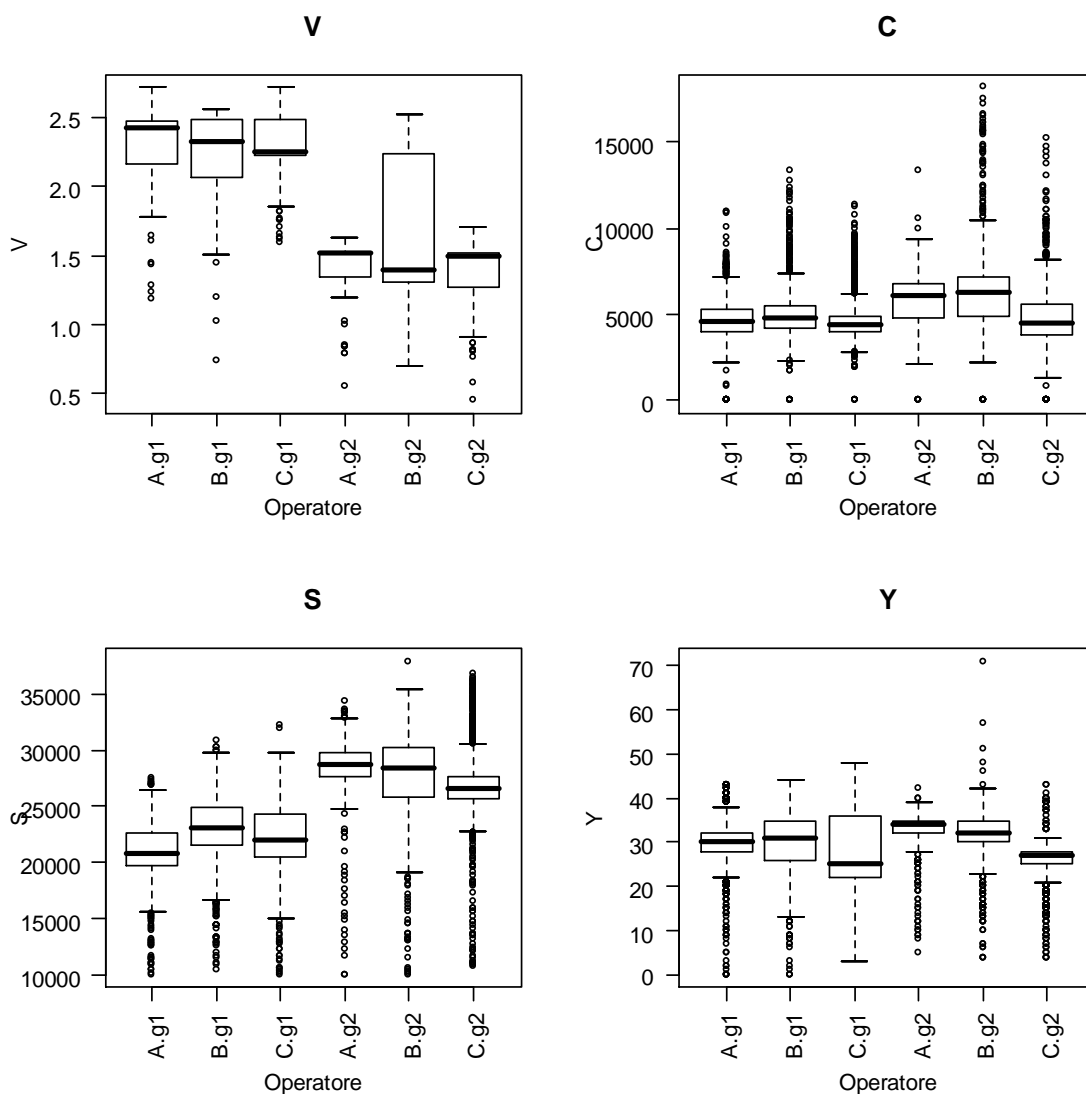


Figura i: Box plot rispetto alla geologia e all'operatore in simultanea.

Si conferma quanto detto a proposito della figura f.

Nella geologia 2, la velocità di rotazione V applicata dagli operatori A e C si caratterizza per una distribuzione ad asimmetria negativa a differenza dell'operatore B in cui la distribuzione, asimmetrica positiva, è caratterizzata comunque da una variabilità verso valori più alti.

I valori coppia C per tutti e tre gli operatori sono leggermente più alti nella geologia 2 rispetto alla 1, questo andamento è più evidente nel caso della spinta S con distribuzioni più concentrate per gli operatori A e C.

Si evince un andamento uniforme della Y , velocità di penetrazione in entrambe le geologie e per tutti e tre gli operatori, con valori leggermente più bassi riscontrati in geologia 1 e 2 per l'operatore C .

In figura 1 sono riportate le correlazioni condizionate alla geologia.

	Correlazioni: Geo= g1					Correlazioni: Geo= g2			
	>	o	s	>		>	o	s	>
v	10	-1	3	1	v	10	0	-1	3
c	-1	10	1	3	c	0	10	3	4
s	3	1	10	0	s	-1	3	10	4
Y	1	3	0	10	Y	3	4	4	10

Figura 1: Correlazioni lineari di V , C , S e Y condizionate alla geologia

I valori di correlazione ρ_{xy} sono stati moltiplicati per 10 per non avere valori decimali.

Si nota che, sia nella geologia 1 sia nella geologia 2, la coppia ha un'influenza positiva sulla velocità di avanzamento, ciò vuol dire che un aumento di coppia C induce un aumento della velocità di penetrazione Y .

La velocità di rotazione V della testa è correlata positivamente con la velocità di avanzamento Y in entrambe le geologie. Pertanto aumentare i giri della testa avrebbe portato benefici sulla velocità di avanzamento, in maggior misura nella geologia 2.

La spinta S nella geologia 1, avendo un valore pari a zero, non ha alcuna correlazione con la Y , pertanto è ininfluente a tal scopo, mentre nella geologia 2 è correlata positivamente, pertanto un induzione di spinta avrebbe come risposta un' aumento di velocità di avanzamento.

Successivamente sono state osservate le stesse relazioni condizionatamente all'operatore in modo da verificare se il comportamento di quest'ultimo fosse in grado di influire sulle correlazioni complessive individuate nelle matrici precedenti, figura m.

Correlazioni: Operatore= A Geo= g1

	>	o	s	>
V	10	-2	5	0
C	-2	10	0	3
S	5	0	10	1
Y	0	3	1	10

Correlazioni: Operatore= A Geo= g2

	>	o	s	>
V	10	4	4	4
C	4	10	2	5
S	4	2	10	5
Y	4	5	5	10

Correlazioni: Operatore= B Geo= g1

	>	o	s	>
V	10	0	6	1
C	0	10	1	2
S	6	1	10	2
Y	1	2	2	10

Correlazioni: Operatore= B Geo= g2

	>	o	s	>
V	10	-3	-3	1
C	-3	10	4	2
S	-3	4	10	4
Y	1	2	4	10

Correlazioni: Operatore= C Geo= g1

	>	o	s	>
V	10	-1	-1	1
C	-1	10	0	5
S	-1	0	10	-1
Y	1	5	-1	10

Correlazioni: Operatore= C Geo= g2

	>	o	s	>
V	10	0	0	5
C	0	10	2	4
S	0	2	10	3
Y	5	4	3	10

Figura m: Correlazioni lineari di V, C, S e Y condizionate alla geologia e all'operatore

Si nota che la coppia ha sempre un'influenza positiva sulla velocità di avanzamento in tutti e tre gli operatori.

Stessa cosa si nota per la spinta, tranne che nella geologia 1 con l'operatore C, dove la correlazione è nulla, in tal caso l'induzione ulteriore di spinta avrebbe determinato un abbassamento della Y.

Comportamento analogo si nota per la velocità di rotazione V, anche se con una ridotta correlazione positiva per l'operatore B in entrambe le geologie e per l'operatore C nella geologia 1. Si nota inoltre una correlazione nulla per l'operatore A nella geologia 1.

E' importante notare che questi valori di correlazione mettono ancora in evidenza l'influenza sulle prestazioni della macchina da parte della geologia e dell'operatore.

8.1.1 Analisi con il metodo delle componenti principali

Per sintetizzare ulteriormente le matrici di correlazione illustrate precedentemente e gli stati nello spazio a quattro dimensioni:

$$(Y_t, V_t, C_t, S_t) \in R^4_+$$

possiamo considerarne una proiezione su due dimensioni (Componenti Principali), con una opportuna combinazione lineare delle variabili originarie. I coefficienti di questa combinazione lineare sono gli autovettori opportunamente scalati della matrice delle correlazioni.

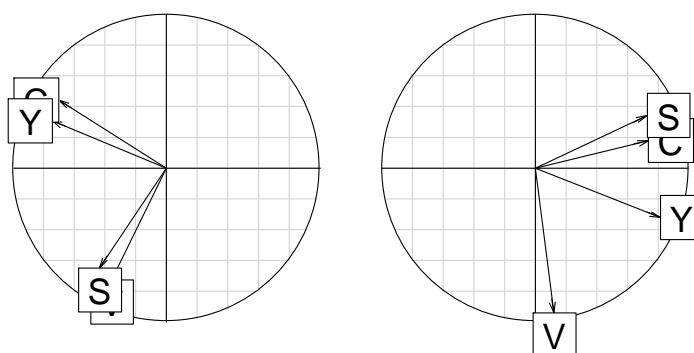
Le CP sono gli autovettori più lunghi della matrice di correlazione. Le CP si interpretano come variabili latenti, combinazioni lineari di (Y, V, C, S) che spiegano la maggior parte della variabilità della nube in R^4_+ .

Per interpretare le componenti principali è utile disegnare il cerchio delle correlazioni tra le variabili originarie e le prima due CP (che spiegano circa il 70%) della variabilità complessiva degli stati.

Frecce perpendicolari indicano una tendenza all'indipendenza tra le variabili ed esprimono delle condizioni ottimali di relazione tra V, C, S rispetto a Y .

Per capire se un parametro di scavo è legato alla velocità di avanzamento, e quindi alle prestazioni della macchina, si considerano le frecce più vicine alla freccia della Y .

In figura n sono riportati i cerchi di correlazione condizionati alla geologia.



Geologia: g1

Geologia: g2

Figura n: Cerchi delle correlazioni condizionati alla geologia

Il cerchio di correlazione relativo alla geologia 1 si distingue nettamente dal cerchio riferito alla geologia 2. La differente natura del materiale di scavo è chiaramente messa in evidenza dalle relazioni tra i parametri di scavo e cioè dal differente comportamento della macchina. Nella geologia 1 si nota chiaramente come la *Y* sia più correlata con la *C* che non con la *S* e la *V*. Nella geologia 2 la *Y* è correlata oltre che con la coppia *C* anche con la spinta, in minor misura con la velocità di rotazione *V*. La stessa analisi si è fatta condizionatamente alla geologia e all'operatore, figura o.

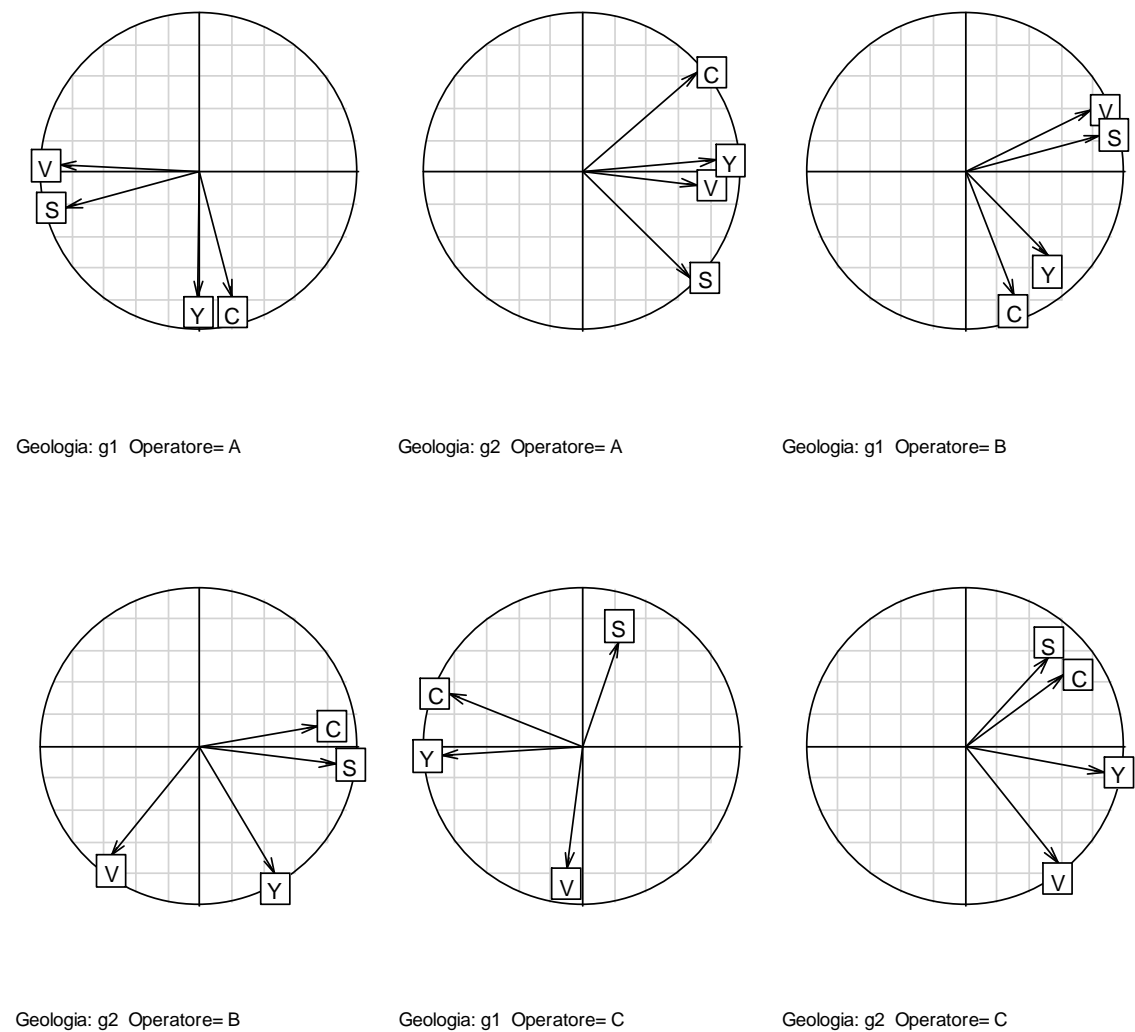


Figura o: Cerchi delle correlazioni condizionati alla geologia e all'operatore

Dai cerchi si nota che con l'operatore A, la velocità di avanzamento è correlata positivamente con tutti i parametri nella geologia 2, in maggior misura con V e C , mentre nella geologia 1 la Y è ben correlata con la C mentre risultano ininfluenti gli altri due parametri.

Con l'operatore B si conferma il fatto che la Y è ben correlata con la coppia in entrambe le geologie, anche se nella geologia 2 si perde la correlazione con la velocità di avanzamento che aveva contraddistinto l'operatore A.

Con l'operatore C la velocità di avanzamento appare ben correlata con la coppia e la velocità di rotazione. Si nota una correlazione negativa con la spinta nella geologia 1.

8.2.. Analisi statistica dei dati – Galleria Pieve a Quarto

Nel caso dei tunnel costruiti nell'ambito dei lavori di Adduzione per la Val di Chiana , l'analisi statistica è stata condotta , considerando come unità statistica lo stato della TBM all'anello n:

$$X_n = f(Y_n, V_n, C_n, S_n, g_n, OP_n)$$

dove per 774 stati di funzionamento della TBM si conoscono:

Y_n : velocità di avanzamento [mm/min] (rango: 10-80);

V_n : velocità di rotazione della testa in [giri/min] (rango:3,35 – 5,67);

C_n : pressione pompe rotazione [bar] (rango: 68 – 190,4);

S_n : spinta della testa sul fronte [MN] (rango: 1,5- 5,345);

OP_n : Operatore (squadra) operante al tempo t (A,B,C);

g_n : Zona geologica all' anello n (1,2).

In figura c1 si riportano le distribuzioni di frequenza dei parametri osservati , assumendo l'ipotesi di considerare solo degli stati in cui la TBM è in fase di scavo.

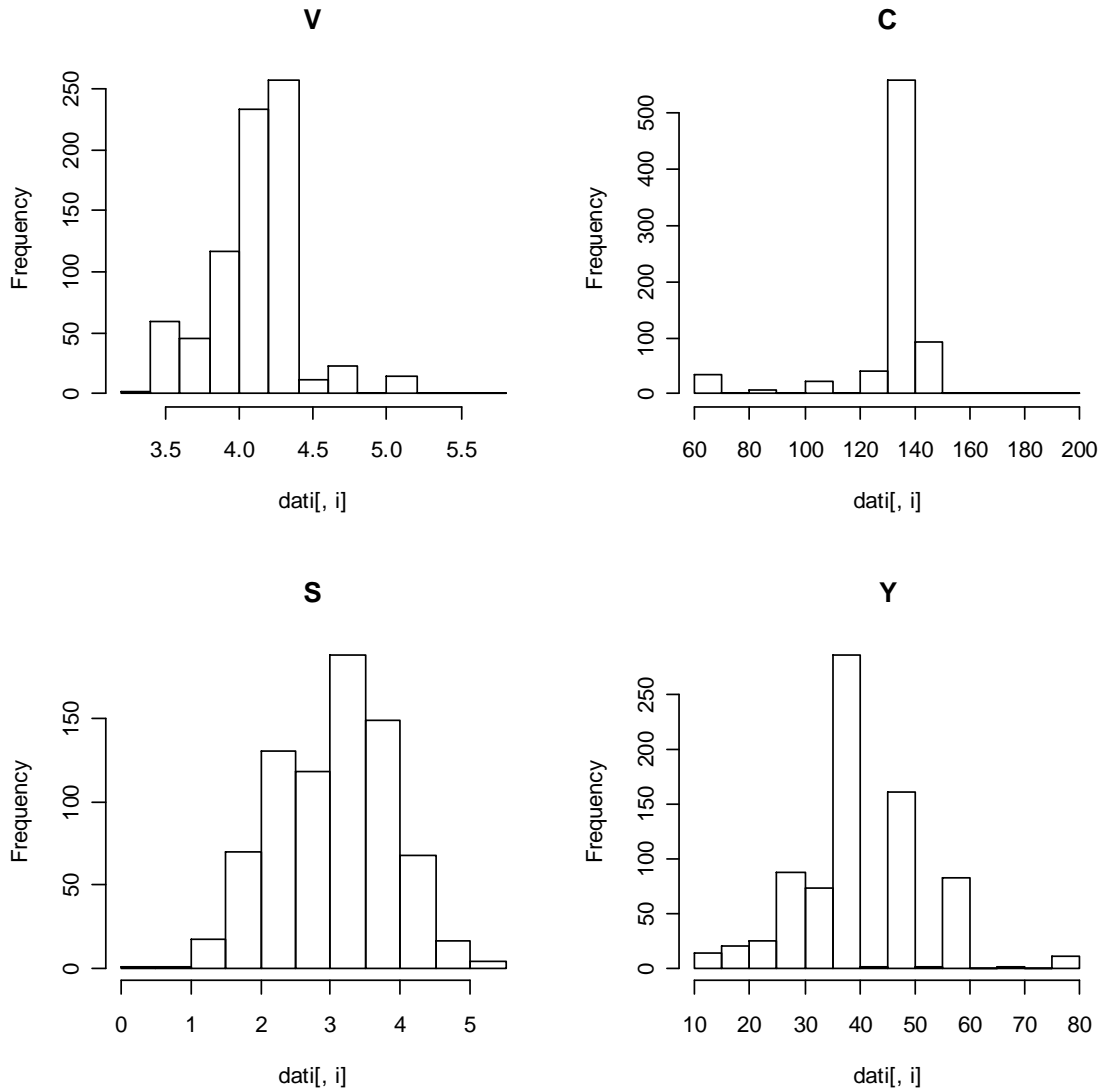
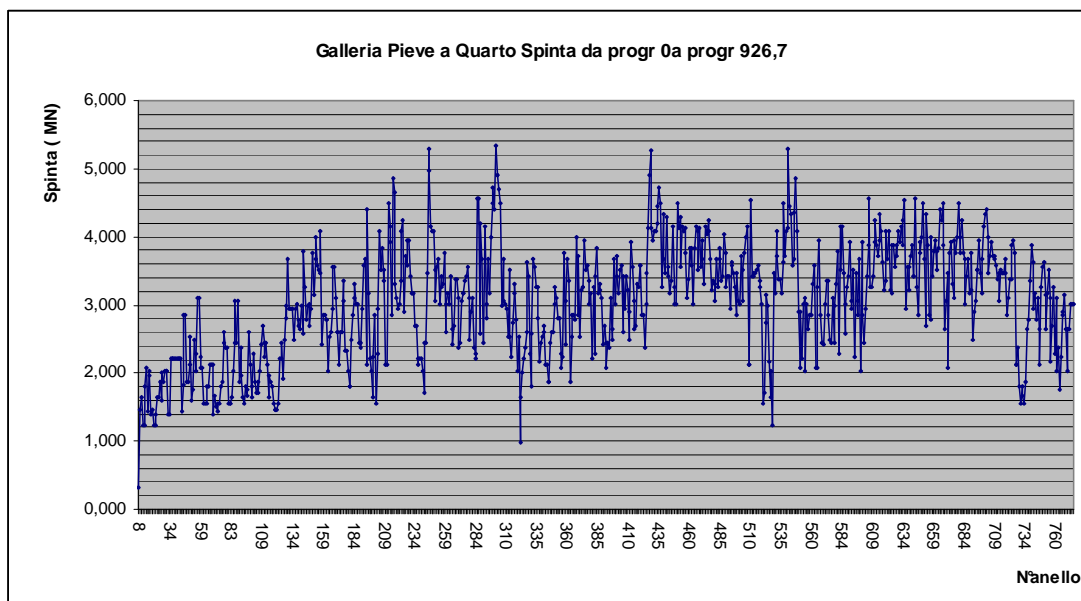
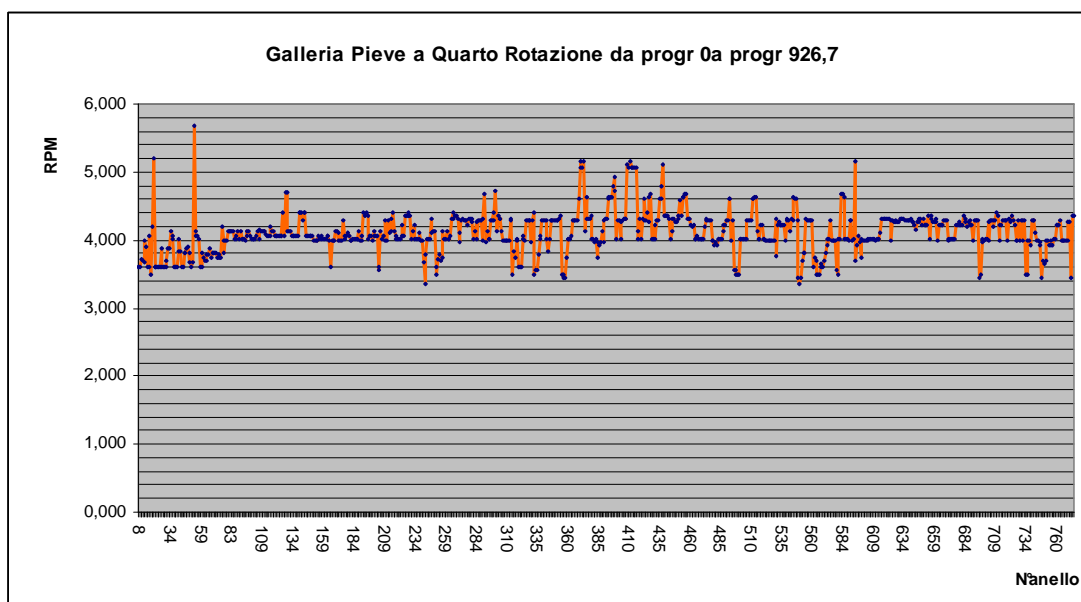


