

**CRITÉRIOS PARA SELEÇÃO E ANÁLISE DE DESEMPENHO DE
TUNELADORAS EM ROCHA**

DAVI LELIS FERREIRA

**MONOGRAFIA DE PROJETO FINAL EM
ENGENHARIA CIVIL
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA CIVIL E AMBIENTAL**

**FACULDADE DE TECNOLOGIA
UNIVERSIDADE DE BRASÍLIA**

UNIVERSIDADE DE BRASÍLIA
FACULDADE DE TECNOLOGIA
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA CIVIL E AMBIENTAL

**CRITÉRIOS PARA SELEÇÃO E ANÁLISE DE DESEMPENHO DE
TUNELADORAS EM ROCHA**

DAVI LELIS FERREIRA

ORIENTADOR: ANDRÉ PACHECO DE ASSIS

**MONOGRAFIA DE PROJETO FINAL EM ENGENHARIA
CIVIL**

BRASÍLIA – DF, JUNHO DE 2018.

UNIVERSIDADE DE BRASÍLIA
FACULDADE DE TECNOLOGIA
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA CIVIL E
AMBIENTAL

CRITÉRIOS PARA SELEÇÃO E ANÁLISE DE DESEMPENHO DE
TUNELADORAS EM ROCHA

DAVI LELIS FERREIRA

TRABALHO DE PROJETO FINAL SUBMETIDO AO DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA CIVIL E AMBIENTAL DA UNIVERSIDADE DE BRASÍLIA COMO PARTE DOS REQUISITOS NECESSÁRIOS PARA A OBTENÇÃO DO GRAU DE BACHAREL EM ENGENHARIA CIVIL.

APROVADA POR:

Prof. André Pacheco de Assis, PhD (ENC/UnB)
(ORIENTADOR)

Juan Felix Rodriguez Rebolledo, PhD (ENC/UnB)
(EXAMINADOR)

Victor Hugo Franco Rattia, MsC (ENC/UnB)
(EXAMINADOR)

BRASÍLIA/DF, 25 JUNHO DE 2018.

FICHA CATALOGRÁFICA

FERREIRA, DAVI LELIS

Critérios para Seleção e Análise de Desempenho de Tuneladoras em Rocha.

[Distrito Federal] 2018.

xix, 111 p., 210 x 297 mm (ENC/FT/UnB, Bacharel, Engenharia Civil, 2018)
Trabalho de Projeto Final - Universidade de Brasília. Faculdade de Tecnologia.
Departamento de Engenharia Civil e Ambiental.

1. Introdução
2. Tuneladoras
3. Parâmetros Geomecânicos Influentes no Desempenho das Tuneladoras
4. Desempenho das Tuneladoras
5. Análise de Desempenho pelo Método NTNU
6. Conclusão

I. ENC/FT/UnB

REFERÊNCIA BIBLIOGRÁFICA

FERREIRA, Davi Lelis (2018). **Critérios para Seleção e Análise de Desempenho de Tuneladoras em Rocha.** Monografia de Projeto Final, Publicação, Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, Universidade de Brasília, Brasília, DF, 119 p.

CESSÃO DE DIREITOS

NOME DO AUTOR: **DAVI LELIS FERREIRA**

TÍTULO DO TRABALHO DE PROJETO FINAL: **Critérios para Seleção e Análise de Desempenho de Tuneladoras em Rocha.**

GRAU / ANO: Bacharel em Engenharia Civil / 2018

É concedida à Universidade de Brasília a permissão para reproduzir cópias desta monografia de Projeto Final e para emprestar ou vender tais cópias somente para propósitos acadêmicos e científicos. O autor reserva outros direitos de publicação e nenhuma parte desta monografia de Projeto Final pode ser reproduzida sem a autorização por escrito do autor.

Davi Lelis Ferreira
SCLRN 714 Bloco B Casa 63
CEP 70760552 – Brasília/DF – Brasil
E-mail: lelis.davi@gmail.com

*“Nothing in life is to be feared,
it is only to be understood.
Now is the time to understand more,
so that we may fear less”
(Marie Curie)*

Cr terios para Sele o e An lise de Desempenho de Tuneladoras em Rocha

RESUMO

Palavras-chave: TBM, maci o rochoso, desempenho da tuneladora, crit rios de sele o.

Num planeta que chega aos seus 7,6 bilh es de habitantes, os espa os tornam-se cada vez mais disputados, principalmente em grandes centros urbanos e aglomera es. De forma a aproveitar melhor as parcelas mais nobres de superf cie, usos secund rios convergem cada vez mais para as obras subterr neas, de forma a permitir o uso do espa o de superf cie para lazer e moradia. Nesse cen rio, as obras de t neis se fazem fundamentais para o avan o tecnol gico e bem-estar do ser humano. Existem dois m todos principais para a escava o de t neis. O m todo Tradicional, que utiliza o desmonte mec nico ou perfura es, realizadas por m quinas, preenchidas com explosivos para o recorte do t nel e o m todo mecanizado, que utiliza as tuneladoras (TBM). A utiliza o de tuneladoras na escava o de t neis pode representar uma obra mais eficiente, com prazos mais seguros e menores, por m, depende de um cuidadoso planejamento. O sucesso na execu o da obra ir  depender de uma adequada escolha, baseada nos crit rios corretos, que gere um bom desempenho, dependendo, basicamente, das caracter sticas do maci o a ser escavado e da tuneladora a ser escolhida. Os m todos utilizados atualmente t m atingido o sucesso na conclus o de grandes realiza es, por m, ainda possuem um vasto campo de crescimento na otimiza o dos processos j  existentes. O impacto gerado por melhores escolhas e melhores desempenhos em campo tem o poder de ampliar a quantidade de obras onde se faz adequado o uso de tuneladoras, aperfei ando os resultados que j  s o obtidos.

Criteria for Selecting and Performance Analysis of Hardrock Tunnel Boring Machines

ABSTRACT

Keywords: TBM, rocky mass, excavation, TBM performance, selection criteria.

In a planet that reaches its 7.6 billion inhabitants, spaces become increasingly disputed, especially in large urban centers and agglomerations. In order to take better advantage of the noblest surface areas, arises de need for underground works, in order to allow the use of surface space for leisure and housing. In this scenario, the works of tunnels are fundamental for the technological advancement and well-being of the human being. There are two main methods for tunneling. The traditional method, which uses mechanical boring or drilling equipment, and then filled with explosives to cut the tunnel and the mechanical boring method. The use of tunnel boring machines (TBM) in tunneling can result in more efficient work, with safer working environment and smaller deadlines, but its use depends on careful planning. The successful execution of the excavation will depend on an appropriate analysis of performance, the characteristics of the ground mass to be excavated and the TBM to be chosen. The methods currently used have achieved a success in the completion of large achievements, however, they still have a vast field of growth in the optimization processes. The impact generated by better choices and better performances in the field has the power to increase the excavation process where it is appropriate the use of tunnel boring machines to improve the results already expected.

Sumário

1. INTRODUÇÃO.....	1
1.1. Motivação	1
1.2. Objetivo	1
1.3. Escopo da Monografia	2
2. TUNELADORAS (TBM)	2
2.1. Tipos de Tuneladoras.....	4
2.1.1. Tuneladoras com Escavação de Face Plena	5
2.1.1.1. Gripper TBM.....	6
2.1.1.2. Shield TBM.....	10
2.1.1.3. Tuneladora de Escudo Único	12
2.1.1.4. Tuneladoras de Escudo Duplo.....	13
2.1.1.5. Sistemas Fechados.....	15
2.1.2. Tuneladoras de escavação de Face Parcial	18
2.2. Grupos de Sistemas que compõe uma Tuneladora:	19
2.2.1. Sistema de Escavação	19
2.2.2. Sistema de travamento e Impulso	20
2.2.3. Sistema de remoção do Material Escavado	21
2.2.4. Sistema de Suporte	22
3. PARÂMETROS GEOMECÂNICOS INFLUENTES NO DESEMPENHO DAS TUNELADORAS.....	24
3.1. Propriedades Importantes	26
3.1.1. Propriedades primárias	26
3.1.2. Propriedades secundárias.....	26
3.1.3. O maciço rochoso	29
3.2. Sistemas de Parametrização.....	31
3.2.1. Sistema RMR (Rock Mass Rating)	31
3.2.2. Sistema de classificação geomecânica Q.....	32
3.2.3. Correlação entre o Índice RMR e o Índice Q	34
3.2.4. Sistema GSI.....	34
4. DESEMPENHO DAS TUNELADORAS.....	38
4.1. Método do Novergian Institute of technology (NTNU)	38
4.2. Método CSM (Colorado School of Mines).....	38
4.3. NTNU x CSM.....	44

4.4.	Método Qtbm	45
4.5.	Método RME	48
4.6.	Considerações	56
5.	ANÁLISE DE DESEMPENHO PELO MÉTODO NTNU.....	59
5.1.	Parâmetros de Penetração	59
5.1.1.	Parâmetros da Tuneladora	60
5.1.1.1.	Diâmetro da Tuneladora.....	60
5.1.1.2.	Diâmetro do disco de corte.....	61
5.1.1.3.	Espaçamento entre os discos de corte	61
5.1.1.4.	Velocidade de Rotação da Cabeça de Corte.....	62
5.1.1.5.	Número Padrão de Discos de Corte	63
5.1.1.6.	Máxima Força Bruta de Empuxo	64
5.1.1.7.	Fator de Correção do Diâmetro	65
5.1.1.8.	Fator de Correção do Espaçamento.....	66
5.1.1.9.	Empuxo equivalente	66
5.1.2.	Parâmetros do Maciço	66
5.1.2.1.	Índice S20.....	67
5.1.2.2.	Índice SJ	68
5.1.2.3.	Ângulos de Fraturamento	69
5.1.2.4.	Classe de Fraturamento	70
5.1.2.5.	Porosidade	71
5.1.2.6.	Índice de Perfuração (DRI)	72
5.1.2.7.	Ângulo de Fraturamento Equivalente	74
5.1.2.8.	Fator de Fraturamento da Descontinuidade	75
5.1.2.9.	Fator de Fraturamento Total.....	75
5.1.2.10.	Fator DRI	76
5.1.2.11.	Fator de Porosidade	76
5.1.2.12.	Fator de Fraturamento Equivalente.....	77
5.1.3.	Parâmetros de Escavação.....	77
5.1.3.1.	Penetração Básica.....	78
5.1.3.2.	Taxa de Penetração Básica.....	79
5.1.3.3.	Comprimento Influenciado por Juntas	80
5.1.3.4.	Fator de Correção para Juntas Simples Marcadas.....	80
5.1.3.5.	Taxa de Penetração em Zona de Juntas Marcadas	81
5.1.3.6.	Taxa média de penetração líquida.....	81

5.1.3.7.	Constante do Cortador.....	82
5.1.3.8.	Coeficiente dos Cortadores	82
5.1.3.9.	Posição relativa do cortador médio	82
5.1.3.10.	Torque Necessário	83
5.1.3.11.	Potência Instalada Necessária	83
5.2.	Parâmetros de Vida Útil.....	85
5.2.1.	Índice de Vida Útil do Cortador (CLI)	85
5.2.2.	Vida Útil Básica dos Cortadores	86
5.2.3.	Fator de Correção de Vida Útil Devido ao Diâmetro	87
5.2.4.	Fator de Correção para a Rotação da Cabeça de Corte	88
5.2.5.	Fator de Correção para Número Real de Discos de Corte.....	88
5.2.6.	Fator de correção para Conteúdo de Quartzo	89
5.2.7.	Vida Útil dos Cortadores em Horas.....	90
5.2.8.	Vida Média dos Cortadores em Metros.....	90
5.2.9.	Vida Média dos Cortadores em Metros Cúbicos de Sólido.....	90
5.3.	Parâmetros de Avanço	91
5.3.1.	Tempo de Perfuração.....	91
5.3.2.	Tempo de Refixação.....	91
5.3.3.	Troca de discos e Inspeção	92
5.3.4.	Tempo de Reparo e Serviços	92
5.3.5.	Utilização da Tuneladora.....	94
5.3.6.	Horas de Trabalho efetivas	94
5.3.7.	Taxa de Avanço Semanal	95
5.3.8.	Consumo de Tempo Adicional.....	96
5.4.	Custos.....	97
5.4.1.	Montagem e desmontagem.....	98
5.4.2.	TBM e Equipamentos de Backup.....	98
5.4.3.	Cortadores.....	100
5.4.4.	Transporte de Detritos e Outros Custos.....	102
5.4.5.	Custos de Mão-de-Obra.....	103
5.4.6.	Entradas adicionais declinadas	105
6.	CONCLUSÃO.....	108
	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	109