Figura c1: Distribuzione di frequenza

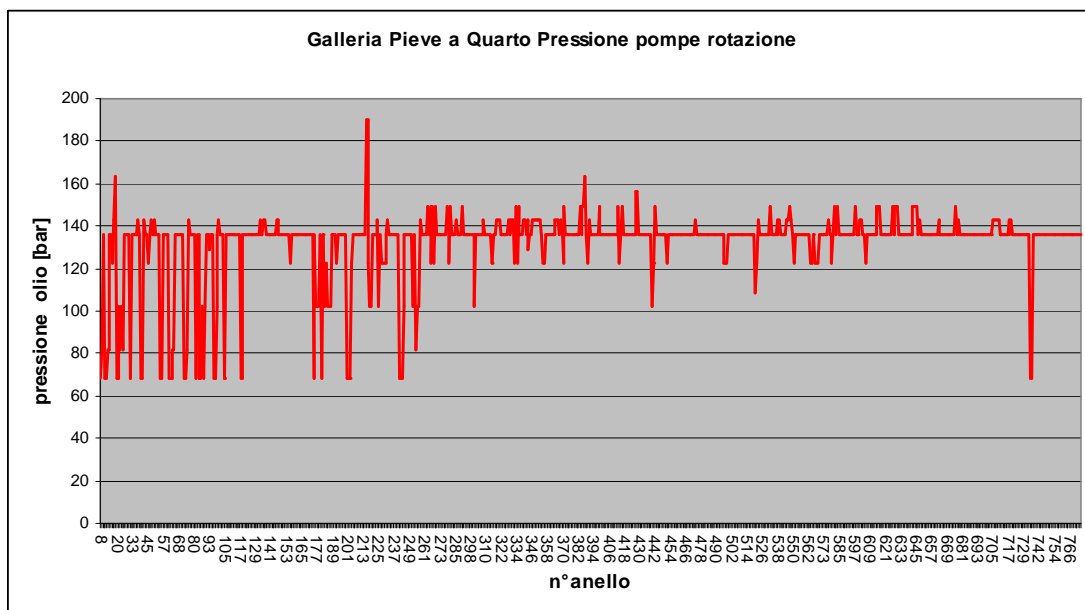
Di seguito si rappresentano in figura d1 le serie storiche dei parametri considerati.



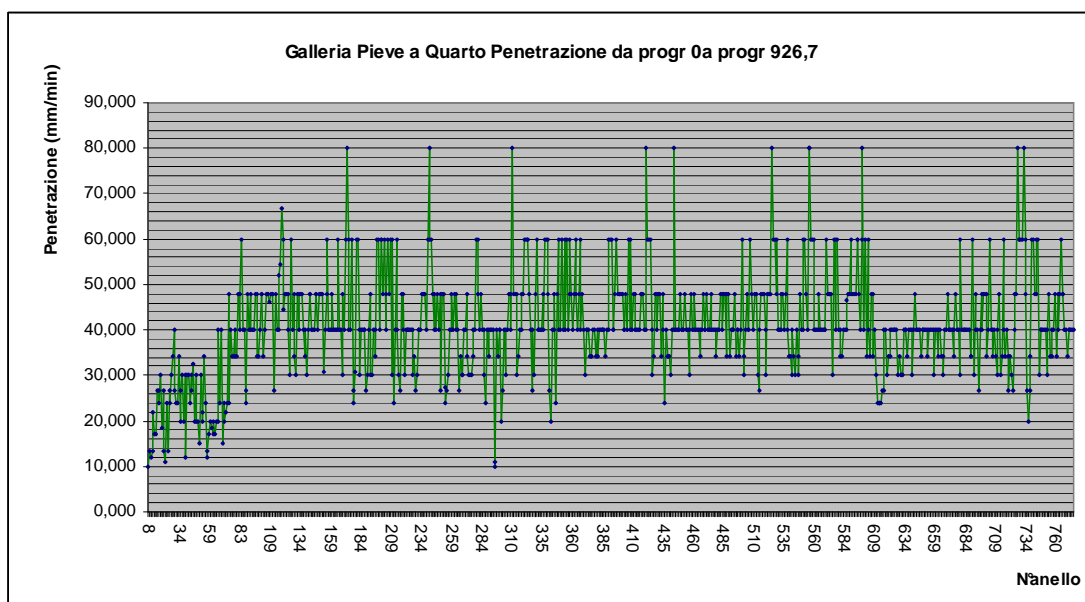
La spinta S si caratterizza per una grande variabilità, durante l'avanzamento, nell'alternanza tra le due litologie incontrate chiamate $g1$ e $g2$ sull'ultima delle quali sembrano corrispondere i valori più bassi.



La rotazione è il parametro più costante compreso sempre tra i 5,5 rpm ed i 3,5 rpm. A velocità più basse corrispondono solitamente condizioni scadenti dell'ammasso roccioso quindi più vicine alla geologia di tipo $g2$.



Si nota una grande variabilità durante lo scavo per quanto riguarda la pressione delle pompe di rotazione C , fino all'anello 280 circa dopo il quale si assiste ad una regolarizzazione del parametro sino a fine galleria, a parte qualche oscillazione che non supera i 40 bar.



La velocità di avanzamento Y presenta un andamento alternante e mediamente compreso tra i 40 ed i 50 mm/min.

Di seguito si riporta il grafico relativo alle autocorrelazioni tra le variabili di stato all'anello n e la stessa all'anello $n-L$, dove L è l'intervallo di anelli considerato pari a 774. Successivamente si costruiscono i Box Plot dei quattro parametri facendo una distinzione per geologia.

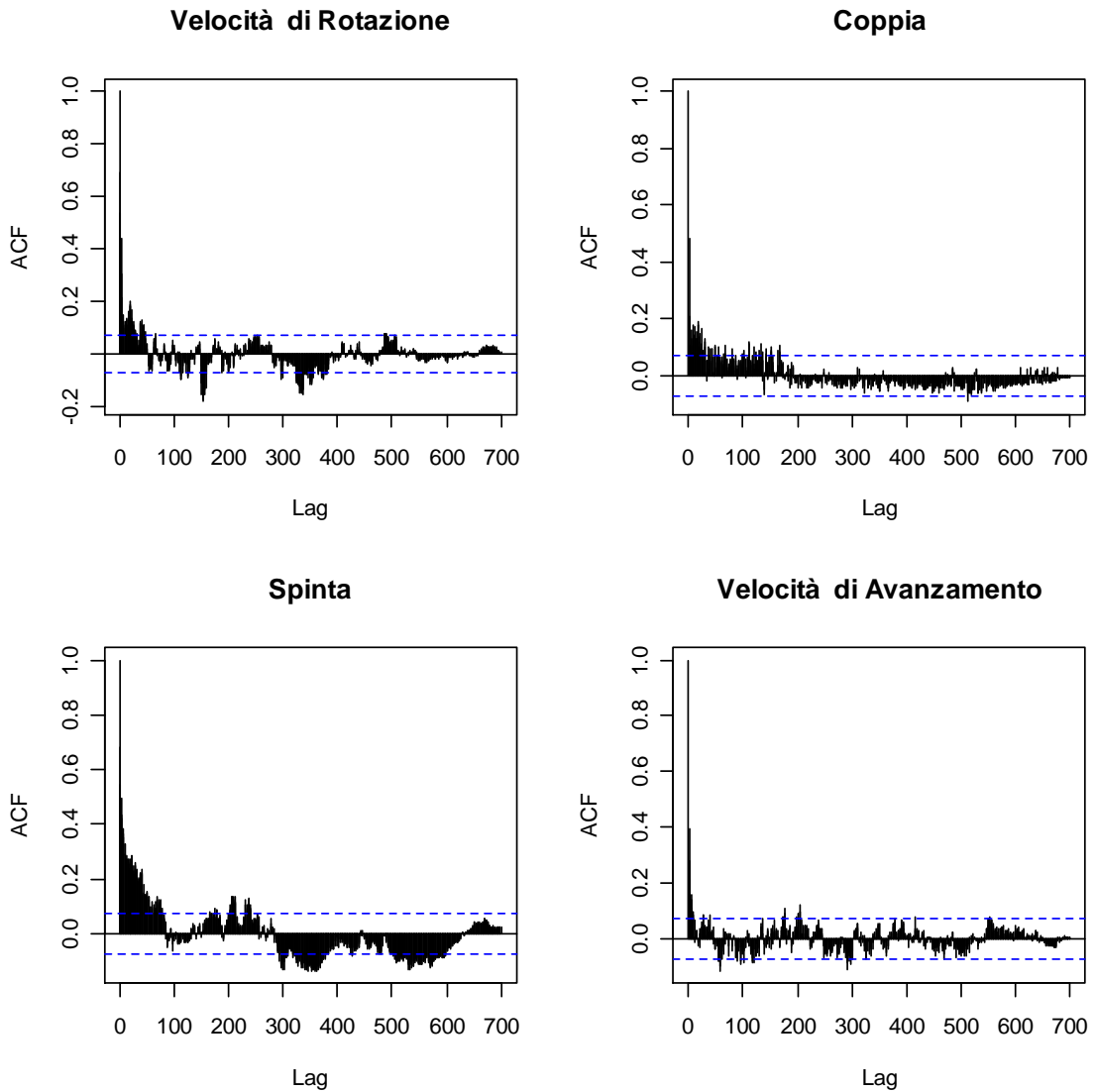


Figura e1: Grafici delle autocorrelazioni

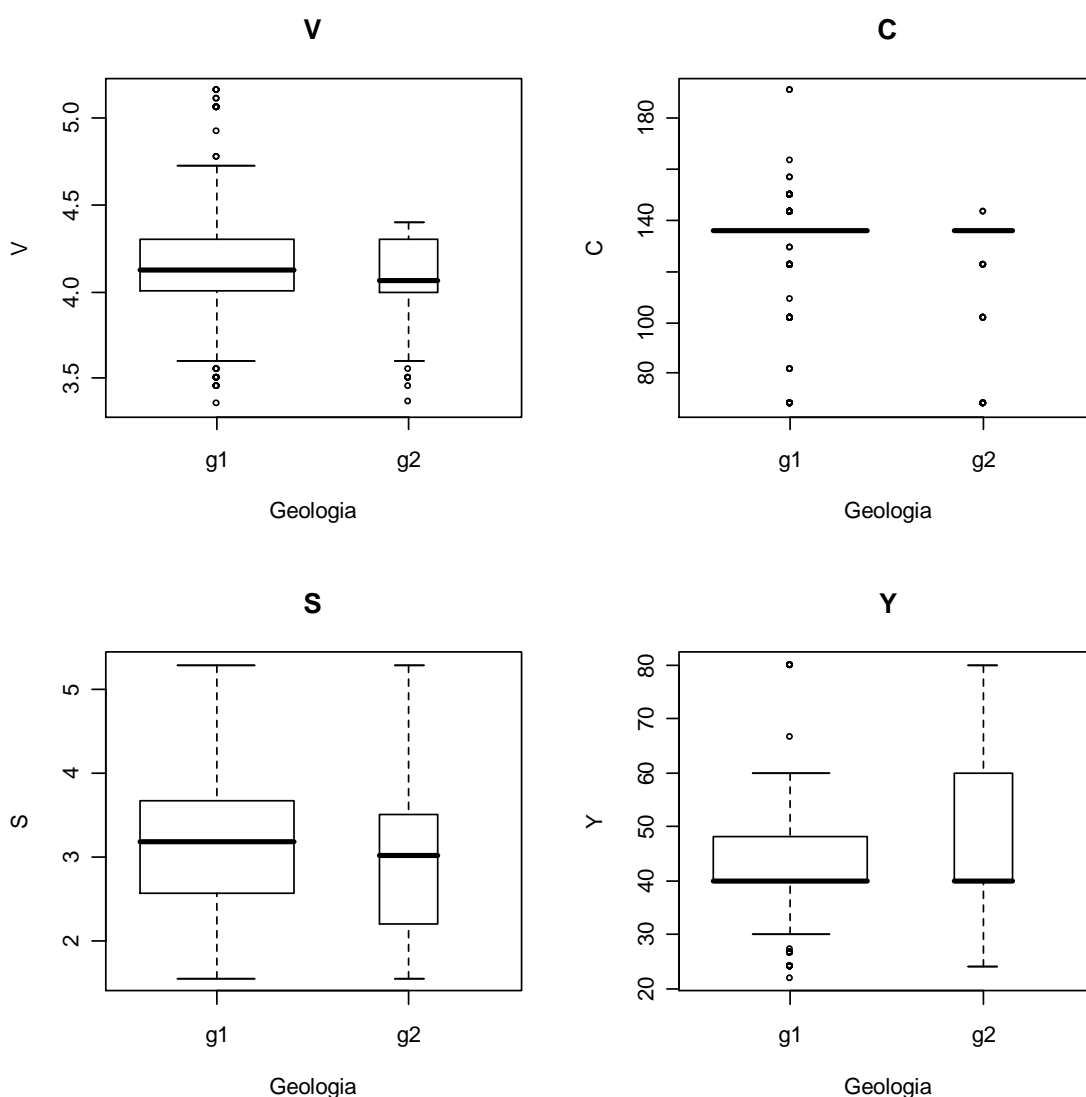


Figura f1: Box plot rispetto alla geologia

I box plot indicano come V , C ed S abbiano, indipendentemente dalla geologia, un andamento molto uniforme anche se gli estremi della distribuzione sono più stretti nella geologia 2 rispetto alla geologia 1. Si nota come in entrambi i casi la velocità di rotazione si è concentrata intorno ai 4,1 giri/min come si può constatare dal fatto che il primo quartile coincide praticamente con la mediana. Si nota una leggera tendenza a maggiori spinte nella geologia $g1$ a differenza della geologia $g2$.

La distribuzione di C , intesa come pressione delle pompe di azionamento della testa di taglio, appare concentrata intorno al valore di 120-130 bar, con primo e terzo quartile che coincidono con la mediana della distribuzione stessa.

La Y , presenta una distribuzione asimmetrica positiva, analoga in entrambe le geologie, benché nella geologia 2 si riscontri una maggiore variabilità verso i valori più alti della stessa distribuzione.

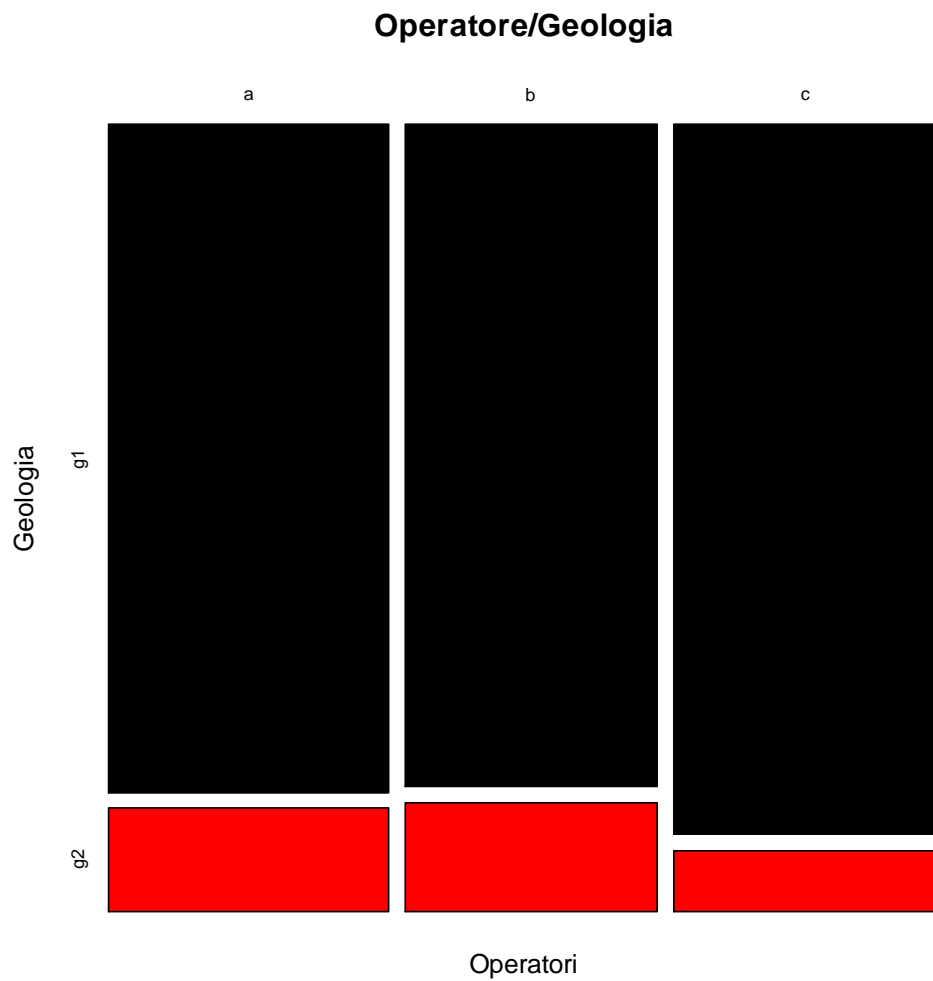


Figura g1: Presenza dei tre operatori nelle due geologie

Si nota dalla figura *g1*, che gli operatori a , b e c sono stati uniformemente presenti sia nella geologia *g1* che nella geologia *g2*, con una leggera prevalenza di C sulla geologia *g1* rispetto alla *g2*.