Lista de Figuras

Figura 1: Modelos de TBM (Herrenknecht, 2017).....	5
Figura 2: Sistema de previsão de falhas em TBM. (Herrenknecht, 2017).	7
Figura 3: Grippers detalhados em vermelho, modelo Robbins. (Herrenknecht, 2017).....	8
Figura 4: Travamento Lateral tipo Robbins and Herrenknecht (Maild et al. 2011).....	8
Figura 5: Grippers detalhados em vermelho (Modelo Wirth and Jarva).....	9
Figura 6: Travamento em X tipo Wirth and Jarva (Maild et al.2011).....	9
Figura 7: Tuneladora tipo Single Shield.....	11
Figura 8: Mecanismo de avanço de uma tuneladora modelo Shield (Herrenknecht, 2017).	12
Figura 9: Tuneladora Double Shield	13
Figura 10: Operação de tuneladora com Escudo Duplo. (Herrenknecht, 2017).....	15
Figura 11: Tuneladora EPB.(Herrenknecht, 2017).....	16
Figura 12: Pressões na face de uma EPB	17
Figura 13: Micro tuneladora. (Herrenknecht, 2017).....	18
Figura 14: TBM para escavação de face parcial (Herrenknecht, 2017).	18
Figura 15: Detalhe frontal da cabeça de corte de uma tuneladora Robbins Single Shield.(The Robbins Company, 2017).	19
Figura 16: Discos de corte após utilização e processo de abrasão.	20
Figura 17: Detalhe do sistema de travamento em vermelho.(Herrenkcecht, 2017)	21
Figura 18: Sistema de remoção e transporte de material escavado em solo. (Herrenknecht, 2017).....	22
Figura 19: Sistema de remoção e transporte de material escavado em rocha. (Herrenknecht, 2017).....	22
Figura 20: Detalhe das aduelas (Elastoplastic, 2017).....	23
Figura 21: Sistema de revestimento.	24
Figura 22: Efeito escala no maciço rochoso.....	25
Figura 23: Morfologia das Descontinuidades. (Hudson e Harrison, 1997, Traduzido).	27
Figura 24: Exemplo de amostragem para classificação RQD.	30
Figura 25: Zona de compressão gerada por disco de corte (Rostami & Ozamir, 1993)	39
Figura 26: Distribuição linear de pressão ao longo do perímetro do disco (Rostami & Ozdemir, 1993).....	40
Figura 27: Distribuição geral de pressão ao longo do perímetro do disco (Rostami & Ozdemir, 1993).....	41
Figura 28: Relação entre o tempo de autossustentação e o vão sem suporte de vários tipos de maciço.(Bieniawski et al., 2008).)	50
Figura 29: Classificação do tempo de autossustentação para escavação com TBM (Lauffer 1998).....	51
Figura 30 Correlações entre RME e ARA teórico para quatro tipos de tuneladoras em maciço rochoso com $\sigma_{ci} > 45$ MPa (Bieniawski et al., 2008).....	55
Figura 31: Correlações entre RME e ARA teórico para quatro tipos de tuneladoras em maciço rochoso com $\sigma_{ci} < 45$ MPa (Bieniawski et al., 2008).....	56
Figura 32: Fluxograma de grupos de parâmetros.	60
Figura 33: Parâmetros da Tuneladora.....	62
Figura 34: Rotações por minuto da cabeça de corte (Bruland, 2000).	63
Figura 35: Número de discos de corte (Bruland, 2000).	64
Figura 36: Empuxo máximo por disco (Bruland, 2000).....	65
Figura 37: fator de correção para diâmetro de cortador $d_c \neq 483$ mm. (Bruland, 2000).....	65

Figura 38: Fator de correção para espaçamento médio $ac \neq 70\text{mm}$. (Bruland, 2000).....	66
Figura 39: Teste de fragilidade (NTNU 1998)	67
Figura 40: Sievers' Miniature Drill Test (NTNU 1998)	68
Figura 41: Classe de fissuração de acordo com o tipo de rocha. (Bruland, 2000).	71
Figura 42: Fluxograma de parâmetros do Maciço.....	72
Figura 43: Diagrama para avaliação do DRI (NTNU 1998).	73
Figura 44: Variação do DRI para diferentes tipos de rocha.	74
Figura 45: Fator de fraturamento (Bruland, 2000).	75
Figura 46: Fator de DRI (Bruland, 2000).	76
Figura 47: Influência da porosidade da rocha no fator de fratura equivalente. (Bruland, 2000).	77
Figura 48: Fluxograma com os parâmetros finais do cálculo da Taxa de Penetração Básica.	78
Figura 49: Taxa de penetração básica (Bruland, 2000).....	79
Figura 50: Fator de correção para juntas individuais(Bruland, 2000).	81
Figura 51: Constante dos cortadores em função do diâmetro dos discos. (Bruland. 2000). ..	82
Figura 52: Faixas de definição do Índice CLI. (Bruland, 2000).	86
Figura 53: fator de vida útil básica dos cortadores (Bruland, 2000).	87
Figura 54: Fator de correção para o diâmetro da TBM. (Bruland, 2000).....	88
Figura 55: Fator de correção para o conteúdo de quartzo (Bruland, 2000).....	89
Figura 56: Taxas de reparos e serviços de backup (Bruland, 2000).....	93
Figura 57: Tempo efetivo de trabalho em função do turno semanal (Bruland, 2000).	95
Figura 58: Coeficiente de custos de montagem e desmontagem em função do diâmetro da TBM. (Bruland, 2000).	98
Figura 59: custo da TBM em função do Diâmetro e da taxa de penetração. (Bruland, 2000).	99
Figura 60: Custo do equipamento de backup em função do diâmetro e da taxa de penetração (Bruland, 2000).	100
Figura 61: Custo dos cortadores em função do diâmetro e vida útil dos discos. (Bruland, 2000).....	101
Figura 62: Custos de transporte por meio de trilhos (Bruland, 2000).	102
Figura 63: Custos básicos de mão de obra (Bruland, 2000).	104
Figura 64: Custo de entradas adicionais ao túnel (Bruland, 2000).....	105
Figura 65: Gráfico de custos totais da escavação (Autor).	107

Lista de tabelas

Tabela 1: Parâmetros e considerações relevantes em cada método (Rostami et al, 1996)..	45
Tabela 2: Valores de m de acordo com a qualidade da rocha (Barton, 1999).....	47
Tabela 3: Parâmetros de entrada para o índice RME (Bieniawski et al. 2008).....	49
Tabela 4: Resultado dos ensaios de caracterização do maciço (Autor).....	68
Tabela 5: Parâmetros da escavação e falhas. (Autor).....	69
Tabela 6:Classes de fratura de acordo com a distância entre os planos de fraqueza (Bruland, 2000).....	70
Tabela 7: Parâmetros de Penetração (Autor).....	84
Tabela 8: Parâmetros de Vida Útil (Autor).	90
Tabela 9: Parâmetros de Avanço (Autor).	97
Tabela 10: Parâmetros de Custos (Autor).....	106
Tabela 11: Tabela de custos totais (Autor).....	106

Lista de símbolos

ϕ_f – Ângulo de atrito de pico

ϕ_r – Ângulo de atrito residual

D_e – Dimensão Equivalente

E_m – Módulo de deformação do maciço rochoso

F_A – Fator de adaptação ao terreno

F_D – Fator de diâmetro do túnel

F_E – Fator de eficiência da equipe

i_0 – Penetração da tuneladora por revolução da cabeça de corte

J_a – Índice de influência da alteração das paredes das descontinuidades

J_n – Índice de influência do número de famílias das descontinuidades

J_r – Índice de influência da rugosidade das paredes das descontinuidades

J_w – Índice de influência da ação da água subterrânea

m_1 – Gradiente de desaceleração parcial

M_1 – Impulso para que ocorra 1 mm de penetração por revolução

M_B – Média de impulso por corte

P' – Pressão base

$V_{m\acute{a}x}$ – Máximo vão autossustentável

γ_w – Peso específico da água

σ_c – Resistência à compressão da rocha

σ_n – Tensão normal efetiva

σ_t – Resistência à tração da rocha

σ_θ – Tensão biaxial induzida na face do túnel

C_{ad} – Custos totais de entradas declinadas

C_b – Custo médio total dos cortadores

C_{back} – Custo total do equipamento de backup

C_{bs} - Custo total do transporte e atividades de backup

C_l – Custo total de mão de obra

C_{rig} – Custo total de montagem e desmontagem

C_{tbm} – Custo total da TBM

H_0 – Vida útil básica do cortador

H_f - Vida média dos discos em metros cúbicos de sólidos por disco

H_h – Vida média dos discos em horas por disco

H_m - Vida média dos discos em metros por disco

H_t – Vida útil média dos cortadores

I_0 – Taxa de penetração básica

I_{esp} – Taxa de penetração em zona de juntas individuais

I_n – Taxa média de penetração líquida

I_u – Taxa de avanço semanal

M_b – Máxima Força de empuxo

M_{ekv} – Empuxo equivalente

N_{TBM} – Quantidade real de discos de corte na tuneladora

N_{tbm} – Número padrão de discos de corte na cabeça de corte

P_n – Potência instalada necessária

S_p – Classe de fraturamento das juntas

T_a – Tempo para atividades variadas

T_b – Tempo de perfuração

T_{bak} – Tempo de reparo e serviços de backup

T_e – Horas de trabalho efetivas

T_n – Torque necessário

T_t – Tempo de refixação

T_{tbm} – Tempo de reparo e serviços da TBM

a_c – Espaçamento médio entre os discos de corte

c_{0b} – Custo dos cortadores

c_{0bs} – Custo de transporte em função do diâmetro

c_{0l} – Custo básico de mão de obra

c_{ad} – Custos por entradas declinadas por metro de escavação

c_b – Custo médio dos cortadores por metro

c_{back} – Custo do equipamento de backup por metro

c_{bs} – Custo do transporte e atividades de backup por metro

c_c – Constante dos cortadores

c_l – Custo de mão de obra por metro escavado

c_{rig} – Custo de montagem e desmontagem por metro

c_{tbm} – Custo da TBM por metro

d_c – Diâmetro dos discos de corte

d_{tbm} – Diâmetro da tuneladora

i_0 – Penetração básica

k_a – Fator de correção para o diâmetro dos discos de corte

k_c – Coeficiente dos cortadores

k_{cl} – Correção do custo de mão de obra pela vida útil

k_d – Fator de correção do diâmetro da TBM

k_D – Fator de vida útil para o diâmetro

k_{DRI} – Fator de DRI

k_{ekv} – Fator de fraturamento equivalente

k_{esp} – Fator de juntas individuais

k_{ibs} - Correção do custo de transporte pela penetração

k_{il} – Correção do custo de mão de obra pela taxa de penetração líquida

k_{lbs} – Correção do custo de transporte pelo comprimento escavado

k_N – Fator de vida útil para o número de discos de corte

k_{por} – Fator de porosidade

k_Q – Fator de correção para o conteúdo de quartzo

k_{rpm} – Fator de vida útil para a rotação

k_{s1} – Fator de fraturamento da descontinuidade

$k_{s-total}$ – Fator de fraturamento total

l_{esp} – Comprimento influenciado por juntas individuais

l_s - Comprimento dos cilindros de fixação

r_{mc} – Posição relativa do cortador médio

s_t - Classe de fraturamento das fissuras

t_c – Tempo de troca dos discos e inspeção

t_{tak} – Tempo de fixação

α_1 – Ângulo Equivalente da família 1

α_2 – Ângulo Equivalente da família 2

α_{esp} – Ângulo entre as juntas individuais e o túnel

α_f – Ângulo de mergulho

α_s – Ângulo de orientação

α_t – Ângulo de direção do túnel

a – Abertura da descontinuidade

ARA – Taxa média de avanço

AVS – Fator da velocidade de desgaste dos discos

b – Expoente de penetração

B – Largura da escavação

B – Largura do Túnel

CC – Coeficiente de corte;

CLI – Índice de Durabilidade

D – Diâmetro do túnel

D' – Diâmetro da tuneladora

ESR – Índice de Suporte da escavação

F – Média da capacidade de corte

JCS – Resistência à compressão das paredes da descontinuidade

JRC – Coeficiente de Rugosidade

k – Permeabilidade

L – Comprimento do tirante

m – Gradiente de desaceleração

N – Número total de discos de corte

n – Porosidade do maciço

P – Carga de suporte

p – Penetração

q – Teor de quartzo

R – Raio do disco

R – Raio do disco de corte

RQD₀ – RQD (%) dado na direção de escavação

S – Espaçamento entre descontinuidades

S – Espaçamento entre os discos de corte;

SIGMA – Resistência estimada do maciço rochoso

SJ – Fator de localização da abrasão no disco

SRF – Índice de influência do estado de tensões no maciço

T – Espessura da ponta do disco

t – Tempo

V – Velocidade linear limite dos discos de corte

γ – Densidade da rocha

θ – Ângulo entre a normal e a face de escavação

μ – Coeficiente de viscosidade

ϕ – Ângulo de contato entre o disco de corte e a rocha

CLI – Cutter life index

DRI – Drilling Rate Index

P - Porosidade

Q – Conteúdo de quartzo

RPM – Rotações por minuto da cabeça de corte

S20 – Índice S20

SJ – Índice SJ

u – Utilização da tuneladora

1. INTRODUÇÃO

O sucesso em uma escavação que utiliza o método mecanizado reside no correto e cuidadoso planejamento. O uso de tuneladoras demanda processos logísticos mais precisos em comparação com os métodos tradicionais, por ser menos flexível frente à face de escavação. Decisões corretas poderão economizar milhões, ou mesmo preservar vidas, pois é sabido que, sobre a escavação do subsolo, recaem vários riscos. Dessa forma, o planejamento é necessário de modo que se possa minimizar os riscos previsíveis, fazendo com que o máximo de segurança e desempenho seja atingido. De forma a alcançar o melhor resultado, as decisões de projeto e de execução serão embasadas pela análise da TBM a ser utilizada e dos parâmetros do maciço a ser escavado. Ao se quantificar tais parâmetros, pode-se estimar um desempenho esperado em campo por intermédio dos métodos de previsão de desempenho da tuneladora, o que possibilita uma série de adequações de projeto, tornando as decisões mais técnicas e coerentes.

1.1. Motivação

De forma a obter os parâmetros necessários a mais completa análise do maciço a ser escavado, faz-se o uso de análises de características da rocha sã e de suas discontinuidades ou das características do solo a ser escavado. Além disso, deve-se conhecer os diversos modelos de tuneladoras, seus mecanismos, grupos de peças, formas de atuação, pontos fortes e pontos fracos. Da interação entre a máquina e o meio onde está trabalhando, surgem os efeitos de desempenho, segurança e produtividade da escavação. Existem variados métodos de análise de rochas e solos, cada um com foco em determinado tipo de análise, quantitativa ou qualitativa, e em que seus parâmetros têm pesos diferentes em estudo. Nem todos os tipos de análise serão convenientemente adequados para o projeto de um túnel que faz uso de tuneladora.