Si sono costruiti successivamente i BoxPlot facendo una distinzione per operatore

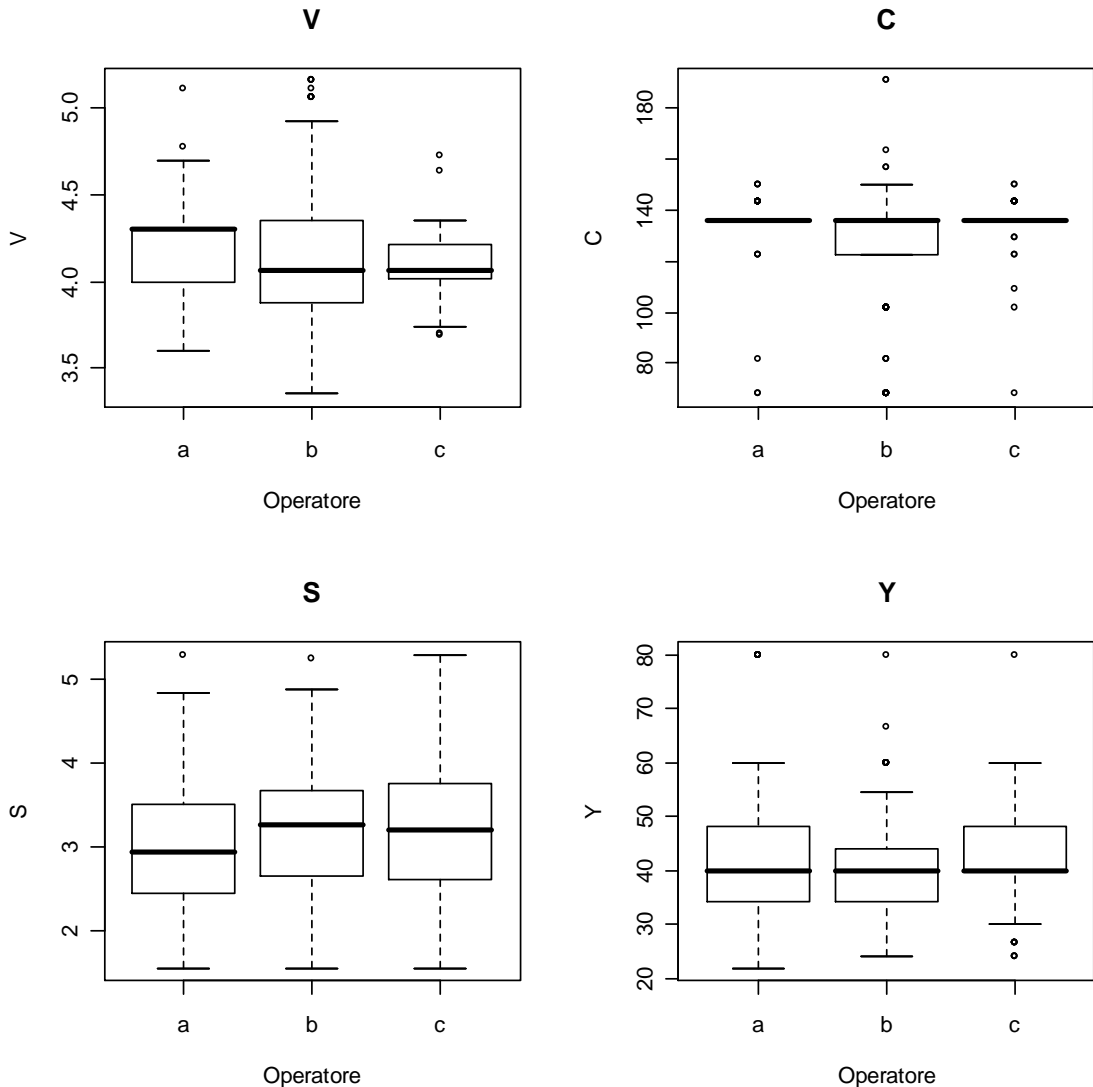


Figura h1: Box plot rispetto all'operatore

Non si notano significative differenze tra le variabili quindi, considerando i dati complessivamente, sembrerebbe che il comportamento della macchina non sia influenzato dall'operatore.

La figura seguente distingue il comportamento degli operatori condizionatamente alla geologia, come mostrato nella serie di box-plot di figura i1.

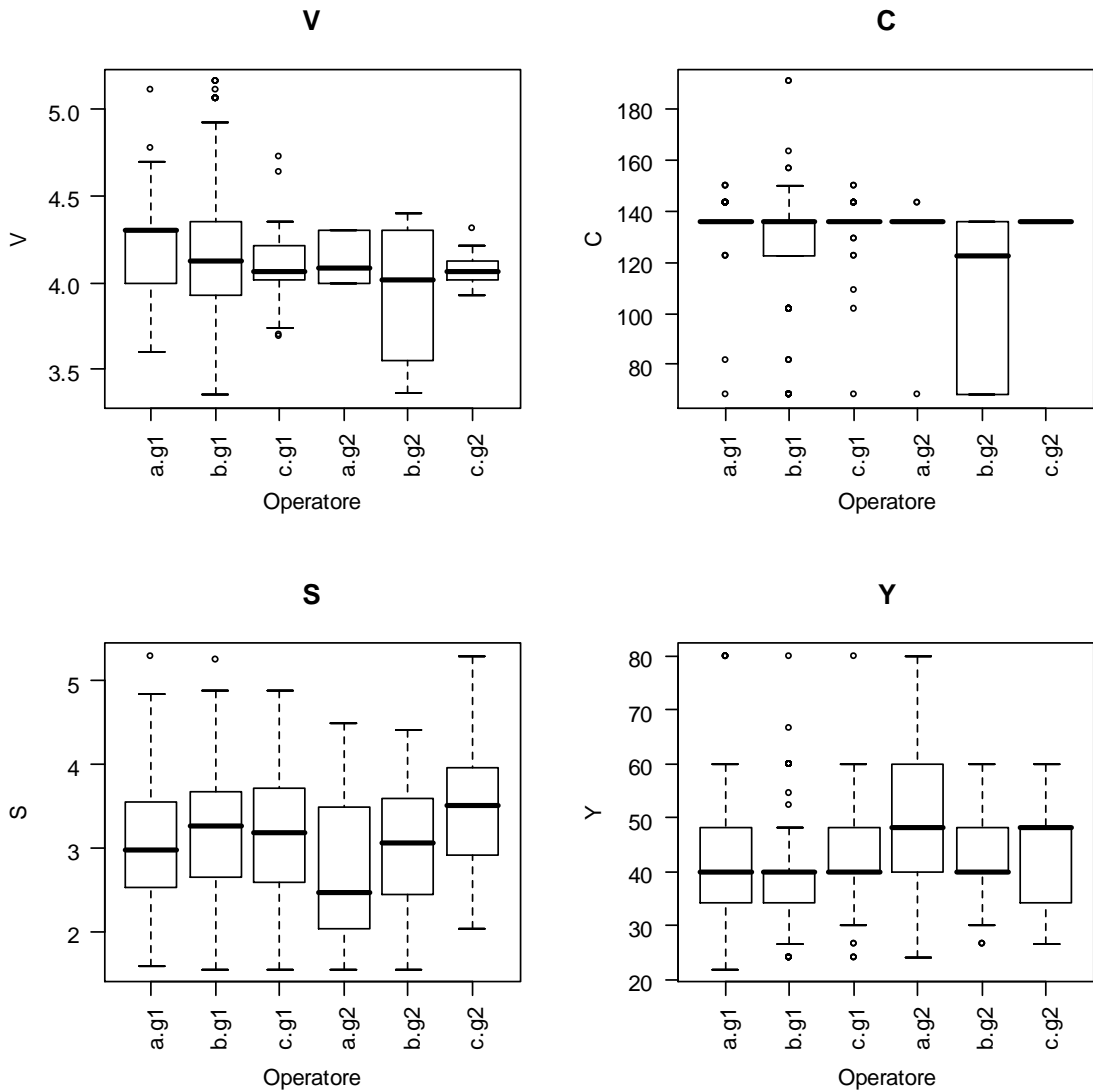


Figura i1: Box plot rispetto alla geologia e all'operatore in simultanea.

Riguardo la velocità di rotazione, si nota come l'operatore a nella geologia 1 abbia ruotato con velocità maggiore rispetto all'operatore b e c, riscontrando in b una variabilità del parametro abbastanza ampia.

Riguardo la coppia si nota come i valori siano tendenzialmente molto uniformi. Spicca la distribuzione molto concentrata degli operatori a in entrambe le geologie, a differenza dell'operatore b, in cui si è riscontrata una variabilità più netta, in modo particolare nella geologia 2.

Sulla spinta è ben chiaro l'atteggiamento degli operatori b e c di raggiungere valori di spinte più elevate rispetto all'operatore a in entrambe le geologie.

Per ciò che riguarda la velocità di avanzamento si nota come tendenzialmente l'operatore a ottiene velocità più alte rispetto all'operatore b e c, più spiccatamente nella g2 rispetto alla g1.

Sono state calcolate successivamente le correlazioni lineari tra i quattro parametri al fine di studiarne le reciproche relazioni

	Correlazioni: Geo= g1					Correlazioni: Geo= g2			
	>	o	s	>		>	o	s	>
V	10	2	3	0	V	10	4	2	0
C	2	10	3	1	C	4	10	3	-1
S	3	3	10	-2	S	2	3	10	-3
Y	0	1	-2	10	Y	0	-1	-3	10

Figura 11: Correlazioni lineari di V, C, S e Y condizionate alla geologia

I valori di correlazione sono stati moltiplicati per 10 per non avere valori decimali. Si nota che nella geologia 1 la velocità di rotazione è ininfluente nei confronti della Y con la quale, quindi, non esiste alcuna correlazione. La coppia ha un'influenza positiva, seppur lieve, sulla velocità di avanzamento quindi l'induzione di coppia determina un aumento della velocità di avanzamento. La spinta, nella stessa geologia è correlata negativamente

alla Y , pertanto diminuzioni di tale parametro consentono di ottenere più alte velocità di scavo.

Nella geologia 2 la coppia e la spinta hanno una correlazione negativa con la Y pertanto diminuendo questi parametri si determina un aumento della penetrazione.

La velocità di rotazione è incorrelata nei confronti di Y .

Successivamente sono state osservate contemporaneamente le stesse relazioni condizionatamente all'operatore e alla geologia.

Correlazioni: Operatore= a Geo= g1

	>	o	o	>
V	10	2	4	0
C	2	10	1	1
S	4	1	10	-2
Y	0	1	-2	10

Correlazioni: Operatore= a Geo= g2

	>	o	o	>
V	10	1	4	0
C	1	10	2	-1
S	4	2	10	-3
Y	0	-1	-3	10

Correlazioni: Operatore= b Geo= g1

	>	o	o	>
V	10	2	2	0
C	2	10	5	0
S	2	5	10	-2
Y	0	0	-2	10

Correlazioni: Operatore= b Geo= g2

	>	o	o	>
V	10	2	3	-4
C	2	10	7	-6
S	3	7	10	-5
Y	-4	-6	-5	10

Correlazioni: Operatore= c Geo= g1

	>	o	o	>
V	10	0	4	-2
C	0	10	2	0
S	4	2	10	-2
Y	-2	0	-2	10

Correlazioni: Operatore= c Geo= g2

	>	o	o	>
V	10		1	0
C		10		
S	1		10	0
Y	0		0	10

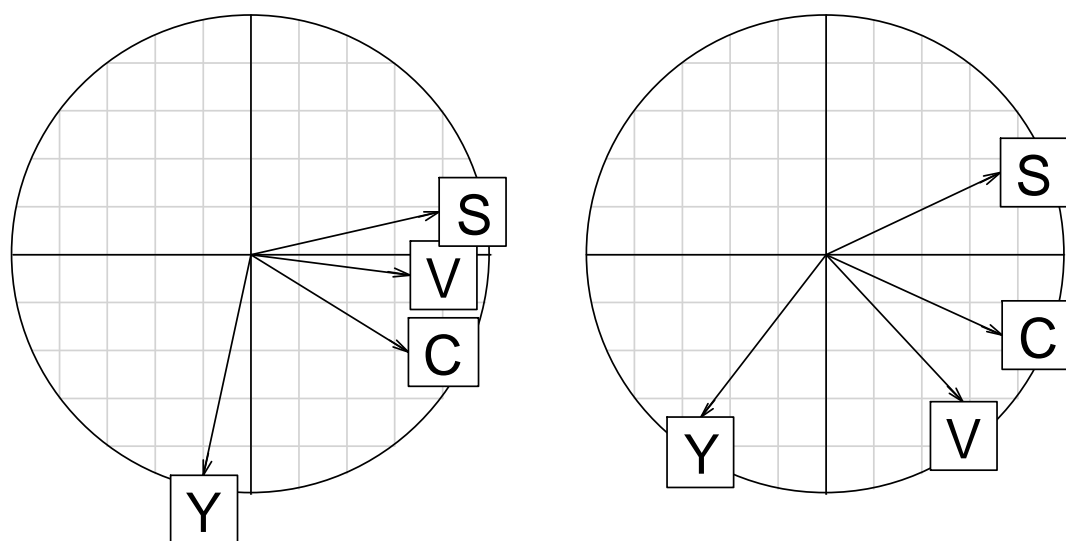
Figura m1: Correlazioni lineari di V, C, S e Y condizionate alla geologia e all'operatore

Per l'operatore a, sia in geologia 1 che in geologia 2, si vede che accanto ad un' assenza di correlazione tra V e Y , esiste una correlazione negativa della coppia e spinta nei confronti della penetrazione Y .

Spiccatamente negativa è l'influenza che S , V e C hanno sulla velocità di avanzamento quando in geologia 2 opera la squadra B. Questa attitudine caratterizza l'operatore B nella geologia 1, relativamente al parametro spinta mentre V e C non hanno alcuna influenza sull'avanzamento Y .

Nel caso dell'operatore C si nota la sostanziale influenza negativa che alcuni parametri assumono nei confronti della Y , in modo particolare nella geologia 1.

Così come fatto nel caso della L9 della Metropolitana di Barcellona usiamo l'analisi con il metodo delle componenti principali per ottenere i cerchi di correlazione condizionati alla geologia.



Geologia: g1

Geologia: g2

Figura n1: Cerchi delle correlazioni condizionati alla geologia

Il cerchio di correlazione relativo alla geologia 1 e alla geologia 2 non mostrano sostanziali differenze.

Viene confermata l'influenza negativa che, in entrambe le geologie, la spinta assume nei confronti della velocità di avanzamento.

La coppia e la velocità di rotazione formano quasi un 'angolo di 90° con la freccia della Y, ciò a conferma della tendenziale indipendenza di questi parametri.

8.3. Analisi statistica dei dati – Galleria Castellaccio

Come nel caso precedente l'analisi statistica è stata condotta , considerando come unità statistica lo stato della TBM all'anello n:

$$X_n = f(Y_n, V_n, S_n, g_n)$$

dove per 1484 stati di funzionamento della TBM si conoscono:

Y_n : velocità di avanzamento [mm/min] (rango: 1-70);

V_n : velocità di rotazione della testa in [giri/min] (rango:3,78 – 5,9);

S_n : spinta della testa sul fronte [MN] (rango: 1,5-10);

g_n : Zona geologica all' anello n (1,2).

Si tratta di un' analisi in cui non compare il parametro C e l'indicazione dell'operatore così come si era visto nelle precedenti analisi.

Di seguito si presentano le distribuzioni di frequenza di (V, S, Y) , assumendo l'ipotesi di considerare solo degli stati in cui la TBM è in funzionamento.

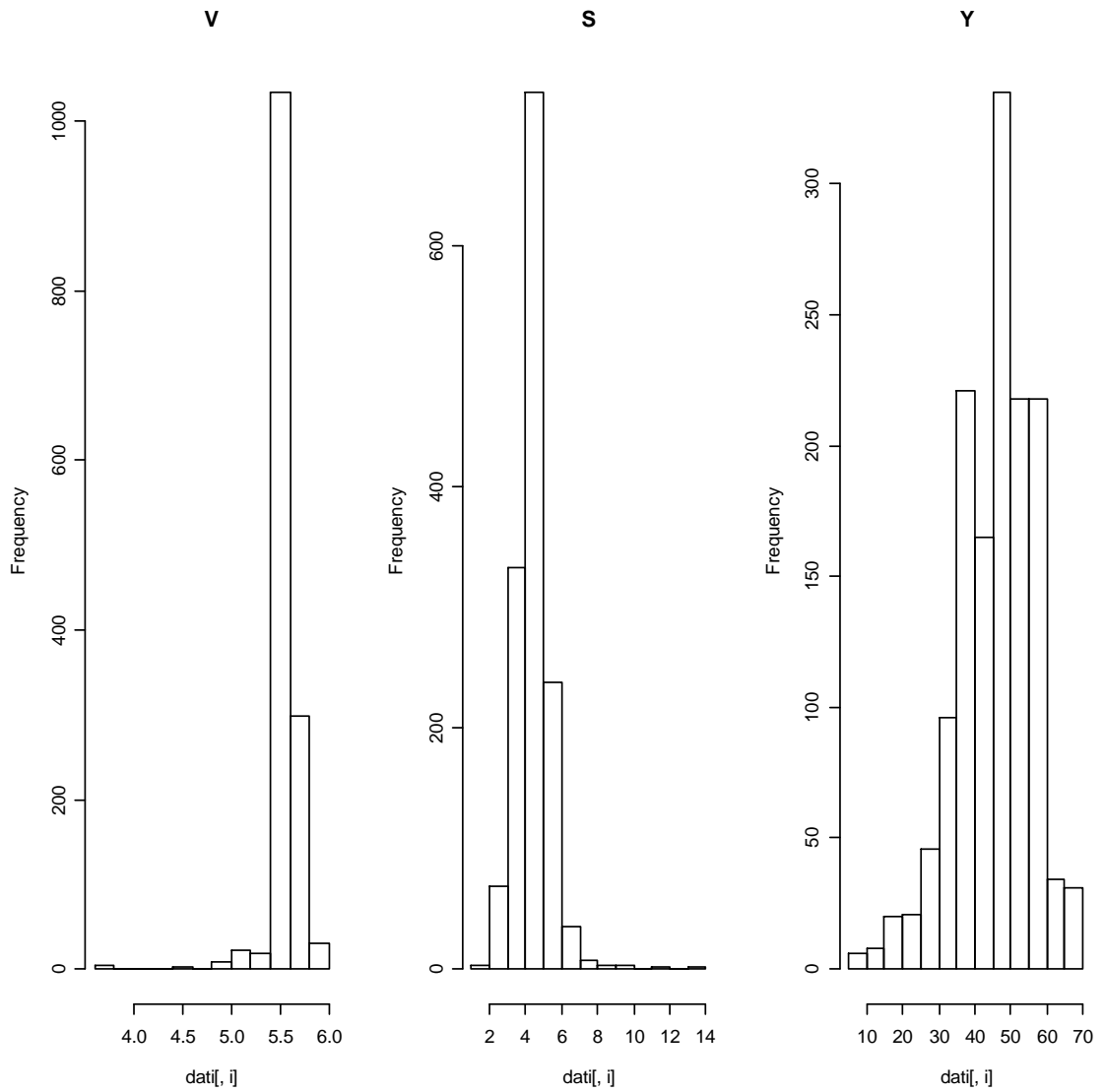


Figura c2: Distribuzione di frequenza

Di seguito si rappresentano in figura d2 le serie storiche dei parametri considerati.

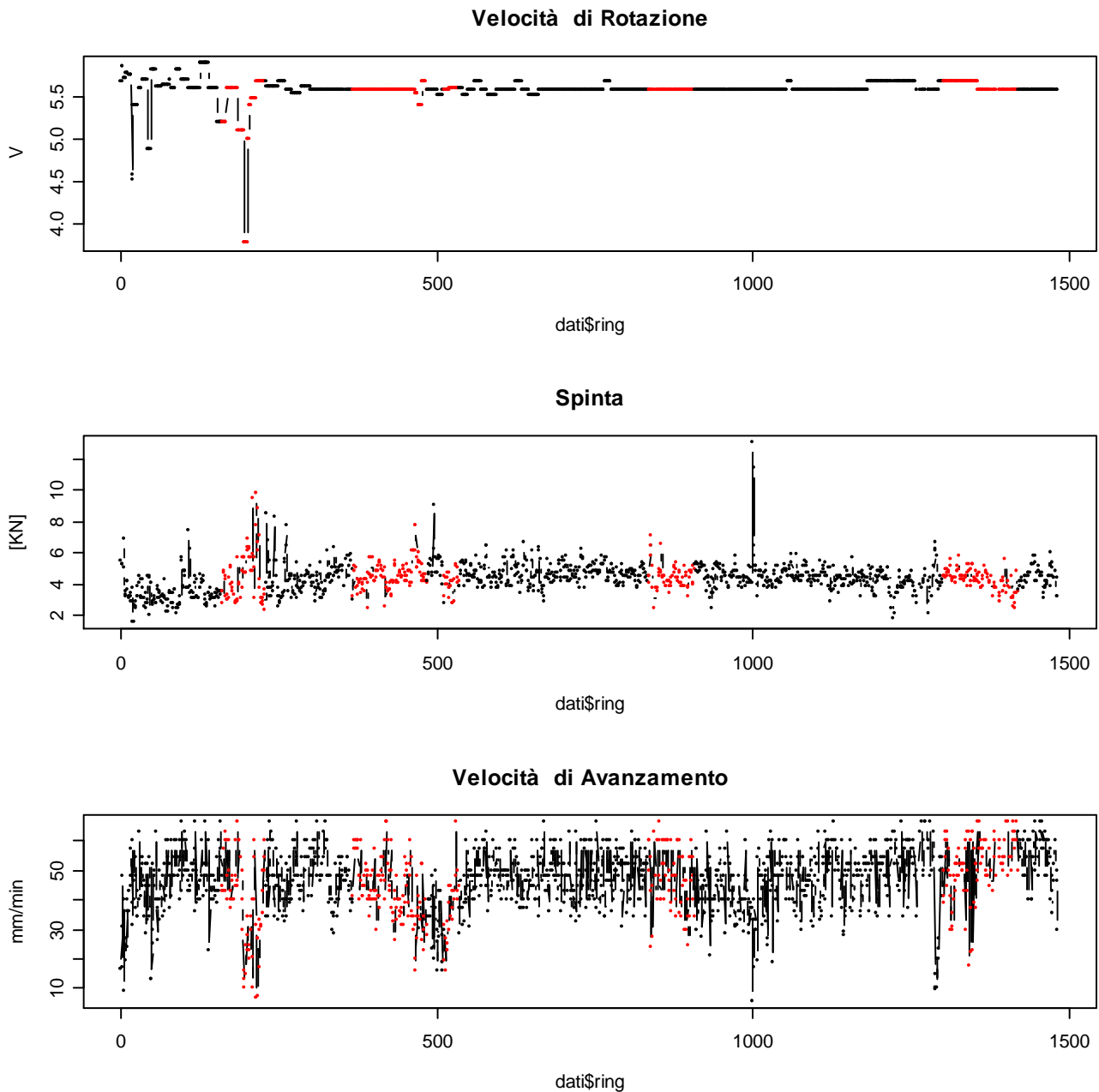


Figura d2 : Serie storiche

La spinta S si caratterizza per una grande variabilità, durante l'avanzamento, nell'alternanza tra le due litologie incontrate chiamate g_1 e g_2 sull'ultima delle quali sembrano corrispondere i valori più bassi.