1.2. Objetivo

Esta monografia tem por objetivo geral fornecer ferramentas práticas para avaliação de obras de escavação de túneis em rocha por meio do método mecanizado, abordando desde a etapa do planejamento até a execução. Serão considerados os fatores influentes em uma

escavação mecanizada, abordando a tuneladora a ser utilizada e o maciço a ser escavado. Além disso, para uma avaliação mais completa, será aplicado um método de previsão de desempenho de TBMs, de forma a permitir uma escolha de tuneladora mais eficiente, segura, economicamente viável e com a técnica mais adequada às condições de escavação impostas. Destarte, espera-se chegar, mais especificamente, a um resultado fidedigno da taxa de penetração em campo da TBM, da estimativa de vida útil de seus sistemas de corte, do avanço real semanal da obra e de custos envolvidos na escavação. De posse desses resultados, pode-se aperfeiçoar a escavação mediante a análise das escolhas mais adequadas a serem feitas na perfuração de um túnel.

1.3. Escopo da Monografia

Para atingir os objetivos propostos, esse trabalho traz, em um primeiro momento, uma análise dos tipos de TBMs presentes no mercado e que foram usadas em obras bem-sucedidas ao longo dos anos. Doravante, apresenta uma análise dos parâmetros apresentados pelas rochas e maciços rochosos, foco da análise dessa monografia, bem como os métodos mais adequados à análise de maciços rochosos. Adiante, são apresentados os métodos mais consagrados para a previsão de desempenho das tuneladoras, de forma a apresentar o foco e abordagem de cada um. Em um segundo momento será analisada, pelo método NTNU (Norwegian University of Science and Technology) uma escavação hipotética em um maciço granito-gnaiss brasileiro. Serão avaliados seu desempenho e adequação ao tipo de túnel proposto, e, caso haja, serão feitas observações de maximização dos resultados encontrados.

2. TUNELADORAS (TBM)

As TBM (Tunnel Boring Machines) são máquinas de perfuração de túneis, utilizadas tanto em rochas quanto em solos, que possuem seção circular e face plena de escavação, ou seja, escavando integralmente a seção final do túnel perfurado. Essas máquinas não

permitem um elevado nível de adaptação à variadas condições geológicas subsequentes ao início da obra, demandando um maior planejamento.

A escavação ocorre pela rotação de uma cabeça de corte em conjunto com a pressão exercida pelas lâminas dos chamados discos de corte e o avanço varia com o tipo de tuneladora escolhido.

O grande investimento demandado nesse método de escavação comparado ao método convencional de escavação e o posterior uso de explosivos é compensando às vistas de maiores taxas de avanço na escavação. Porém, se, devido à falta de planejamento adequado, o desgaste dos discos de corte e das ferramentas for muito alto, as frequentes trocas demandarão maior tempo de parada da máquina, diminuindo consideravelmente o tempo efetivo de trabalho. Bem como a necessidade de constantes medidas de suporte em zonas de falhas e a baixa efetividade do travamento de avanço da máquina, tornando o método economicamente desfavorável.

Nesse contexto, percebe-se que o tempo de conclusão da obra, assim como a eficiência do mecanismo utilizado e a taxa de avanço na produção do túnel são cruciais na viabilização da mesma, fazendo com que os processos logísticos e de planejamento tornem-se decisivos nesses moldes construtivos.

As vantagens do uso de tuneladoras são:

- Maiores taxas de avanço na escavação;
- Perfil de escavação exato;
- Processo automatizado e contínuo;
- Pequenos gastos com pessoal;
- Baixo custo global;
- Melhores condições de trabalho e segurança;
- Mecanização e automação da unidade.

Quanto as desvantagens do uso de tuneladoras, se configuram em:

- Necessidade de melhores investigações e informações geológicas;
- Alto investimento (O que requer maiores extensões de túneis);
- Maior Lead Time (tempo de provisionamento) para o projeto e construção da máquina;
- Perfil de escavação circular;
- Limitações em trechos curvos;

- Planejamento detalhado necessário;
- Limitações sob grandes pressões de água e variações no tipo da rocha;
- Custoso transporte da máquina.

2.1. Tipos de Tunneladoras

Ao escolher o tipo de tunneladora a ser utilizado, vários fatores devem ser levados em consideração. Desde as propriedades do meio a ser escavado (rochas ou solos) às propriedades da própria máquina, que incluem o diâmetro, o peso da máquina, a máxima força de torção, potência, quantidade de rotações por minuto, força transmitida aos apoios, diâmetro dos discos de corte, número de instrumentos de corte e a força transmitida por cada disco de corte. Nesta etapa do presente trabalho, serão analisadas as tunneladoras usadas para escavação em meios rochosos, que sofre influência de acordo com o tipo de rocha, a composição dos minerais e sua resistência à compressão, cisalhamento, fendilhamento e anisotropia. Posteriormente serão analisadas tunneladoras utilizadas para escavação de solos. As tunneladoras para escavação de rochas podem ser divididas conforme mostra a Figura 1.

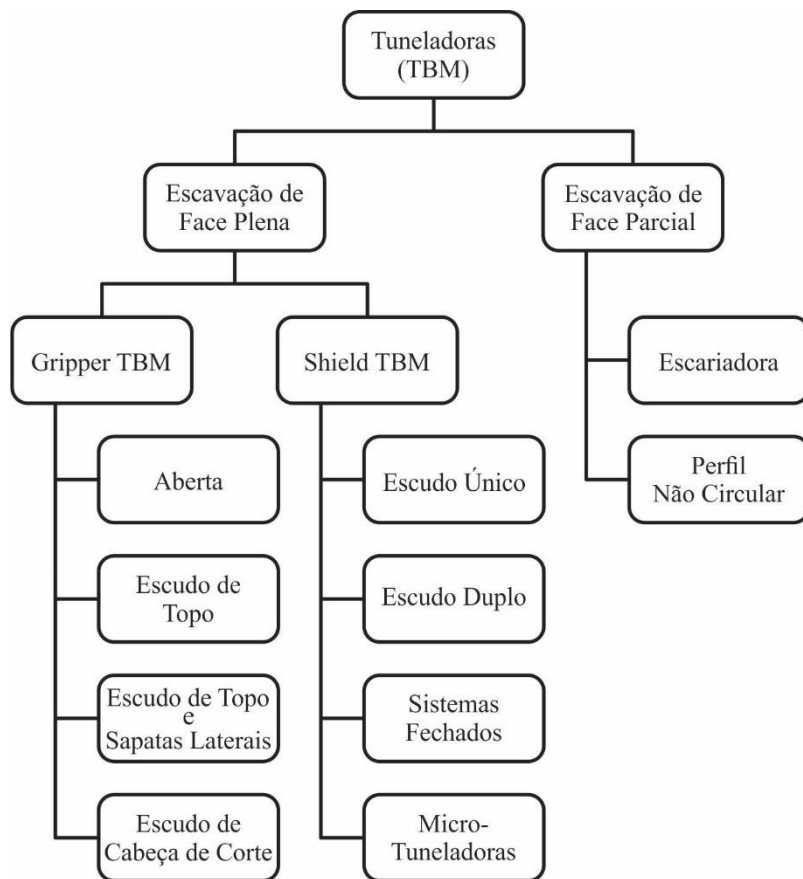


Figura 1: Modelos de TBM (Maidl, 2012).