La rotazione è il parametro più costante ; difficilmente si scosta dal valore medio pari a circa 5rpm. A velocità più basse corrispondono solitamente condizioni scadenti dell'ammasso roccioso o situazioni critiche di lavoro, come quelle che si sono dovute affrontare intorno all'anello n° 200. In questa occasione l'utilizzo della TBM, ai limiti delle capacità della stessa, ha determinato un fermo macchina importante a causa del distacco dello scudo di coda.

Di seguito si riporta il grafico relativo alle autocorrelazioni tra le variabili di stato all'anello n e la stessa all'anello $n-L$, dove L è l'intervallo di anelli considerato pari a circa 700. Successivamente si costruiscono i Box Plot dei quattro parametri facendo una distinzione per geologia.

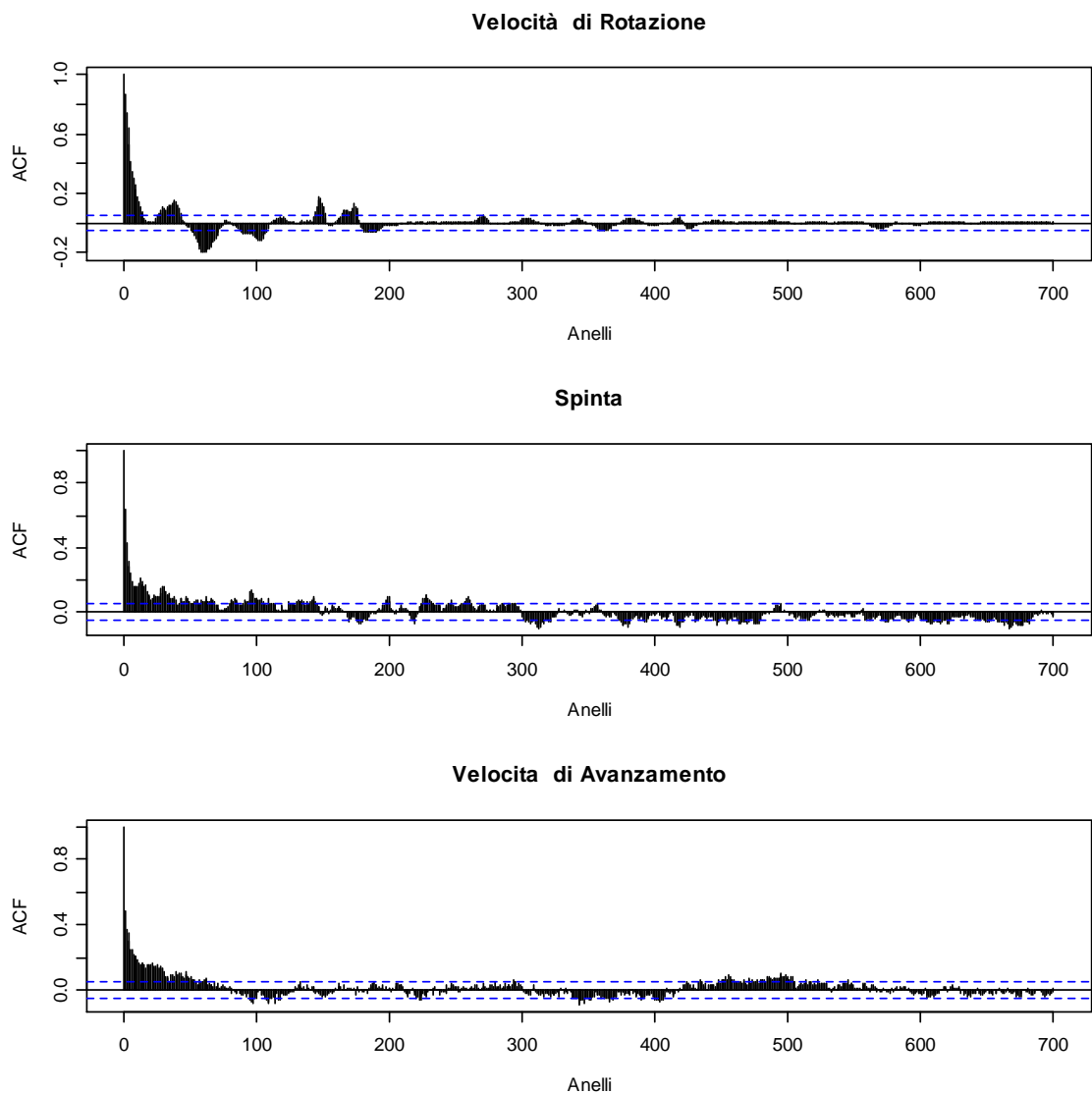


Figura e2: Grafici delle autocorrelazioni

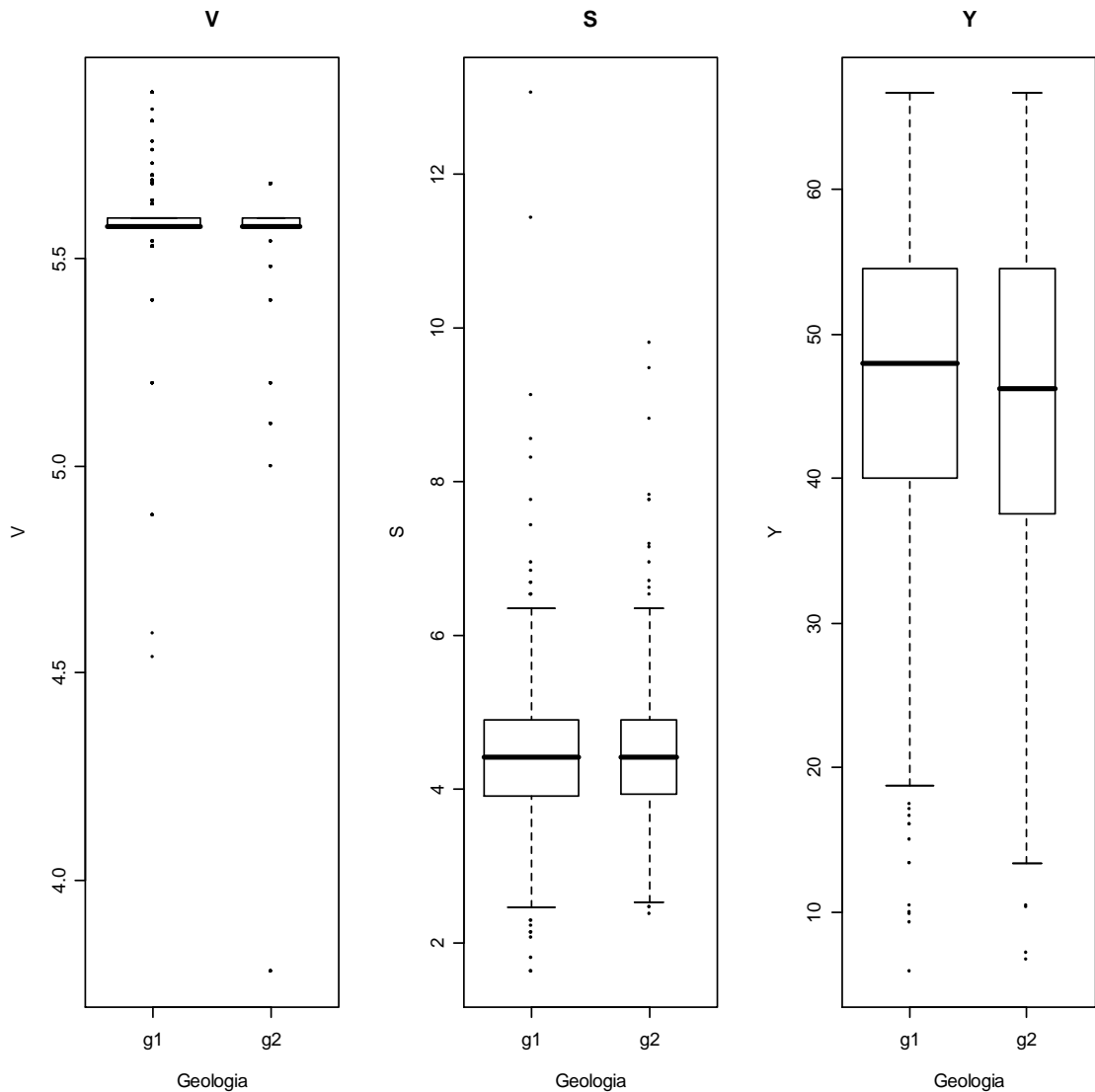


Figura f2 Box plot rispetto alla geologia

I box plot indicano come V , ed S abbiano, indipendentemente dalla geologia, un andamento molto uniforme e concentrato vicino al valore della mediana della distribuzione. Indipendentemente dalla geologia la velocità di rotazione si è concentrata intorno ai 5,78 giri/min, nel caso della spinta si è riscontrata una distribuzione simmetrica con una mediana pari a 4,2 MN.

La Y , presenta una distribuzione simmetrica analoga in entrambe le geologie benché nella geologia 2 si riscontri una maggiore variabilità verso i valori più bassi della stessa distribuzione. In entrambi i casi i valori della mediana è intorno ai 46 – 48 mm/min.

Sono state calcolate successivamente le correlazioni lineari tra i tre parametri al fine di studiarne le reciproche relazioni

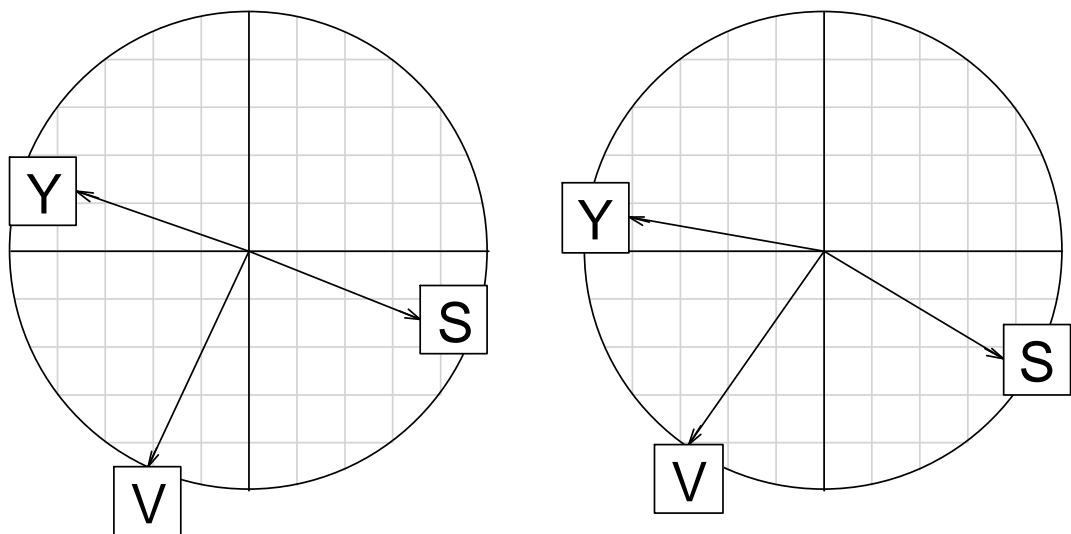
	Correlazioni: Geo= g1				Correlazioni: Geo= g2		
	>	s	>		>	s	>
V	10	-1	1	V	10	-1	3
S	-1	10	-2	S	-1	10	-4
Y	1	-2	10	Y	3	-4	10

Figura I2: Correlazioni lineari di V, S e Y condizionate alla geologia

Si nota che nella geologia 1 la velocità di rotazione ha un' influenza positiva nei confronti della Y, pertanto un aumento della velocità di rotazione determina dei vantaggi in termini di velocità di avanzamento in [mm/min]. La Spinta S, viceversa, ha un'influenza negativa, sulla velocità di avanzamento, quindi l'induzione di spinta determina una diminuzione della velocità di avanzamento.

Questa attitudine riscontrata nella geologia 1, è confermata in maniera più forte nella geologia 2.

Così come fatto nei due casi precedenti usiamo l'analisi con il metodo delle componenti principali per ottenere i cerchi di correlazione condizionati alla geologia.



Geologia: g1

Geologia: g2

Figura n2: Cerchi delle correlazioni condizionati alla geologia

Il cerchio di correlazione relativo alla geologia 1 e alla geologia 2 non mostrano sostanziali differenze.

Viene confermata l'influenza negativa che, in entrambe le geologie, la spinta assume nei confronti della velocità di avanzamento.

La velocità di rotazione forma quasi un 'angolo di 90° con la freccia della Y, ciò a conferma della tendenziale indipendenza di questi parametri.

9 COSTRUZIONE DEL MODELLO PROBABILISTICO

L'analisi descrittiva dei dati è stata utile a fini esplorativi, per capire in modo più approfondito le relazioni tra i parametri di scavo della TBM e le sue prestazioni. Inoltre fornisce indicazioni per costruire un modello probabilistico atto a prevedere la velocità di avanzamento Y_{t+1} rispetto a tre grandezze $X_t = (V_t, C_t, S_t)$, nel caso della L9 della metropolitana di Barcellona e della galleria Pieve a Quarto, e rispetto a due grandezze $X_t = (V_t, S_t)$, nel caso della galleria Castellaccio.

9.1 Modello probabilistico sulla base dei dati della L9 Metropolitana di Barcellona

Utilizzeremo un modello probabilistico per prevedere la velocità di avanzamento Y_{n+1} , in funzione di $X_n (V_n, C_n, S_n)$ considerando tutti dati osservati sino ad un dato anello n, posto D_n l'insieme di tutti gli anelli in relazione ai quali si sono raccolti i dati di interesse, vogliamo determinare la probabilità che la velocità di avanzamento nell'anello successivo, Y_{n+1} , sia inferiore a y:

$$\Pr (Y_{n+1} < y / D_n)$$

Nel caso specifico consideriamo il problema previsivo per la variabile aleatoria Y_{n+1} in base ai seguenti parametri impostati al tempo n:

V_n = Velocità di rotazione della testa di taglio [giri/min]
 C_n = Coppia della Testa di taglio [kN x m]
 S_n = Spinta impressa dalla TBM sul fronte di scavo [kN]

Per calcolare la distribuzione di probabilità di Y_{n+1} si fa ricorso alla reiterazione del teorema di Bayes. Il teorema di Bayes fornisce la distribuzione a posteriori della prestazione della TBM. Tramite il teorema di Bayes possiamo aggiornare le nostre credenze iniziali su Y in base ai valori passati di Y e dei parametri della TBM. Concettualmente il teorema di Bayes si opera nel modo seguente:



Figura p: Concetto del Teorema di Bayes

L'informazione iniziale è rappresentata dalla conoscenza del comportamento della TBM ad un certo tempo n, mentre quella finale si intende la situazione della TBM all'istante successivo n+1, dopo aver osservato i dati D_n e calcolato un coefficiente di aggiornamento,

che è legato al modo in cui si relaziona Y , velocità di avanzamento in [mm/min], a X , insieme dei parametri da cui dipende Y .

L'applicazione iterata del teorema di Bayes dal primo anello fino all'anello n -esimo è rappresentata nel grafico in figura q dove si vede che lo stato informativo iniziale al tempo $n+1$ è lo stato informativo finale al tempo n .

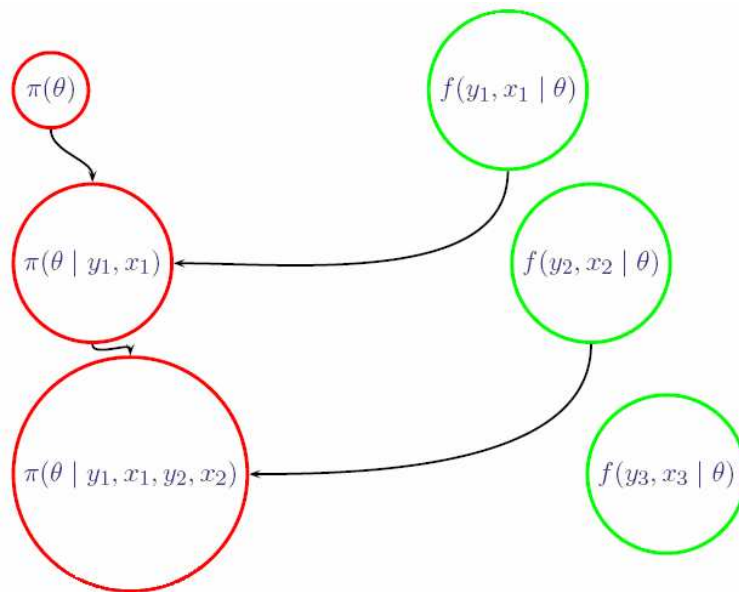


Figura q: Applicazione iterata del teorema di BAYES

La descrizione del coefficiente di aggiornamento è essenzialmente la descrizione del modello probabilistico che lega Y a X , dove il vettore di parametri θ rappresenta l'effetto dei parametri X su Y .

L'obiettivo dell'applicazione reiterata del teorema di Bayes è quello di passare da uno stato iniziale scarsamente informativo su θ , rappresentato dalla distribuzione in rosso (gli effetti di θ probabili sono sia positivi che negativi), a quello finale più informativo (sono altamente probabili effetti positivi o negativi), rappresentato dalla distribuzione in nero nella figura r.

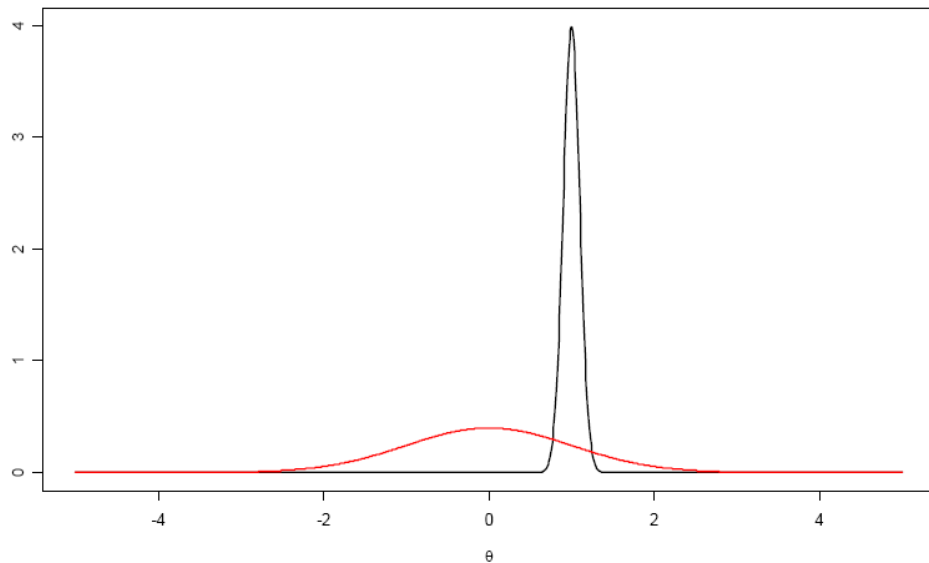


Figura r : Distribuzione della probabilità di θ nell'istante iniziale (rosso) e finale (nero)

Tale stato informativo è condizionato ai dati osservati fino al tempo n e può cambiare con la raccolta di ulteriori informazioni.

La descrizione del coefficiente di aggiornamento riguarda lo studio del modello utilizzato per relazionare Y a X . Il modello rientra nella classe dei Modelli Dinamici Lineari (in inglese DLM) [22].

Il modello è Lineare perché la relazione tra Y e X è lineare:

$$Y_t = \theta_t^V V_t + \theta_t^C C_t + \theta_t^S S_t + \varepsilon_t$$

è *stocastica* in quanto è affetta da un errore aleatorio $\varepsilon_t \sim N(0, \Phi)$ normale, di media 0 e varianza φ sconosciuta. Anche la varianza dell'errore sull'equazione che relaziona Y a X (nota come equazione di stato) è considerata aleatoria, distribuita con legge Gamma i cui parametri sono opportunamente fissati.

Il modello è Dinamico perché contiene la seguente equazione di sistema che dice come il sistema evolve nel tempo, cioè come gli effetti di X su Y evolvono nel tempo mettendo in luce le diverse condizioni di operatività della TBM (terreno, operatore, ecc...):

$$\theta_t = G\theta_{t-1} + \omega_t ,$$

dove la matrice G è una matrice identità di dimensione 3 e ωt è un vettore aleatorio distribuito con legge normale multivariante di dimensione 3 e con una opportuna matrice di varianza / covarianza.

La stima dei parametri avviene tramite l'applicazione del teorema di Bayes. I calcoli non sono computazionalmente impegnativi in quanto l'espressione degli stati informativi iniziale e finale sono delle distribuzioni normali (quindi note analiticamente) con una certa media e una certa varianza.

La stima di Y dato X per un insieme di circa 200 stati di funzionamento della TBM, dall'anello 2077 all'anello 2081, in cui si è incontrata un'omogeneità di ammasso roccioso, caratterizzato dalla geologia definita $g1$, è rappresentata nel grafico in figura s, in cui vengono messe in risalto le capacità previsionive del modello. I dati sono stati filtrati, considerando valori spinta superiori ai 10000kN, poiché i dati al di sotto di tale valore sono poco rappresentativi del funzionamento a regime della TBM stessa.

Distribuzione a Posteriori di Y

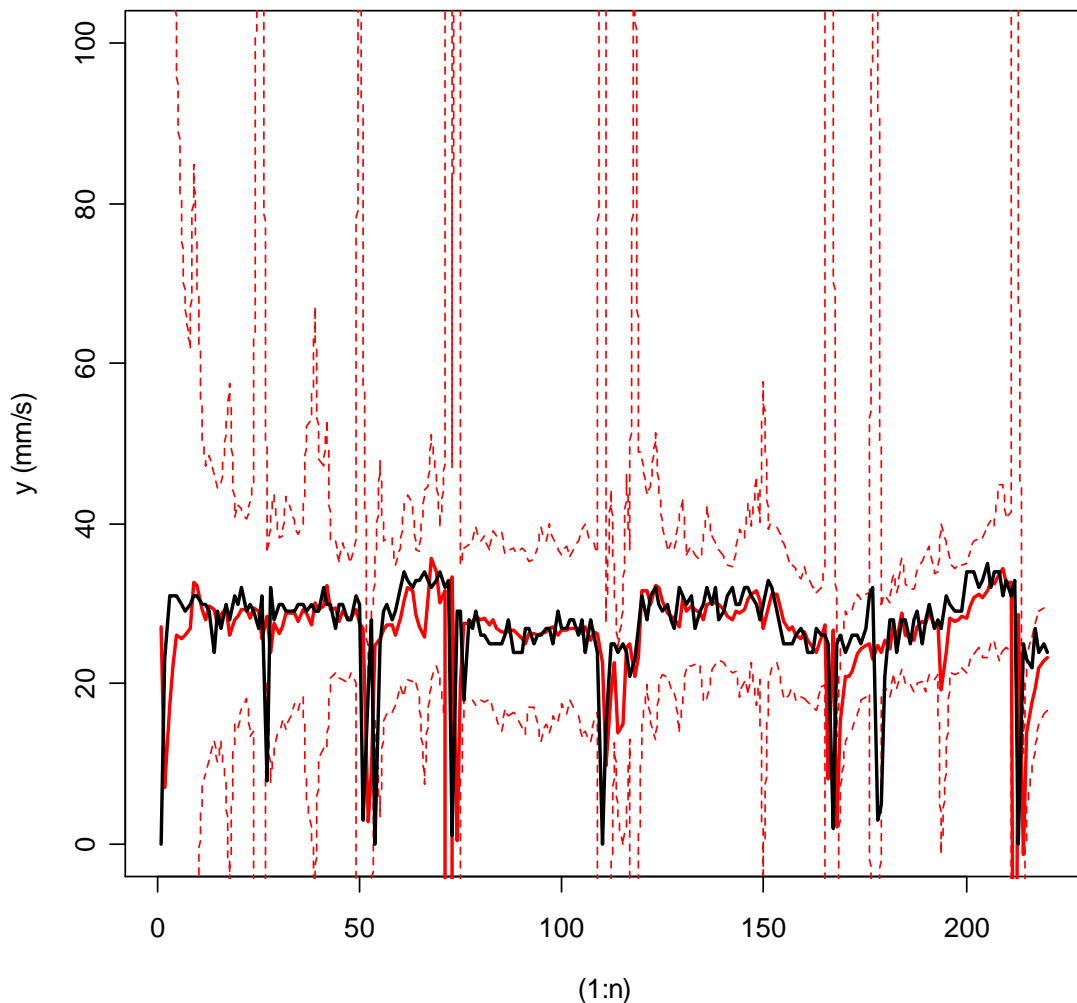


Figura s: Stima di Y dato X per un insieme di stati di funzionamento della TBM

Il grafico riporta in rosso il valore medio stimato e, con le linee tratteggiate, l'intervallo dei valori di Y più probabili al 95% di probabilità. In nero sono invece riportati i valori osservati. Si nota come l'incertezza iniziale diminuisce in seguito alla raccolta dei dati e come comportamenti "anomali" della TBM, rispetto a quanto osservato in precedenza, comportano un nuovo aumento dell'incertezza su Y che, come si può osservare, coincidono generalmente con le effettive cadute di avanzamento a causa di anomalie o difficoltà durante lo scavo.

Il modello risente di queste anomalie e stima per i successivi anelli un valor medio per Y con un errore superiore a quello precedente all'anomalia. Questo errore è bilanciato da un aumento della variabilità della stima che indica una minore affidabilità della stima stessa.

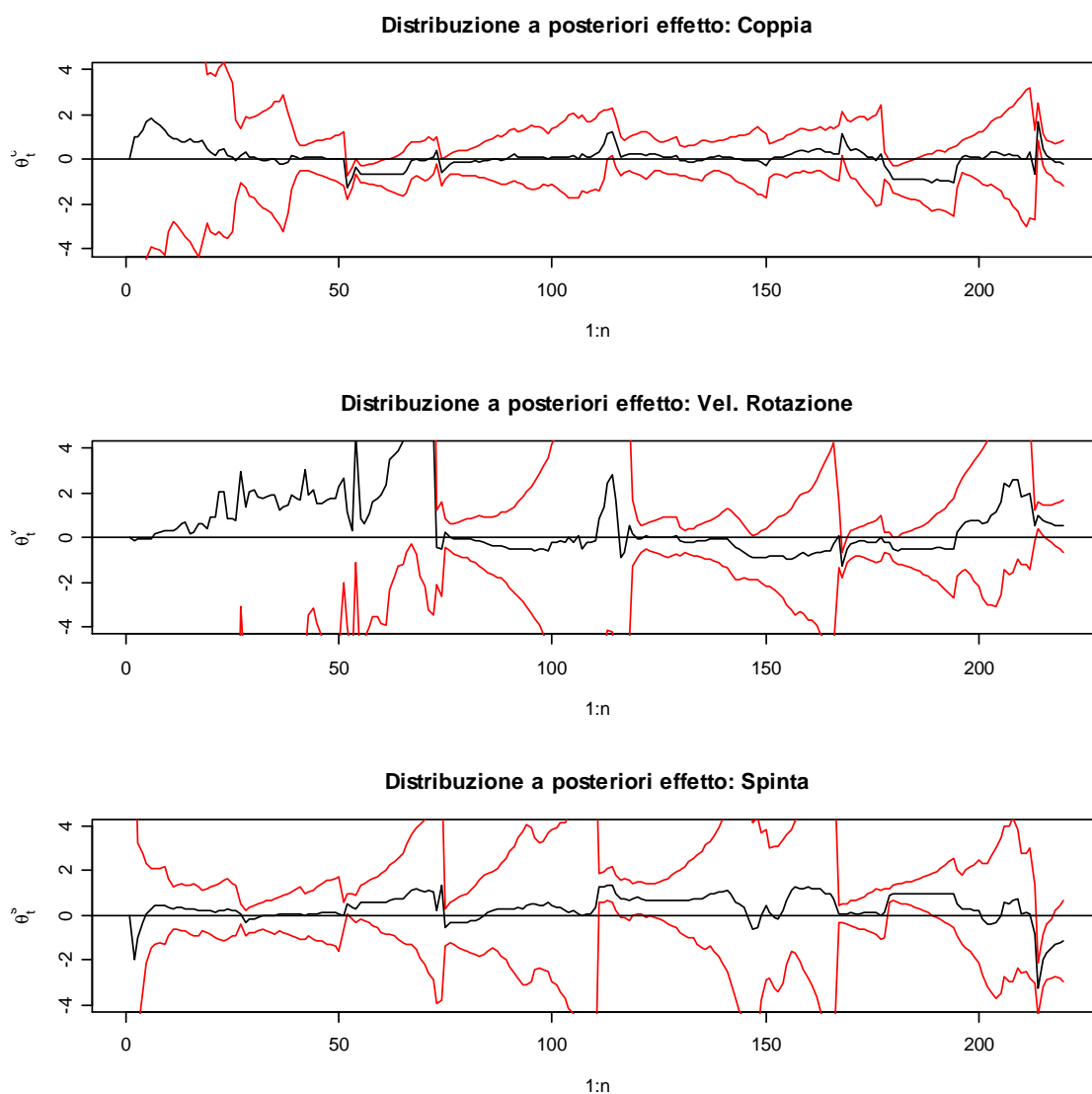


Figura t: Distribuzione degli effetti θ per C, V ed S.

Attraverso il grafico in figura t è possibile stimare la distribuzione a posteriori degli effetti θ . Il grafico sopra riporta sia l'effetto medio in nero che i valori dei medesimi effetti più probabili al 95% di probabilità.

Questo grafico è utile per trarre indicazioni sul comportamento immediato della TBM. Infatti se gli effetti stimati sono probabilmente positivi o probabilmente negativi allora possiamo agire sul corrispondente parametro per aumentare la velocità di avanzamento Y . Se l'effetto relativo a un certo parametro è probabilmente positivo in un certo istante significa che il parametro sta contribuendo ad un aumento della velocità di avanzamento. Se l'effetto è probabilmente negativo, il parametro sta rallentando il processo e sarebbe opportuno diminuire il suo valore.

Se consideriamo ad esempio gli stati di funzionamento della TBM dal 180° al 190° stato, ci accorgiamo che, accanto ad un effetto positivo della spinta, vi è un effetto negativo della velocità di rotazione e della coppia, ciò significa che un'induzione di spinta ed un contemporaneo abbassamento della velocità di rotazione, e quindi della coppia applicata sulla testa di taglio, avrebbe avuto dei vantaggi sulla velocità di avanzamento Y .

Infine possiamo verificare che gli scarti tra le medie di Y osservate e quelle stimate sono, per la maggior parte, limitati e compresi in un intervallo compatibile con il modello proposto $(-2,2)$. Infatti gli scarti solo in alcuni tratti sono elevati, mentre la maggior parte tende a 0. Pertanto possiamo concludere che il modello si adatta ai dati osservati e quindi le sue capacità previsive sono utilizzabili quando la TBM è in funzionamento a regime.

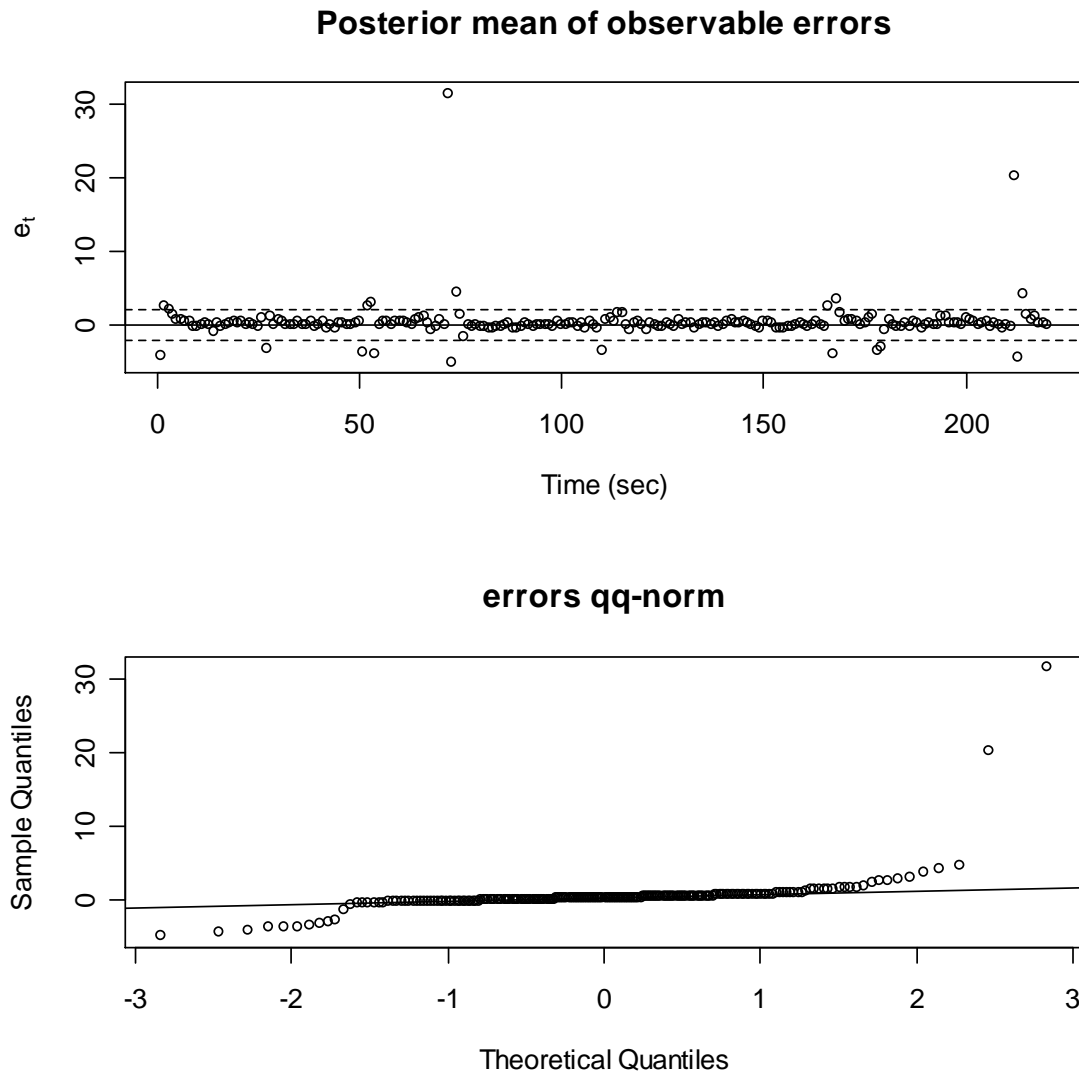


Figura u: Scarti tra le medie di Y stimate e osservate per un tempo di osservazione di circa 200 min

Alcuni problemi invece insorgono nell'estensione dell'analisi a campi d'osservazione più ampi. In questi casi abbiamo visto dall'analisi descrittiva che insorge sia l'influenza della geologia, sia quella dovuta al comportamento dell'operatore che a loro volta avrebbero bisogno di un modello probabilistico che li leghi a Y .

Di seguito si è applicato il modello ad un tratto di scavo pari a circa 7,2 m, caratterizzato dalla geologia tipo 2. In tale tratto si è incontrato un materiale molto scadente che rendeva il fronte di scavo instabile e tendente a franare di fronte alla testa di scavo. Da ispezioni geologiche eseguite in campo sul fronte, appariva chiara una forte degradazione dell'ammasso roccioso, soprattutto nella parte superiore del fronte. Questi fenomeni iniziati

durante lo scavo dell'anello 2156 si sono protratti sino all'anello 2158 per poi sfociare con lo sviluppo di un fornello durante lo scavo per il posizionamento dell'anello 2159.

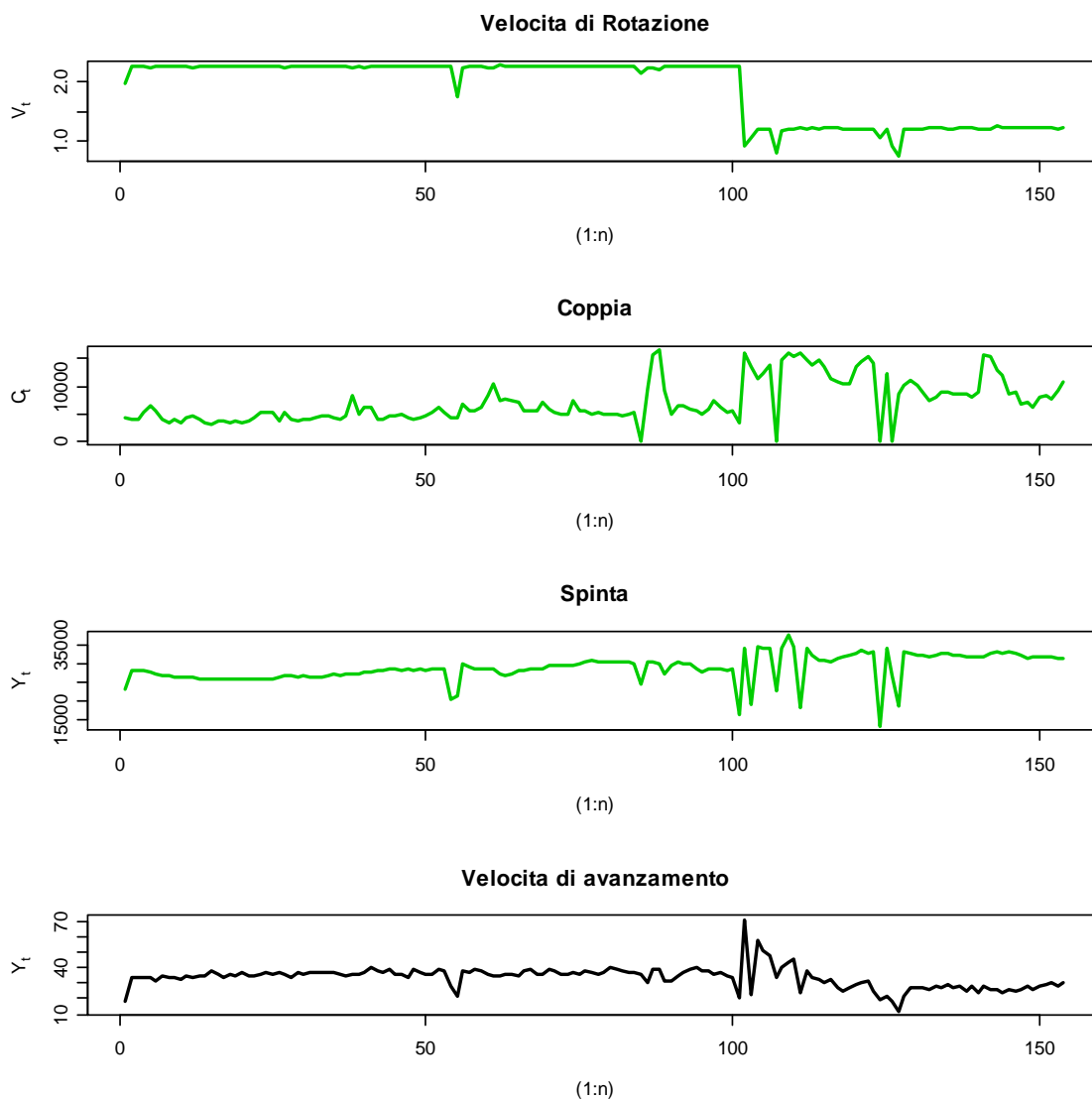


Figura v: serie storiche dei parametri di scavo dall'anello 2156 all'anello 2159.

Il grafico in figura v, conferma quanto detto sopra. E' ben visibile a partire dallo stato 100 una reazione diversa della TBM nei confronti dell'ammasso roccioso. La velocità di rotazione cade improvvisamente dai 2rpm al disotto di 1 rpm e conseguentemente si individuano valori di spinta, coppie e velocità di avanzamento più alte, a conferma dello scavo di un materiale di poca resistenza. L'aver abbassato la velocità di rotazione è stata una risposta degli operatori ad un comportamento particolare della TBM, a causa di eccessivi valori di coppia sulla testa determinati dal facile riempimento della precamera di scavo da parte del materiale in frana dal fronte.