2.1.1. Tuneladoras com Escavação de Face Plena

As tuneladoras com escavação de Face Plena são assim caracterizadas pois escavam um perfil circular de forma integral, não demandando várias etapas para sua definição, sendo seu perfil de escavação representado por toda a face de corte. Essa característica representa maior produtividade, embora diminua a adaptabilidade da máquina às condições adversas ou mudanças no perfil ou composição do terreno.

Tuneladoras de Face Plena podem ser divididas nos modelos *Grippers* e *Shield*, sendo a escolha entre esses modelos definida, basicamente, pelas condições de travamento que o terreno oferece. A partir da escolha dentre esses dois modelos, elementos serão adicionados à máquina para que se obtenha melhores condições de segurança e produtividade.

2.1.1.1. Gripper TBM

Chamadas comumente de *Open TBM*, indicadas para rochas de elevada resistência, como os granitos, com tempo de auto sustentação de médio a grande, são aderidas radialmente às paredes do túnel pelos mecanismos de travamento chamados *Grippers*. Indicada para diâmetros de aproximadamente de 2 a 12 m, como não possuem um escudo de proteção, o tempo de sustentação da rocha é importante para garantir a estabilidade da perfuração até que sejam instalados os mecanismos de suporte. É mais economicamente usada se a rocha perfurada não demanda constante suporte de ancoragem, arcos de aço ou mesmo concreto projetado. Em casos onde o suporte ou reforço se faz necessário, pode-se lançar mão de tirantes de aço instalados radialmente logo atrás do escudo frontal, malhas de aço que impedem o desabamento de blocos ou mesmo o uso do concreto projetado nas paredes da escavação na zona de suporte da tuneladora (Backup área). Anéis de aço podem ser usados de forma adicional, sendo estes flexíveis ou rígidos, de acordo com a demanda da geologia do terreno.

Podem ser divididas em *Single Clamping* (Robbins) e *Double Clamping* (Wirth and Jarva), de acordo com o tipo de travamento utilizado.

Para uma determinada escavação são necessários apropriados carregamentos para o corte. O impulso necessário para garantir o avanço da máquina é composto pela soma da força necessária para o processo de corte em conjunto com o atrito do corpo da mesma sobre as paredes da escavação (dependente do tipo de TBM escolhida). Para isso, uma considerável resistência das paredes da perfuração é requerida. Rochas de menor resistência mecânica demandam certas reservas e considerações quanto ao uso do modelo em questão.

Como as tuneladoras tipo Grippers demandam uma rocha de alta resistência, usualmente o desgaste dos discos de corte é alto, demandando uma alta taxa de parada para manutenção e troca dos mesmos. Com isso, um importante mecanismo desse modelo de tuneladora pode ser usado, o chamado DCRM (Disc Cutter Rotation Management), que são sensores para monitoramento de desgaste excessivo ou antecipado dos discos de corte. Esses mecanismos informam caso haja a necessidade de troca desses discos antes do momento previsto, evitando acidentes e defeitos em outras peças.

Para o caso de zonas de falhas esporádicas ou imprevistas, utiliza-se o dispositivo ISP (Integrated Seismic Prediction), que pode antecipar a ocorrência de zonas de falhas, preenchidas por água ou ar, o que representa perigos à escavação, ou até mesmo zonas de rochas com alto grau e fragmentação. Esse sistema, por intermédio de um gerador pneumático de ondas, como esquematizado na Figura 2, gera propagação das mesmas no maciço e, conforme mudança de suas velocidades de reflexão, podem mapear ocorrências em faixas de até 100 m à frente da escavação.

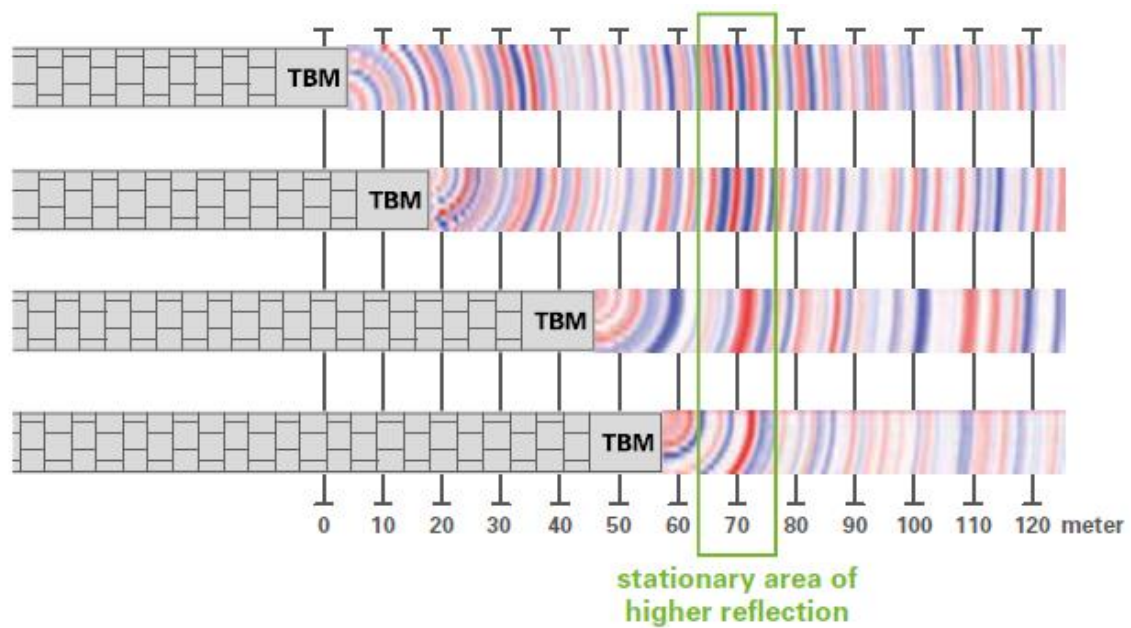


Figura 2: Sistema de previsão de zonas de fraturas em TBM. (Herrenknecht, 2017).

As tuneladoras classificadas como *Single Clamping*, ou Travamento Simples, são robustas e apresentam vantagens quando à geologia do terreno, mostrando-se versáteis e deixando maior espaço de trabalho para a tuneladora. Demandam um escudo de topo para proteção da região aberta sobre a máquina. O sistema de travamento é representado por duas sapatas laterais que garantem o avanço necessário em ação conjunta á pistões hidráulicos de propulsão, o que pode ser visto na figura abaixo:



Figura 3: Grippers detalhados em vermelho, modelo Robbins. (Herrenknecht, 2017)

Esse modelo gera grandes cargas de carregamento nas paredes do furo, em relação ao modelo de Travamento em X, pois concentra todas as cargas necessárias em duas sapatas laterais. A Figura 4 mostra o detalhe do travamento lateral modelo *Robbins* e as Figuras 5 e 6 mostram o travamento em X.

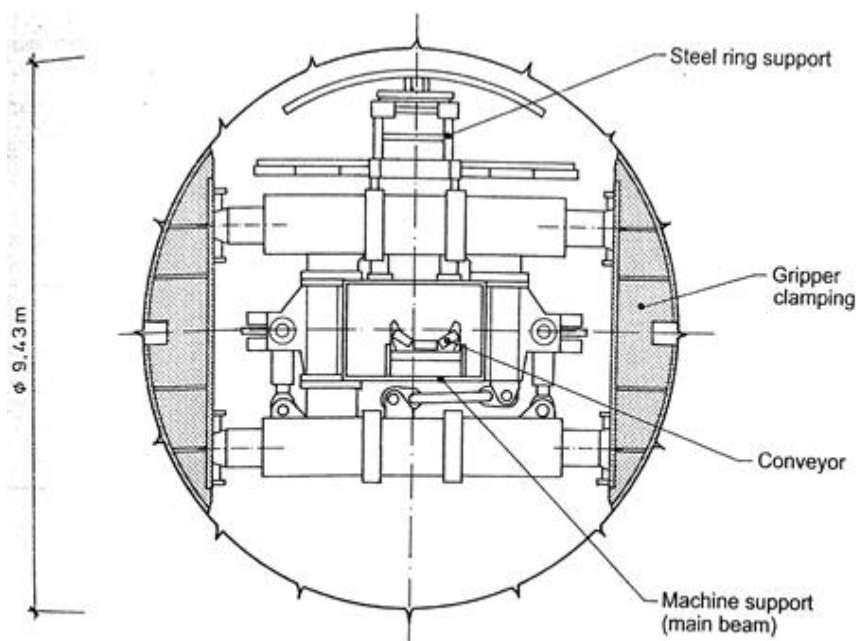


Figura 4: Travamento Lateral tipo Robbins and Herrenknecht (Maidl339 et al. 2011).

As tuneladoras classificadas como *Double Clamping*, ou Travamento Duplo, possuem um sistema de travamento em X que permite uma melhor distribuição das tensões no maciço, de forma a gerar a menor concentração de tensões possível.



Figura 5: Grippers detalhados em vermelho (Modelo Wirth and Jarva)

Apesar de requerer menor resistência de ancoragem, assim como apresentar menor concentração de tensões, o modelo de travamento duplo deixa menor espaço de trabalho ao redor da máquina.

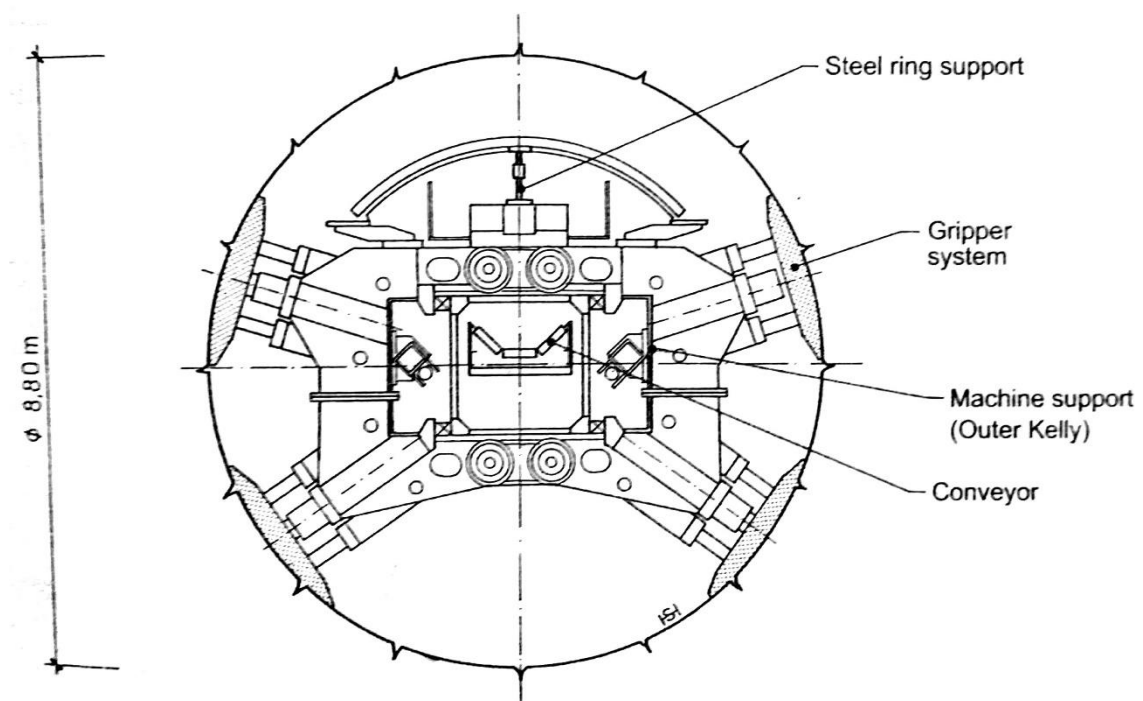


Figura 6: Travamento em X tipo Wirth and Jarva (Maidl et al.2011).

O termo *Gripper* descreve as sapatas curvadas utilizadas pela máquina para se fixar radialmente nas paredes do túnel enquanto a escavação é feita. Depois de cada avanço de escavação, o processo é interrompido e os *Grippers* aliviam a tensão que estão exercendo sobre as paredes para que a máquina possa se realocar na nova posição de escavação,

mais à frente. Esse processo requer paredes livres no túnel, condição encontrada apenas em rochas estáveis.

- TBM Aberta: Não apresenta unidades de proteção estática atrás da cabeça de corte. Hoje, só são aplicadas em menores diâmetros de escavação.
- TBM com Escudo de topo: Possui proteção estática para o caso de quedas isoladas de rocha.
- TBM com Escudo de Topo e Sapatas Laterais: Além da proteção estática, os chamados *Shoes* protegem a frente da máquina quando esta está em movimento.
- TBM com Escudo de Cabeça de Corte: Protege a equipe na área da cabeça de corte. Quando em movimento, o escudo menor assume essa função.

Tuneladoras de modelo Gripper possuem um menor custo relativo de escavação e operação em comparação com outros modelos de tuneladoras, contando, também, com maior velocidade de escavação em rochas de alta resistência e alto tempo de auto sustentação. Esse modelo de tuneladora foi utilizado no Túnel de Base de São Gotardo, na Suíça, obtendo um grande sucesso na escavação, tanto em quesitos de segurança quanto em quesitos de eficiência e qualidade de escavação. (Herrenknecht, 2017).

2.1.1.2. Shield TBM

As tuneladoras tipo *Shield* são equipadas com um escudo que se prolonga da cabeça de corte à toda a extensão da máquina, de forma a proteger a equipe e os equipamentos sob ele e suportar, temporariamente, a escavação.

São indicadas para maciços rochosos com resistência mecânica de moderada a baixa, ou em meios com relativa instabilidade e risco de colapso, com pequeno tempo de autossustentação. Sua cabeça de corte é essencialmente igual aos modelos *Grippers* em relação às ferramentas de escavação e remoção de material escavado.

Esse modelo é aplicado em rochas brandas de resistência à compressão entre 0,5 e 25 MPa (Pinho, 2003, apud, Johnson, 1993), visto que as tuneladoras *Grippers* não conseguem a resistência necessária para sua ancoragem nas paredes do furo desse tipo de rocha, já que se apoiam utilizando a rocha circundante como suporte. A Figura 12 mostra uma tuneladora modelo escudo único.