Distribuzione a Posteriori di Y

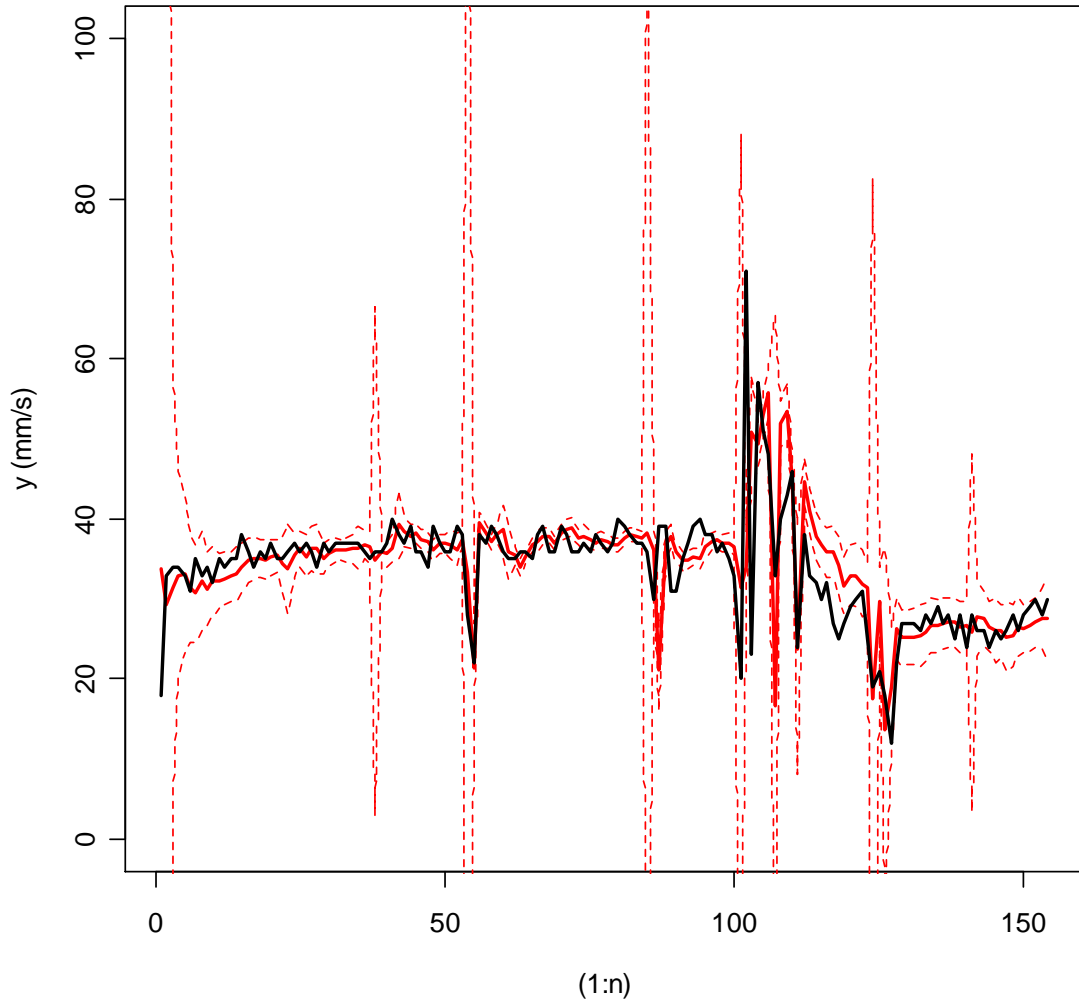


Figura z : Stima di Y dato X per un insieme di stati di funzionamento della TBM dall'anello 2156 all'anello 2159

La figura sopra mostra l'applicazione del modello al tratto preso in considerazione. E' interessante notare come il modello si adatti bene ai valori di Y osservati, fatta eccezione per i casi in cui la velocità di avanzamento presenta delle cadute improvvise. Attraverso il grafico della distribuzione degli effetti θ per C, V ed S, è possibile trarre indicazioni sul comportamento immediato della TBM.

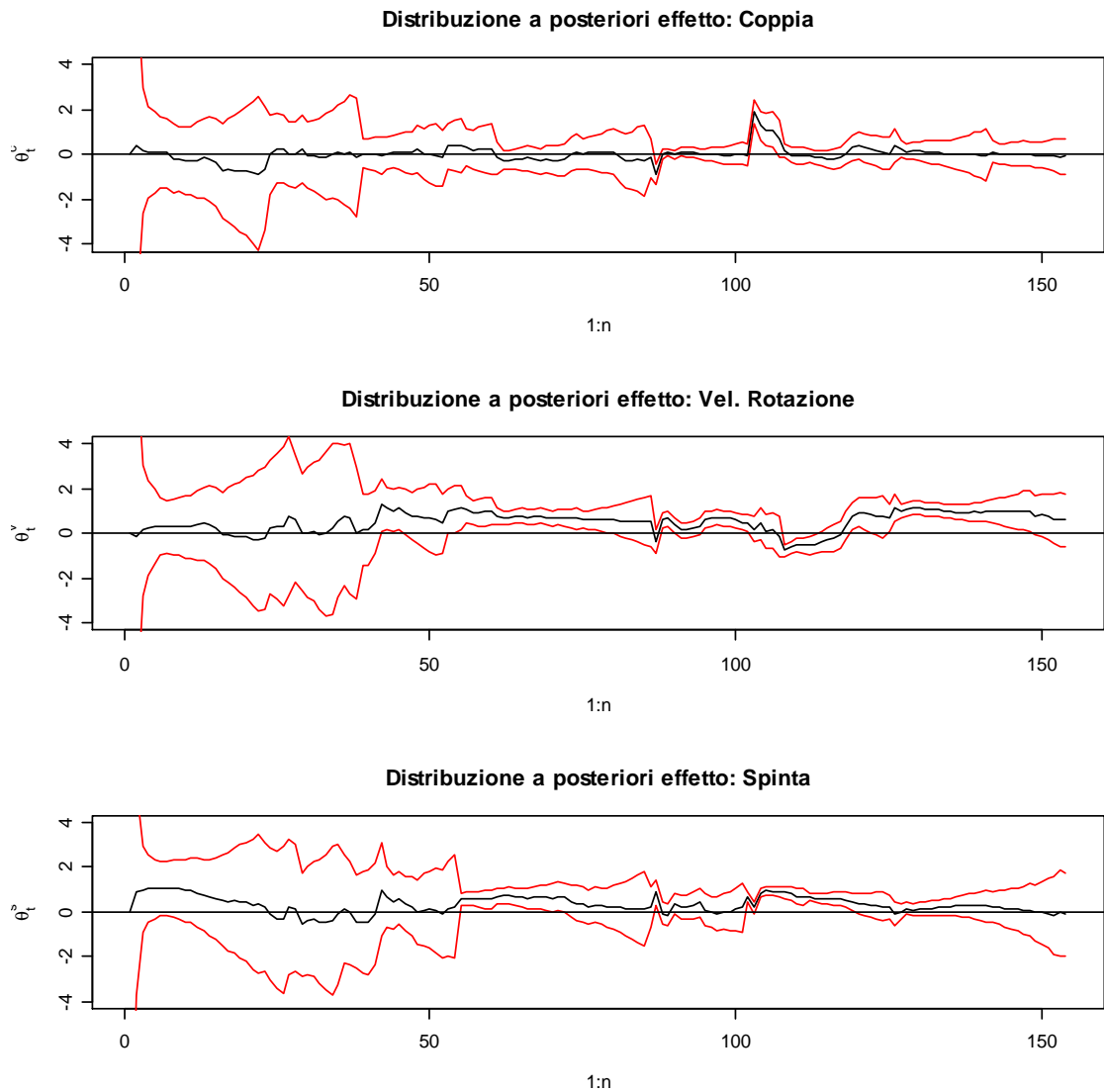
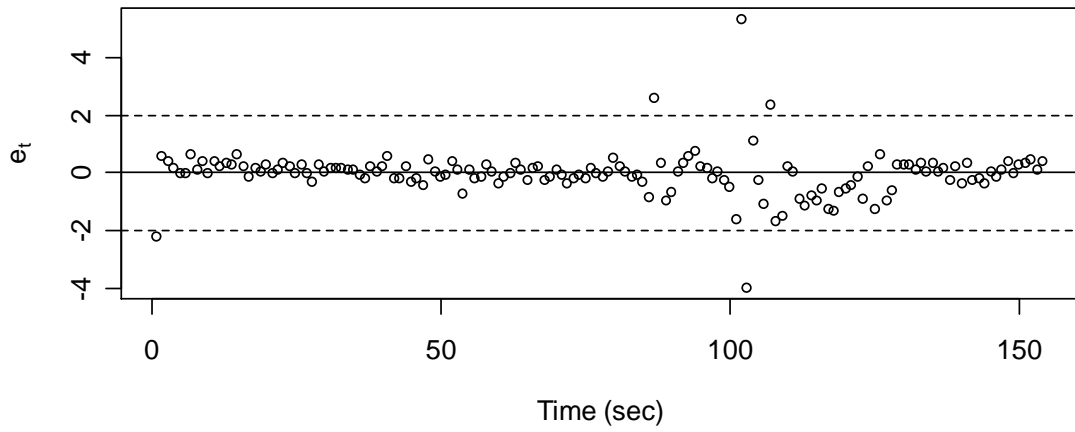


Figura w: Distribuzione degli effetti θ per C,V ed S Barcellona anelli 2156-2159

E' interessante notare come dallo stato 50 in poi queste distribuzioni degli effetti diano delle indicazioni affidabili sul modo in cui si possa agire su S, V e C , per ottenere degli aumenti Y . Pare evidente, soprattutto dopo lo stato 50, un effetto positivo della velocità di rotazione e così pure, anche se in minor misura, per la spinta. Riguardo la coppia il suo effetto sul miglioramento della velocità di avanzamento sembrerebbe essere ininfluenza, a parte un picco dopo lo stato 100.

Anche in questo caso possiamo verificare che gli scarti tra le medie di Y osservate e quelle stimate sono, per la maggior parte, limitati e compresi in un intervallo compatibile con il modello proposto $(-2,2)$. Infatti gli scarti solo in alcuni tratti sono elevati, mentre la maggior parte tende a 0. Pertanto possiamo concludere che il modello si adatta ai dati osservati.

Posterior mean of observable errors



errors qq-norm

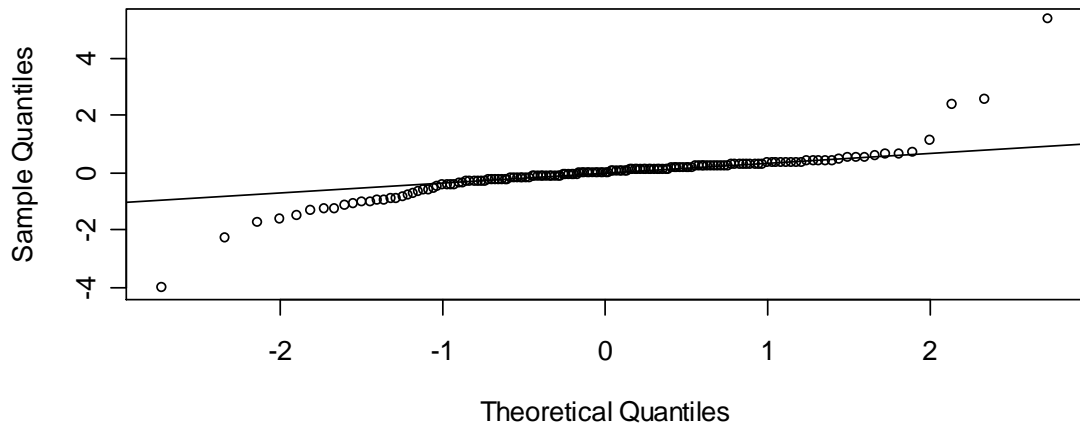


Figura y: Scarti tra le medie di Y stimate e osservate per un tempo di osservazione di circa 150 min

9.2 Modello probabilistico sulla base dei dati della galleria Pieve a Quarto.

La stima di Y dato X per un insieme di anelli dall'anello 0 all'anello 50 in cui si è incontrata un omogeneità di ammasso roccioso è rappresentata nel grafico in figura s1 , in cui vengono messe in risalto le capacità previsive del modello applicato alla galleria Pieve a Quarto.

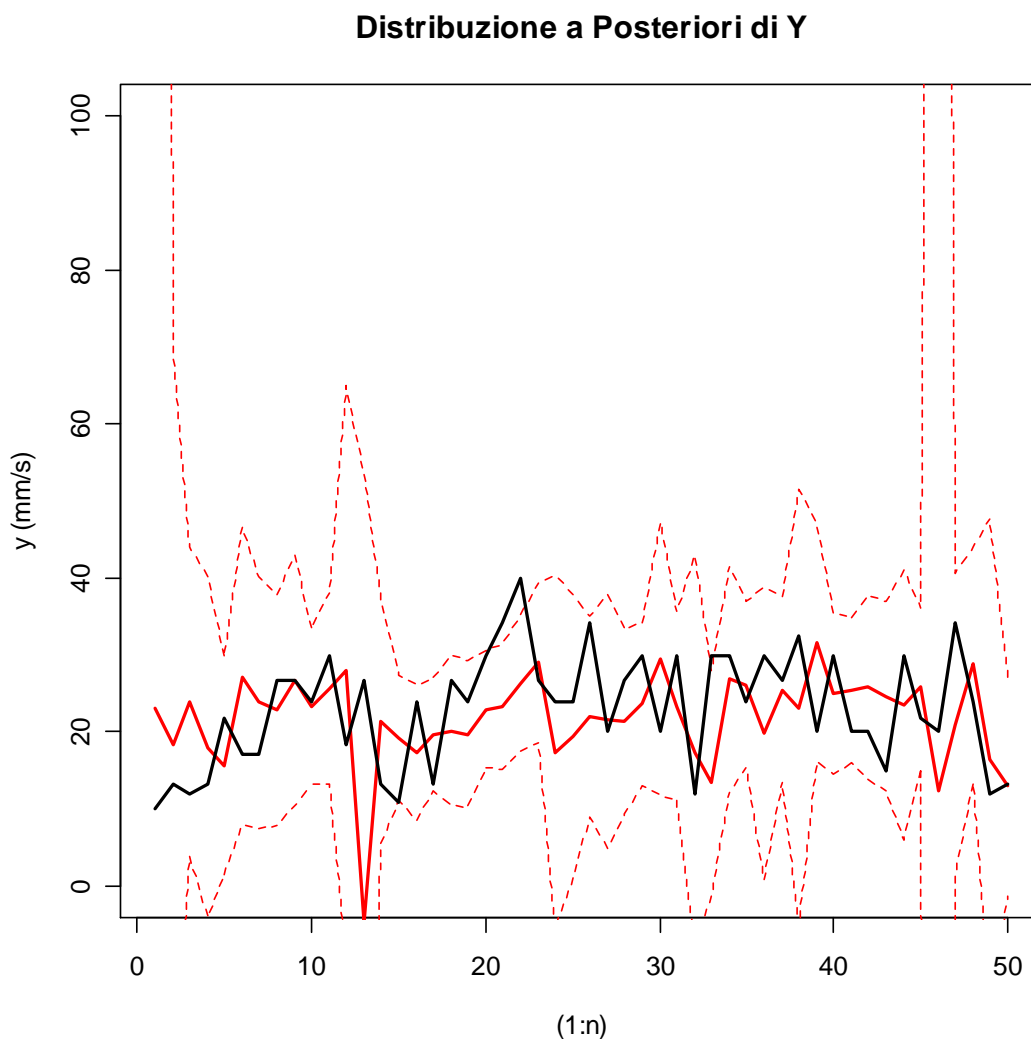


Figura s1: Stima di Y dato X per un insieme di stati di funzionamento della TBM

Si nota come l'incertezza iniziale diminuisca in seguito alla raccolta dei dati e come comportamenti "anomali" della TBM rispetto a quanto osservato in precedenza comportano un nuovo aumento dell'incertezza su Y , come capita tra l'anello 10 e 14 in cui lo scavo si è caratterizzato per tempi di ciclo abbastanza elevati, rispetto al valore medio dei primi 50 anelli, pari a circa 55 min.

n° anello	Durata [min]
10	100
11	90
12	55
13	70
14	70

Durante lo scavo per il montaggio dell'anello 10 si sono infatti individuate problematiche di avanzamento a causa della fuoriuscita del materiale dalla testa di scavo in blocchi di grandi dimensioni, che hanno causato tra l'altro un fermo produzione importante a causa della rottura del tappeto in gomma del nastro 1.

Durante lo scavo per il montaggio dell'anello 11 si sono verificati ripetuti stacci della TBM, a causa di problemi all'impianto oleodinamico della pompa principale 1.

Il modello riscontra queste anomalie e stima per i successivi anelli un valor medio per Y inatteso, cioè con valori estremamente bassi ed una variabilità molto ampia degli stessi valori di Y , indicata con le linee rosse tratteggiate, più probabili al 95% di probabilità, denotando in tal modo un aumento dell'incertezza su Y .

Un'altra zona di incertezza del modello è rappresentata dalla zona di scavo intorno all'anello 46, 47 e 48 in cui probabilmente il modello riconosce che a parità di velocità di avanzamento corrispondono dei regimi di funzionamento della TBM diversi come dimostrano i valori di spinta registrati:

n° anello	Penetrazione	
	Spinta[MN]	[mm/min]
45	1,84	0,741
46	2,86	0,853
47	2,86	0,526
48	1,88	0,775

Analogamente è possibile stimare la distribuzione degli effetti di X su Y . Il grafico sotto riporta sia l'effetto medio in nero che i valori dei medesimi effetti più probabili al 95% di probabilità.

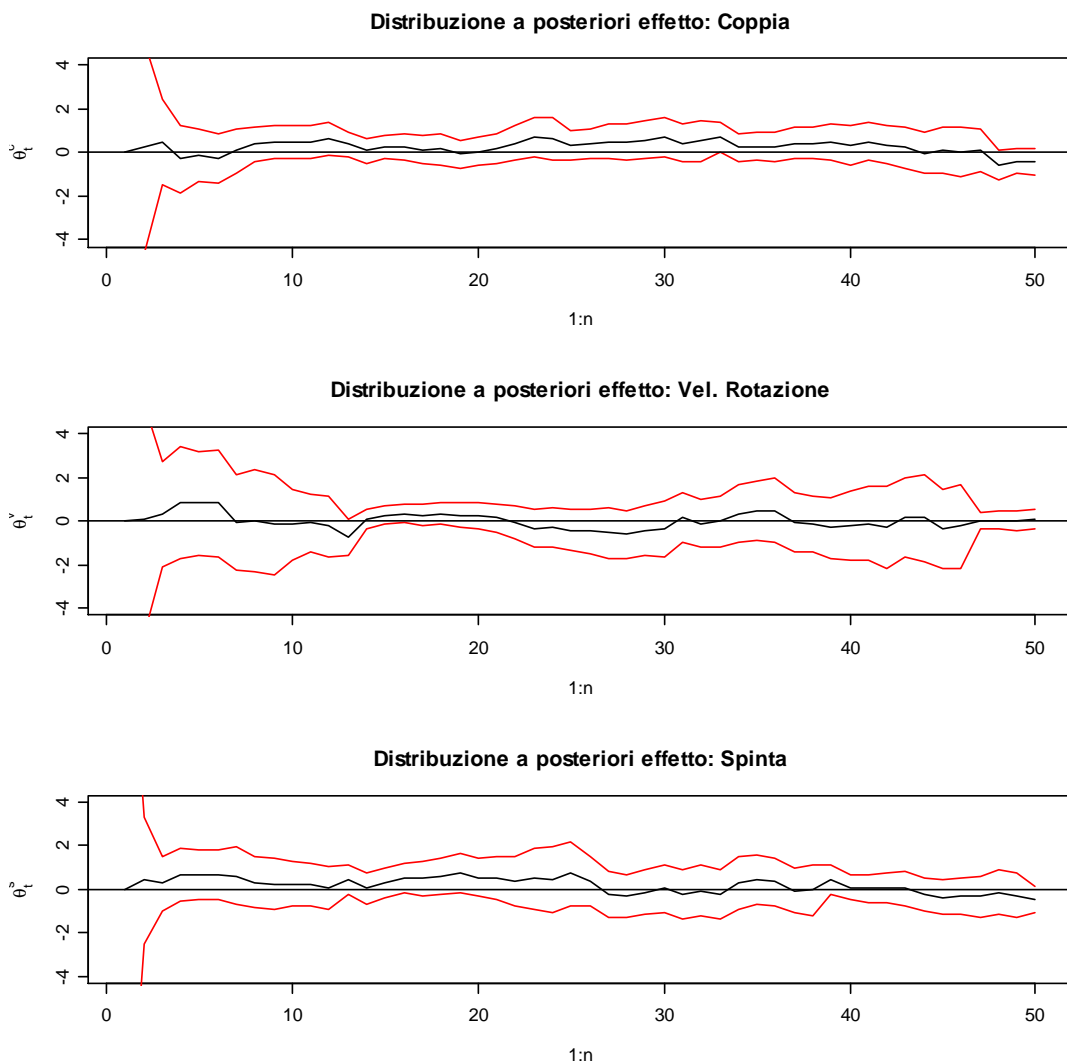


Figura t1: Distribuzione degli effetti θ per C,V ed S.

Considerando l'intervallo dall'anello 10 all'anello 14 l'effetto coppia risulta probabilmente positivo, pertanto sarebbe stato utile aumentare leggermente tale valore per indurre vantaggi in termini di Y , con una concomitante diminuzione della velocità di rotazione ed una invariabilità della spinta, come mostrano le distribuzioni di probabilità dei relativi effetti.

Quanto detto potrebbe avere una spiegazione sul fatto che sarebbe stato forse utile far riempire la testa con il materiale in blocchi inducendo più coppia sulla testa grazie ad una velocità di rotazione minore ed una spinta invariata, ciò avrebbe tra l'altro consentito di rompere i blocchi all'interno della testa di taglio e scaricarli con una pezzatura più piccola creando vantaggi a tutto il ciclo di scavo.

Infine possiamo verificare che gli scarti tra le medie di Y osservate e quelle stimate sono, anche in questo caso, per la maggior parte, limitati e compresi in un intervallo compatibile con il modello proposto (-2,2). Infatti solo per un anello si presenta uno scarto elevato, mentre la maggior parte tende a 0. Pertanto possiamo concludere che il modello si adatta ai dati osservati.

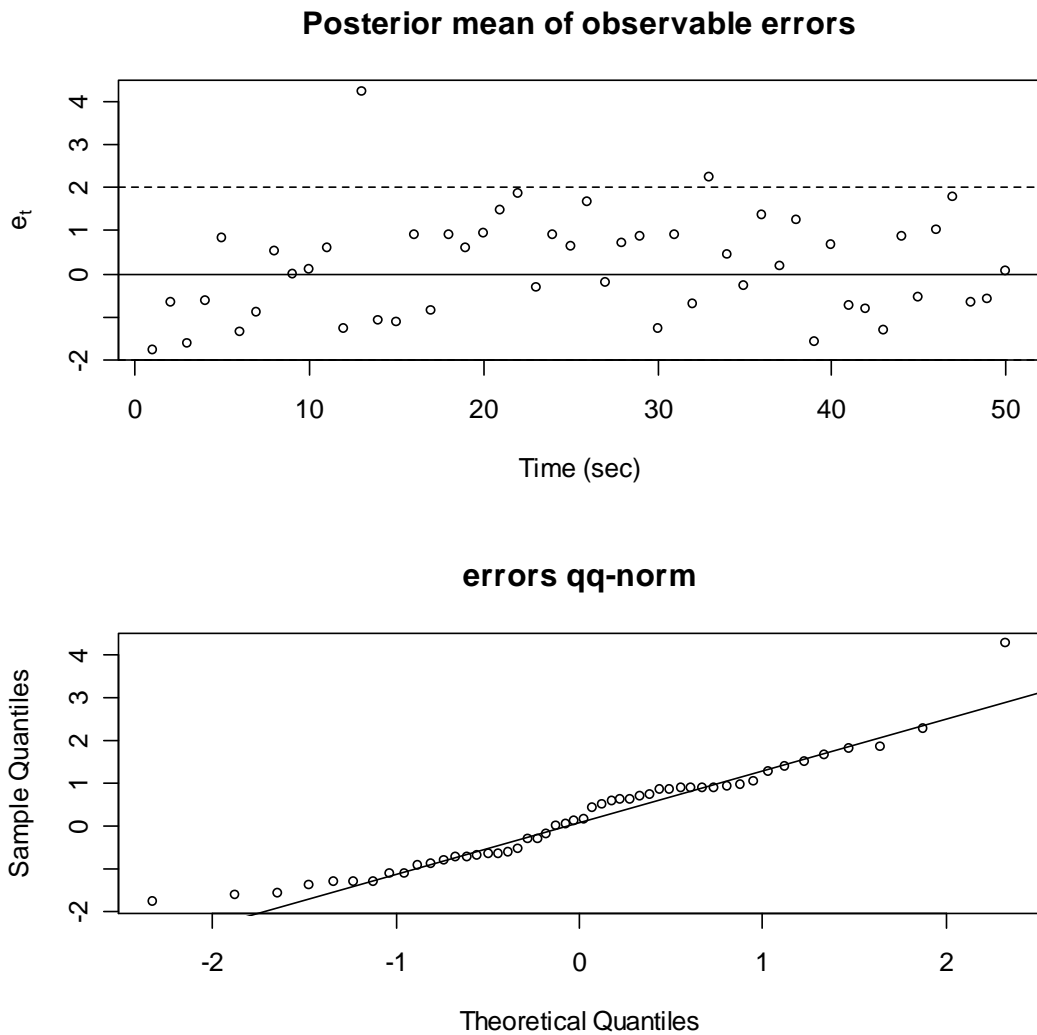


Figura u1: Scarti tra le medie di Y stimate e osservate per un tempo di osservazione di circa 50 anelli

Alcuni problemi invece insorgono nell'estensione dell'analisi a campi d'osservazione più ampi. In questi casi abbiamo visto dall'analisi descrittiva che insorge sia l'influenza della geologia, sia quella dovuta al comportamento dell'operatore che a loro volta necessiterebbero di un modello probabilistico che li leghi a Y.

Il grafico in figura y mostra il risultato del modello applicato a una porzione di galleria di 774 anelli con geologia omogenea e operatori che si alternano variamente.

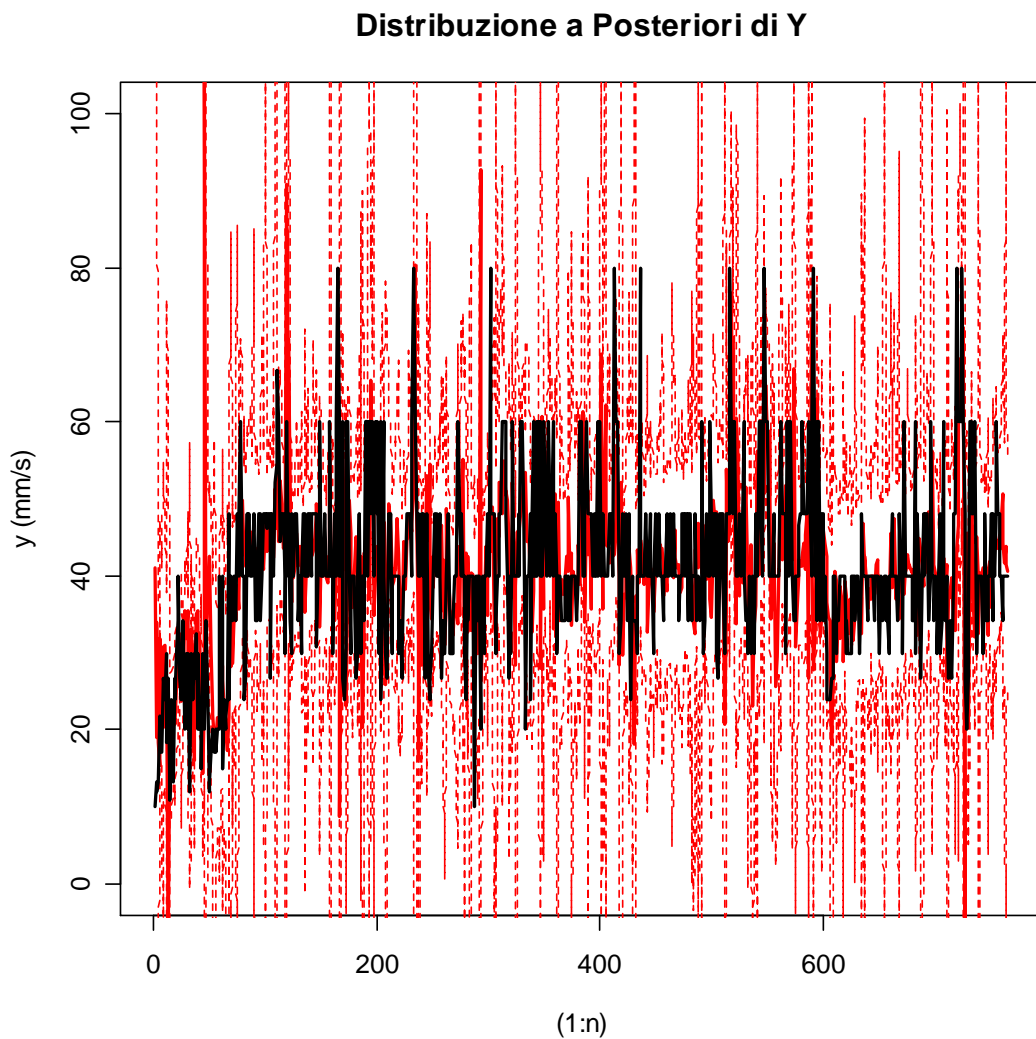


Figura y: Stima di Y con il MDL per gli anelli dal 1 al 774 della galleria Pieve a Quarto

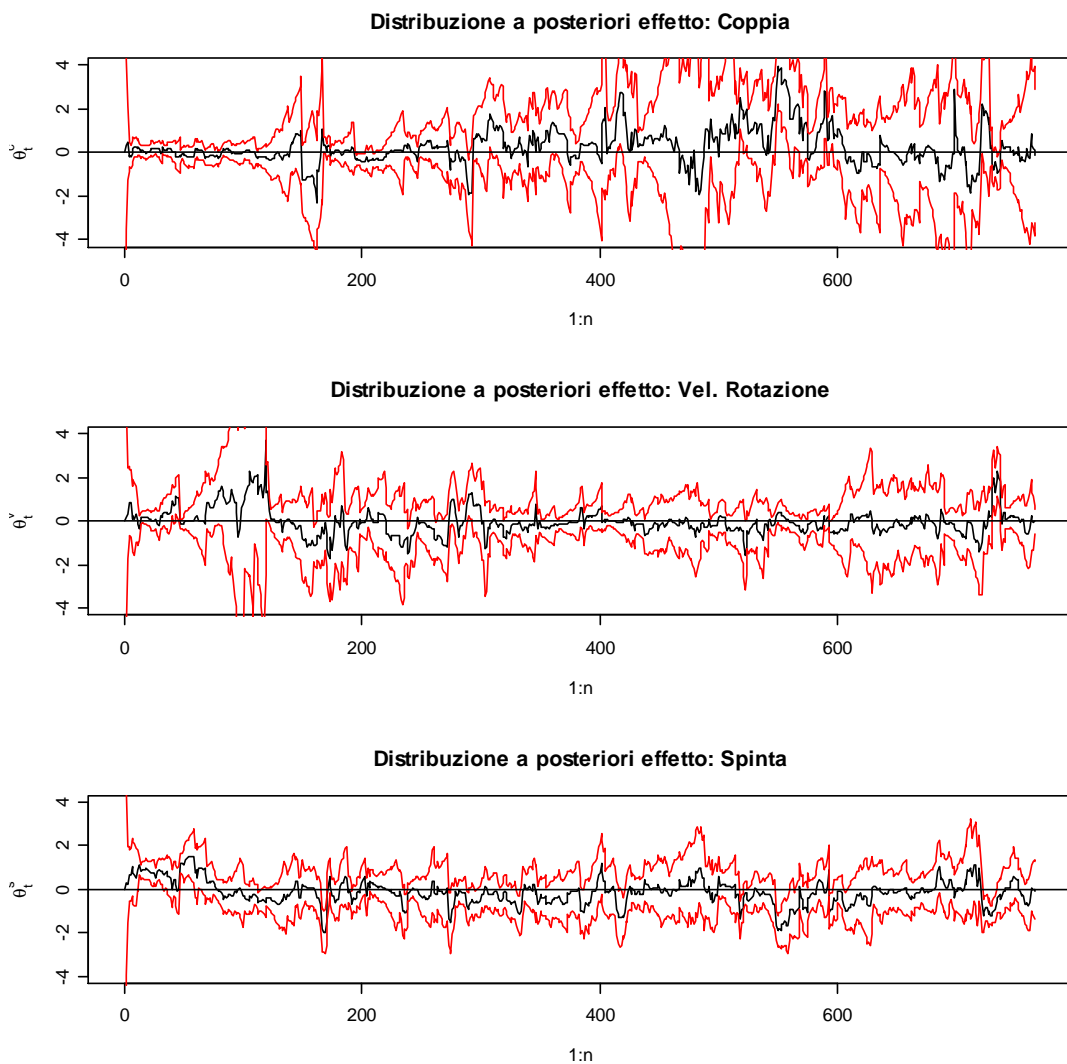
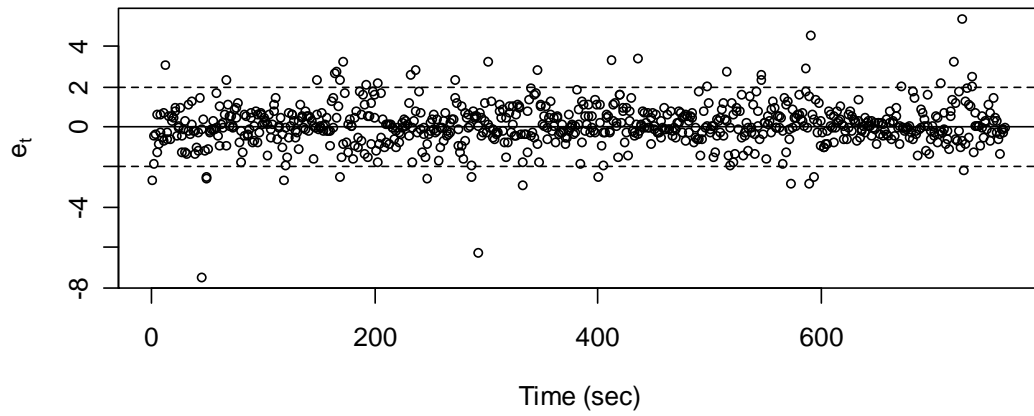


Figura y1 Distribuzione degli effetti θ per i parametri C, V ed S su 774 anelli

Si nota che comportamenti anomali della TBM fanno improvvisamente aumentare l'incertezza sulla previsione e ci sono diverse velocità di avanzamento che non sono state adeguatamente previste dal modello.

Posterior mean of observable errors



errors qq-norm

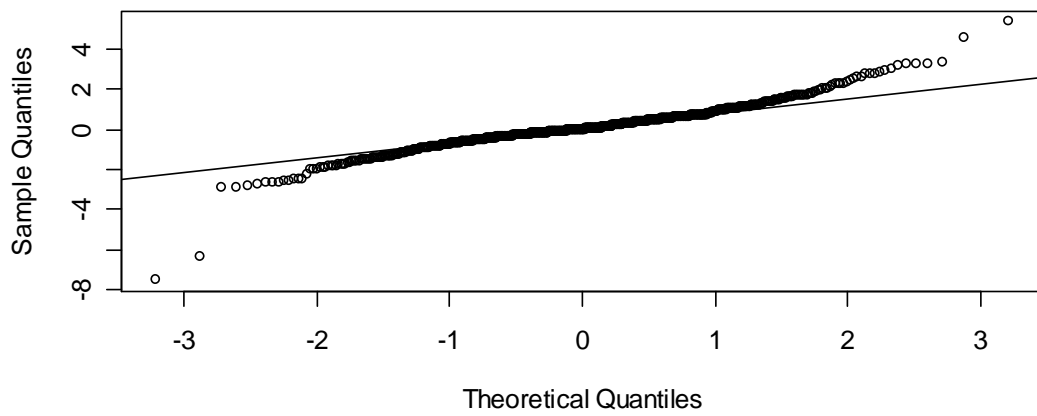


Figura y2 Scarti tra le medie di Y stimate e osservate per un tempo di osservazione di 774 anelli

9.3 Modello probabilistico sulla base dei dati della galleria Castellaccio.

Nel caso della galleria di Castellaccio non utilizziamo la coppia per prevedere Y in quanto il dato non è disponibile. Nonostante ciò le capacità previsionive del modello restano buone. Infatti la stima di Y dato X per un insieme di circa 150 stati di funzionamento della TBM, dall'anello 200 all'anello 350, in cui si è incontrata un'omogeneità di ammasso roccioso, caratterizzato dalla geologia definita g_2 , è rappresentata nel grafico in figura s2, in cui vengono messe in risalto le capacità previsionive del modello.

Distribuzione a Posteriori di Y

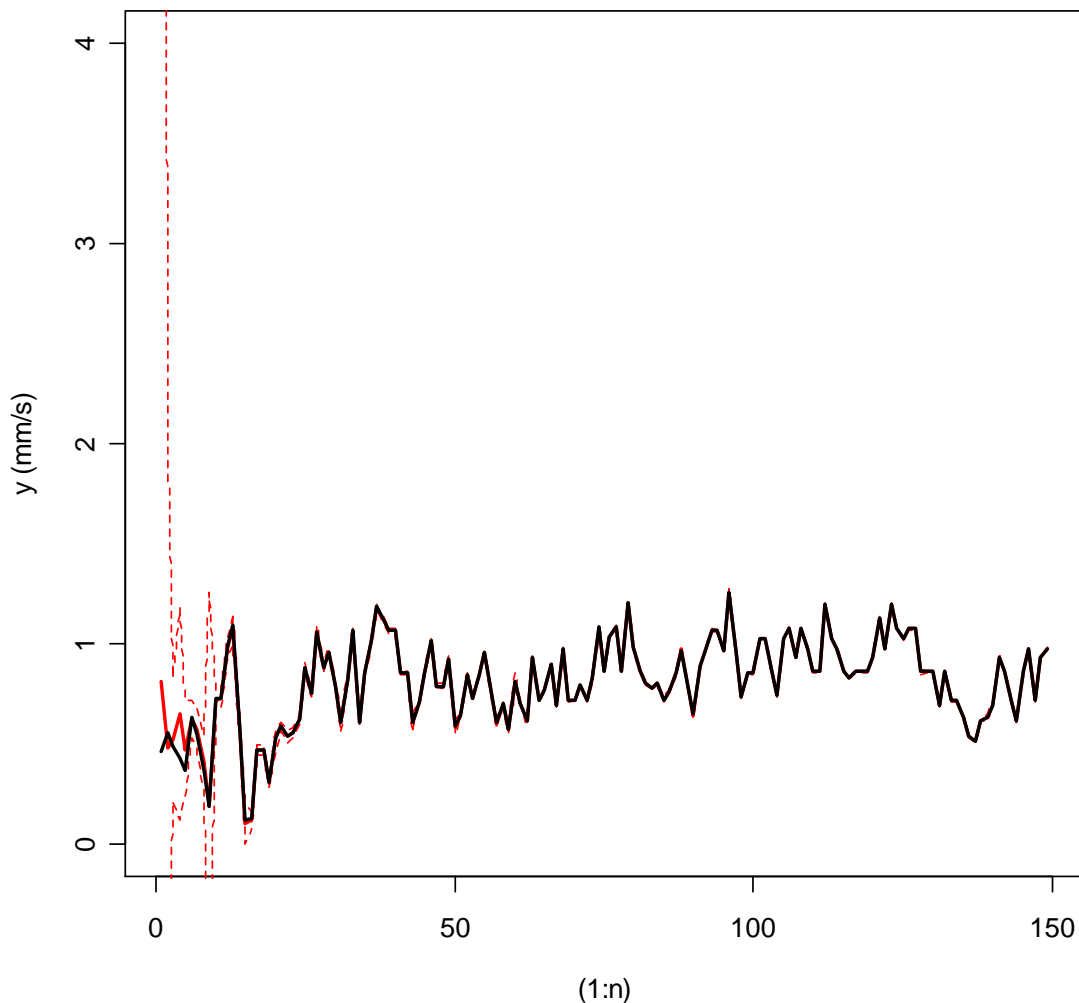


Figura s2: Stima di Y dato X per un insieme di stati di funzionamento della TBM

Il grafico riporta in rosso il valore medio stimato e, con le linee tratteggiate, l'intervallo dei valori di Y più probabili al 95% di probabilità. In nero sono invece riportati i valori osservati. A differenza dell'analisi condotta nel caso della metropolitana di Barcellona e della galleria Pieve a Quarto, si nota come ci sia una perfetta adattabilità del modello ai

valori di Y registrati in campo. Vi è da tenere in considerazione il fatto che in questa analisi sono entrati in gioco solamente due parametri, velocità di rotazione V e Spinta S , aspetto questo che rende il modello più semplice e lo sottopone a minori situazioni di incertezza.

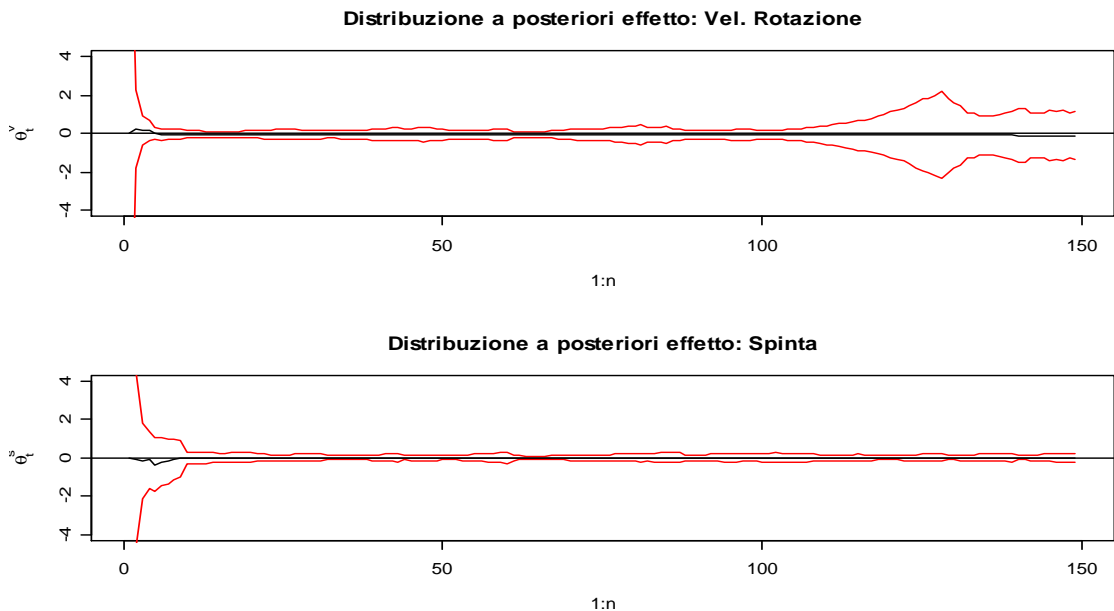
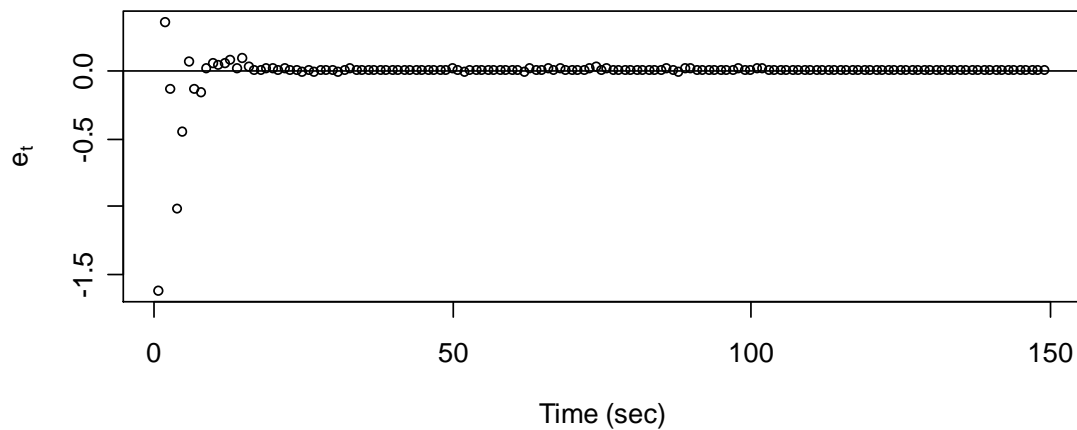


Figura t2: Distribuzione degli effetti θ per C,V ed S.

Attraverso il grafico in figura t2 è possibile stimare la distribuzione degli effetti θ . Il grafico sopra riporta sia l'effetto medio in nero che i valori dei medesimi effetti più probabili al 95% di probabilità.

Infine possiamo verificare che gli scarti tra le medie di Y osservate e quelle stimate sono, per la maggior parte, limitati e compresi in un intervallo compatibile con il modello proposto (-2,2). Infatti gli scarti solo in alcuni tratti sono elevati, mentre la maggior parte tende a 0. Pertanto possiamo concludere che il modello si adatta ai dati osservati.

Posterior mean of observable errors



errors qq-norm

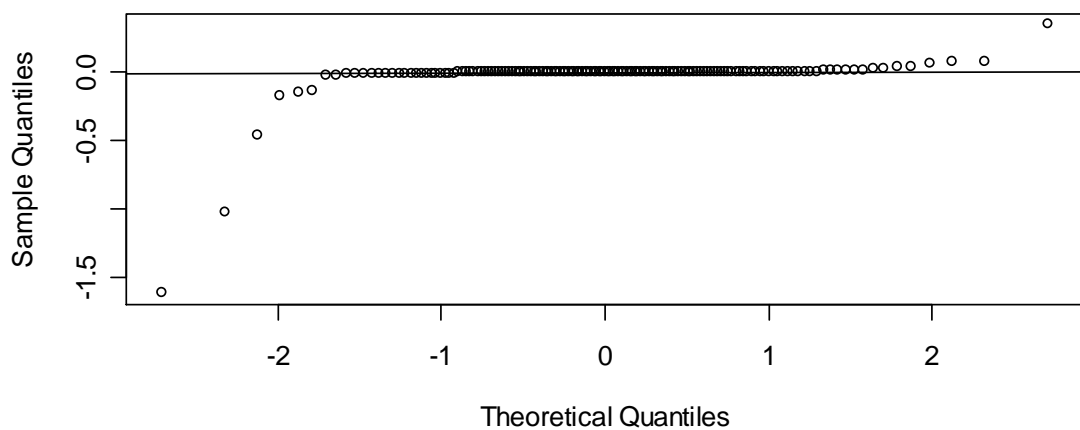


Figura u2: Scarti tra le medie di Y stimate e osservate per un intervallo di osservazione di circa 150 anelli

Alcuni problemi invece insorgono nell'estensione dell'analisi a campi d'osservazione più ampi. In questi casi abbiamo visto dall'analisi descrittiva che insorge sia l'influenza della geologia, sia quella dovuta al comportamento dell'operatore che a loro volta avrebbero bisogno di un modello probabilistico che li leghi a Y .

TABELLE

Tabella 1: casi storici (produzioni ottenute con TBM di diversa tipologia)

Tabella 2: tipi di durezza in funzione del litotipo

Tabella 3: Determinazione di A in funzione della struttura geologica

Tabella 4: Direzione perpendicolare all'asse della galleria

Tabella 5: Direzione parallela all'asse della galleria

Tabella 6: Effetti del flusso idraulico per $(A+B) = 13-14$

Tabella 7: Effetti del flusso idraulico per $(A+B) = 44-75$

Tabella 8: Fattori influenti sulla classificazione di Bieniawski e valutazione dei coefficienti numerici P_i

Tabella 9: Classificazione dell'ammasso roccioso in funzione dell'indice globale RMR

Tabella 10 : Determinazione del parametro P_4 (Condizione dei giunti) (Bieniawski '89)

Tabella 11: Classificazione dell'ammasso roccioso in funzione dell'indice globale RMR89

Tabella 12: Fattori influenti sulla Classificazione di Barton e valutazione dei coefficienti numerici

Tabella 13: Classificazione dell'ammasso roccioso in funzione dell'indice globale Q

Tabella 14: Stima del GSI per ammassi rocciosi fratturati (Marinos e Hoek, 2000)

Tabella 15: Determinazione dei parametri σ_c e m_i per la stima del GSI di ammassi rocciosi flyschoidi (A, B, C, D, E, F, G, H si riferiscono a composizione e struttura dell'ammasso descritte nella Tabella 16)

Tabella 16: Stima del GSI per ammassi rocciosi flyschoidi (Marinos e Hoek, 2000)

Tabella 17: Valori di Drilling Rate Indexes per alcune tipologie di roccia

Tabella 18: Valori di Cutter Life Indexes per alcune tipologie di roccia

Tabella 19: Classi di fratturazione

Tabella 20 : Classi di fatturazione in varie rocce

Tabella 21: Fattori di correzione per DRI diverso da 49

Tabella 22 : Spinta M_b in funzione del diametro della TBM

Tabella 23: Spinta Mb in funzione del diametro della TBM

Tabella 24 : PR per diametro e spaziatura cutter pari a 483mm e 70mm

Tabella 25 :coefficiente correttivo per diametro cutter diverso da a 483mm

Tabella 26 :coefficiente correttivo spaziatura cutter diverso da a 70mm

Tabella 27 : Coefficiente di taglio in funzione del diametro del cutter

Tabella 28 : Coefficiente di taglio in funzione del diametro del cutter

Tabella 29: Coefficiente correttivo Kf

Tabella 30:Stima di Q_{tbm} in funzione di PR calcolato tramite la relazione $Q_{tbm} = (5/PR)^5$

Tabella 31: Prove di permeabilità

Tabella 32: Caratteristiche tecniche della TBM NFM/WIRTH

Tabella 33 : Parametri geomeccanici dell'ammasso in condizioni discrete (Galleria Castellaccio)

Tabella 34 : Parametri geomeccanici dell'ammasso in condizioni scadenti (Galleria Castellaccio)

Tabella 35 Parametri geomeccanici dell'ammasso in condizioni molto scadenti(Galleria Castellaccio)

Tabella 36: Qualità dell'ammasso della galleria Pieve a Quarto ottenuta dai rilievi

Tabella 37 : Parametri geomeccanici dell'ammasso in condizioni scadenti con copertura pari a 58 m (Galleria Pieve a Quarto)

Tabella 38 : Parametri geomeccanici dell'ammasso in condizioni scadenti con copertura pari a 5 m (Galleria Pieve a Quarto)

Tabella 39: Principali caratteristiche della fresa LOVAT RMP16 SE SERIES 21700

Tabella 40 Produzione giornaliera L9 anelli/giorno in geologia 1 (L9 metro)

Tabella 41 Produzione giornaliera L9 anelli/giorno in geologia 2 (L9 metro)

Tabella 42 Produzione settimanale L9 anelli/settimana in geologia 1 e 2 (L9 metro)

Tabella 43 Produzione giornaliera anelli/giorno (Castellaccio)

Tabella 44 Produzione settimanali anelli/settimana (Castellaccio)

Tabella 45 Produzione giornaliera anelli/giorno (Pieve a Quarto)

Tabella 46 Produzione settimanali anelli/settimana (Pieve a Quarto)

FIGURE

Fig.1 Metodo ad infilaggi con volta ad ombrello

Figura 2. Metodo ADECORS

Figura 3 : Schema della TBM in uso a Barcellona per la L9

Figura 4: Ciclo di scavo con una TBM

Figura 5: Schema delle concatenazioni riguardanti i gruppi operativi e decisionali dello scavo meccanizzato.

Figura 6: Fattore di correzione di RSR per scavo con TBM in funzione del diametro della galleria (Wickham G.E. et al., 1974)

Figura 7: Determinazione del parametro P1 (resistenza della roccia) (Bieniawski '89)

Figura 8: Determinazione del parametro P2 (RQD) (Bieniawski '89)

Figura 9: Determinazione del parametro P3 (Spaziatura) (Bieniawski '89)

Figura 10: Stima della resistenza a compressione uniassiale della roccia intatta (σ_c) (Marinos e Hoek, 2000)

Figura 11: Stima della costante m_i per la roccia intatta (Marinos e Hoek, 2000)

Figura 12: Tunnel Heading Machines

Figura 13: Main Beam TBM

Figura 14: Tunnel Reaming machine

Figura 15: Open Face Gripper Shield TBM

Figura 16: Open Face Segmental Shield TBM

Figura 17: Doppio Scudate.

Figura 18: Compressed Air.

Figura 19: Slurry Shield TBM

Figura 20: Earth Pressure Balance TBM

Figura 21: Mixshield TBM

Figura 22: Distribuzione granulometrica e scelta della EPB o SLURRY.

Figura 23: Zona di attacco di due sezioni di tubi in cui si effettuano le misure di densità e flusso

Figura 24: consistenza del cake tipico di una EPB e peso al disotto dei nastri per le relative misure

Figura 25 :Sistema Hydrosields a sinistra e sistema Slurry shields a destra

Figura 26 :Sistema EPB

Figura 27: Quattro situazioni di scavo con TBM, semplificazione di Barton

Figura 28: Relazione tra $Q_{t\text{bm}}$, PR e AR

Figura 29: Relazione tra Q, PR e AR

Figura 30: Figura 30: meccanismo di interazione roccia utensile di taglio

Figura 31:Influenza dell'orientazione delle fratture sull'indice PR [m/hr]

Figura 32: Grafico che mostra la legge di decadimento nel tempo di AR sulla base di 145 tunnel scavati

Figura 33 : legame tra Q e m

Figura 34 :Tracciato della linea 9

Figura 35 :Interconnessioni tra la linea 9 e le altre linee del sistema metropolitano

Figura 36 : Spaccato stazione-tunnel

Figura 37 : Stazione della linea 9

Figura 38 Ciclo di costruzione della stazione.

Figura 39 : Scavo tramite kelly degli schermi di una stazione

Figura 40 : Scavo e sostegno del pozzo

Figura 41 :Stazione completata

Figura 42 :Sezioni di scavo Tratto II, II, IV e sezioni di scavo tratto I

Figura 43 :Pianta geologica linea 9

Figura 44 :Gradi di alterazione della granodiorite

Figura 45: Tracciato del tratto della L9 dal pk 1887 al pk 1653

Figura 46: :Distribuzione del livello freatico lungo il tratto 4° della linea 9.

Figura 47: Schema funzionamento macchina in modo aperto

Figura 48: Schema funzionamento macchina in modo EPB

Figura 49: Disegno della testa fresante

Figura 50: Particolare degli utensili montati sulla testa di taglio

Figura 51: Scudo anteriore

Figura 52: particolare dei motori per la rotazione e dei cilindri per l'avanzamento

Figura 53: Posizione dei sensori nella camera di scavo.

Figura 54: Disegno della trasmissione

Figura 55: Disegno della coclea

Figura 57: Cabina comandi operatore

Figura 58 Diagramma delle pressioni, condizioni di equilibrio

Figura 59 Diagramma delle pressioni, condizioni al limite minimo di stabilità

Figura 60 Diagramma delle pressioni, condizioni al limite massimo di stabilità

Figura 61: Sistema Occidentale del Piano Generale Irriguo Umbro-Toscano (E.I.U.T.)

Figura 62: Carta geologica relativa alla galleria Castellaccio, in tratteggio rosso il tracciato del tunnel)

Figura 63: Testa fresante (LOVAT, 2005)

Figura 64 Effetto dei cilindri di articolazione sullo scudo anteriore della TBM

Figura 64 a: Scudo stazionario e(a destra) e scudo anteriore con piastra motori (a sinistra).

Figura 65 : cilindri di spinta

Figura 66: Intervento sulla zona di sovrapposizione tra nastro 1 e 2

Figura 67: Erettore dei conci

Figura 68 :Trave movimentazioni conci

Figura 69: Manometri e leve di comando disposte all'interno dello scudo stazionario (LOVAT, 2005)

Figura 70 : Scudo di coda TBM Lovat

Figura 71 : Scavo in modalità aperta TBM Lovat.

Foto 72: (a) - Particolare del fronte di scavo e del materiale che passa tra le aperture della testa; (b) - Materiale estratto dalla camera di scavo con il nastro primario

Figura 73: Schema di funzionamento del sistema di monitoraggio e guida TACS (TACS, 2005)

Figura 74: Interfaccia grafica del sistema TACS (a sinistra: posizione della TBM rispetto all'asse teorico; a destra: posizione dell'anello di rivestimento rispetto all'asse teorico) (TACS, 2005)

Figura 75 : relazione spinta – penetrazione

Figura 76 : Rapportino di scavo adottato durante lo scavo della L9

Figura 77: Andamento della spinta della TBM nel tratto considerato(L9 metro).

Figura 78: Andamento della penetrazione della TBM nel tratto considerato (L9 metro)

Figura 79: Andamento della coppia della TBM nel tratto considerato (L9 metro)

Figura 80: Andamento della rotazione della TBM nel tratto considerato (L9 metro)

Figura 81 : Analisi tempistiche dell' attività di scavo (L9 metro)

Figura 82 : Analisi tempistiche dell' attività di scavo (Castellaccio)

Figura 83 : Produttività degli utensili di taglio (Castellaccio)

Figura 84 : Analisi tempistiche dell' attività di scavo (Pieve a Quarto)

Figura 85 : Produttività degli utensili di taglio (Pieve)

INDICE:

INTRODUZIONE.....	2
PARTE 1 : GENERALITA' SULLO SCAVO MECCANIZZATO.....	4
1.1. Punti di forza dello scavo meccanizzato.....	4
1.2 Produzioni ottenibili con le TBM : casi storici.....	7
1.3 Costruzione industrializzata di gallerie con TBM.....	8
1.4 Problematiche generali ed economiche dello scavo meccanizzato.....	10
PARTE 2 : CLASSIFICAZIONE DEGLI AMMASSI ROCCIOSI.....	13
2.1 Lo studio geologico e geotecnica.....	13
2.2 Caratteristiche fisiche dell'ammasso roccioso.....	15
2.3 Le classificazioni geomeccaniche.....	17
2.3.1 Classificazione di Wickham (RSR).....	18
2.3.2 Classificazione di Bieniawski (BRMR e RMR).....	21
2.3.3 Classificazione di Barton (Q).....	28
2.3.4 Classificazione di Hoek et al. (GSI).....	33
2.4 Adattamento della Classificazione di Hoek (GSI) ad ammassi rocciosi flyschoidi.....	40
PARTE 3 : CLASSIFICAZIONE DELLE TBM.....	42
3.1 Classificazione delle Macchine di scavo.....	43
3.2 La tecnica Slurry shield ed Earth Pressure Balanced shield	55
3.2.1 Criteri di scelta tra una modalità Slurry e una EPB.....	55
3.2.2 Confronto tra Slurry e EPB shields : Modalità di sostegno del fronte di scavo.....	58
PARTE 4: MODELLI PREVISIONALI EMPIRICI.....	61
4.1 Modello NTH.....	62
4.2 Modelli di BARTON $Q_{t\text{bm}}$	75
4.2.1 La legge di decadimento dell' indice AR.....	79
4.2.2. Influenza del consumo degli utensili sul coefficiente di decadimento m	80
4.2.3. Legame tra PR, AR e $Q_{t\text{bm}}$	81
4.2.4 Stima dei tempi di esecuzione di un tunnel tramite il $Q_{t\text{bm}}$	82
PARTE 5: METROPOLITANA DI BARCELONA LA NUOVA LINEA 9.....	83
5.1: Il progetto.....	85
5.2 Il tracciato.....	86
5.3 La geologia della linea 9.....	86
5.4. La Linea 9 dal pK 1887 al pK 1653.....	90
5.4.1. Geologia, geotecnica e idrogeologia del tratto preso in esame.....	91
5.5. La costruzione dei pozzi - stazione per la linea 9.....	98
5.6. La costruzione del tunnel e la descrizione della TBM.....	103
5.7. Modalità di scavo.....	113

PARTE 6: GALLERIE IDRAULICHE ADDUZIONE VAL DI CHIANA.....	116
6.1. Il progetto.....	116
6.2. La galleria di derivazione “Castellaccio”.....	117
6.3. La geologia della galleria Castellaccio.....	118
6.4.: Caratteristiche geostrukturali e geomeccaniche dell’ammasso roccioso.....	120
6.5. La galleria in pressione “ Pieve a Quarto ”.....	124
6.6. La geologia della Galleria Pieve a Quarto.....	124
6.7. Caratteristiche geostrukturali e geomeccaniche dell’ammasso roccioso.....	125
6.8. La TBM LOVAT RMP167SE SERIES 21700.....	129
6.9 Modalità di scavo.....	137

PARTE 7: ANALISI PRODUZIONI DI SCAVO DELLA LINEA 9 E DELLE GALLERIE CASTELLACCIO E PIEVE A QUARTO.....	141
7.1. Produttività raggiunta con la TBM NFM/WIRTH tratto da prog. 1885 a progr. 1653 del tramo 4a della L9 della Metropolitana di Barcellona.....	146
7.2 Produttività raggiunta con la TBM LOVAT Galleria Castellaccio da progressiva 0 a progressiva 1779.....	152
7.3. Produttività raggiunta con la TBM LOVAT Galleria Pieve a Quarto da progressiva 0 a progressiva 926,7.....	158

PARTE 8: ANALISI DELLE PRESTAZIONI DELLE TBM.....	164
8.1. Analisi statistica dei dati - L9 Metropolitana di Barcellona.....	167
8.1.1 Analisi con il metodo delle componenti principali.....	177
8.2.. Analisi statistica dei dati – Galleria Pieve a Quarto.....	180
8.3. Analisi statistica dei dati – Galleria Castellaccio.....	193

9 COSTRUZIONE DEL MODELLO PROBABILISTICO.....	200
9.1 Modello probabilistico sulla base dei dati della L9 Metropolitana di Barcellona.....	203
9.2 Modello probabilistico sulla base dei dati della galleria Pieve a Quarto.....	211
9.3 Modello probabilistico sulla base dei dati della galleria Castellaccio.....	219

BIBLIOGRAFIA:

- [1] J.E. Friant, L.Ozdemir. Tunnel boring technology “ Present and future “.Rect Proceedings (1993).
- [2] L.Sorgia. Progressi nello scavo meccanizzato con tecnologia waterjet.Tesi di laurea. Universita' Degli Studi Di Cagliari. Facoltà di Ingegneria. Dipartimento di Geoingegneria e Tecnologie Ambientali inedita(2004)
- [3]
- [4] M. Bringiotti. Guida al Tunnelling. L'arte e la tecnica. Edizioni PEI.
- [5] K.Szechy. The art of tunnelling. Edizione House of hungarian academy of sciences Budapest pp 764-832 (1973).
- [6] Recommendations and guidelines for TBMs. Working Group 14 AITES – ITA (2001).
- [7] S.Babendererde. Tunnelling machines in soft ground: a comparison of Slurry and EPB shield systems. Tunnelling and Underground Space Technology. Vol.6, No.2, pp 169-174 (1991).
- [8] R.Cotza. Interventi conservative. Relazione generale. Atti convegno “ Il consolidamento del suolo e delle rocce nelle realizzazioni in sotterraneo”. Vol II, Milano (1991).
- [9] J.Pera, JF. Bougard. Some recent progress in tunnel construction in France. Proceedings International Symposium Tunnelling under difficult conditions, pp 1-14 Tokyo (1978).
- [10] P.Lunardi. Progetto e costruzione di gallerie second oil metodo sull'analisi delle deformazioni controllate nelle rocce e nei suoli. Parte III : proposta del nuovo approccio. Quarry and construction. PEI, Parma , Aprile 1996.
- [11] Roberto Bono, Tunnelling Division, PAYMACotas. BARCELONA New Line 9 of Metro. International Congress on MECHANIZED TUNNELLING: CHALLENGING CASE HISTORIES Turin, 16 - 19 November, 2004
- [12] Nicola Della Valle, División de Túneles, PAYMACotas.Construcción industrializada de la infraestructura en la Línea 9 del Metro de Barcelona. Rail meeting Point Barcelona (2004).