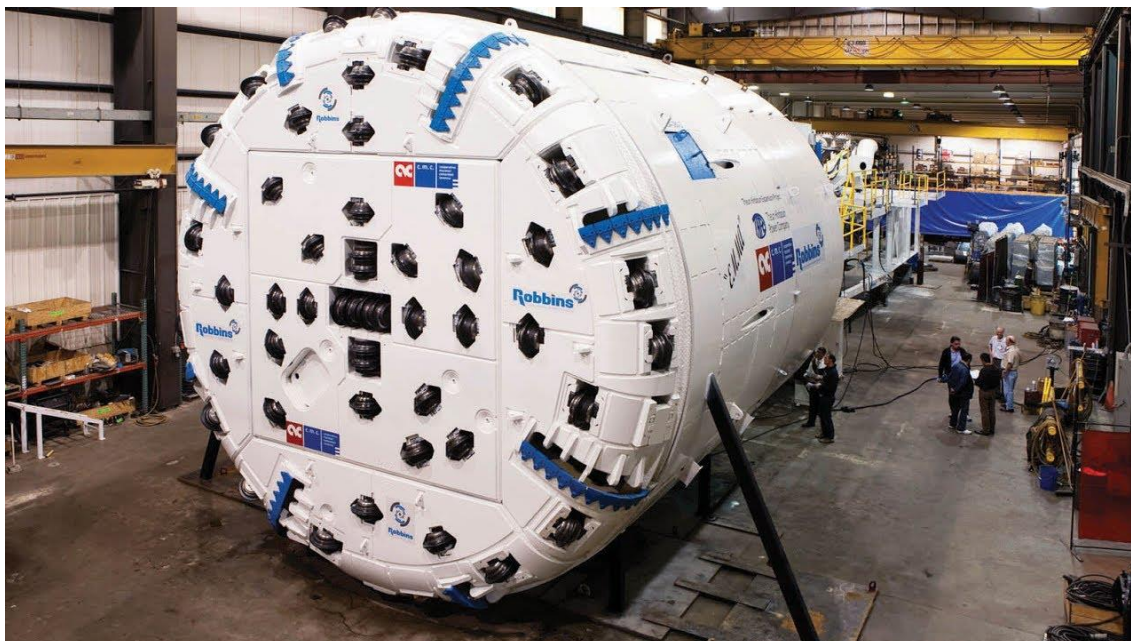


Figura 7: Tuneladora tipo Single Shield.

Nesse tipo de tuneladora, no que tange ao travamento da mesma, as condições da rocha não são tão decisivas no avanço quanto as condições do revestimento utilizados. Isso se dá, pois, a máquina não se apoia radialmente contra as paredes do túnel, mas axialmente contra o próprio revestimento instalado na seção anterior, que, por intermédio de cilindros hidráulicos ligados à cabeça de corte da tuneladora, impulsiona-a para frente, como pode ser visto na Figura13.

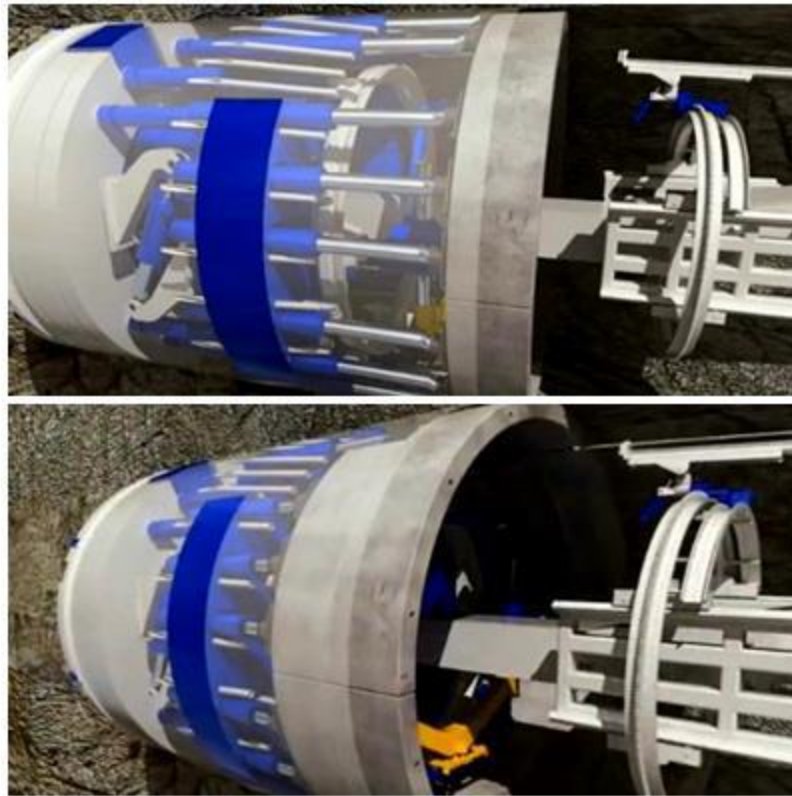


Figura 8: Mecanismo de avanço de uma tuneladora modelo Shield (Herrenknecht, 2017).

2.1.1.3. Tuneladora de Escudo Único

O modelo mais simples de uma Shield TBM é a tuneladora de Escudo Único (Single Shield). Esta possui um escudo cilíndrico e feito em aço, com a função de proteger os funcionários e equipamentos da queda de blocos e fragmentos de rocha que possam se desprender durante a escavação, até que se instalem os revestimentos necessários, que são instalados sob a proteção do escudo. Atualmente, os suportes mais utilizados são os sistemas que utilizam segmentos de concreto armado. De acordo com a geologia e a finalidade do túnel, esses segmentos são instalados diretamente como revestimento final (Single Shell Construction) ou como revestimentos temporários, com a posterior adição de cobrimento interno de concreto in situ (Double Shell Lining).

O escudo deve possuir diâmetro menor que o diâmetro do túnel, de forma que o maciço se deforme e, assim, dissipe energia, evitando o travamento da máquina.

A tuneladora de escudo único pode operar em 3 modos distintos, de acordo com a necessidade: Modo Não pressurizado, Semi-pressurizado e Pressurizado. O modo aberto, que não apresenta pressurização alguma, ou mesmo o modo Semi-pressurizado dependem de uma condição geológica favorável, visto que as pressões de solo escavado e água (equivalente ao nível de água) não necessitam ser balanceadas pela tuneladora.

2.1.1.4. Tuneladoras de Escudo Duplo

Tuneladoras de Escudo Duplo (Double Shield TBM), ou tuneladoras de Escudo Telescópico, como as de Escudo Único, também são utilizadas em rochas fraturadas de baixo tempo de autossustentação, em escavações de até aproximadamente 14 metros de diâmetro, com o diferencial de também operarem em rochas de alta resistência mecânica. Dessa forma, esse modelo de tuneladora se faz versátil, operando na maioria das condições geológicas demandadas em campo, podendo operar em túneis longos com variadas zonas de falhas geológicas. Essas máquinas apresentam essenciais diferenças em seu mecanismo de funcionamento, contando com dois componentes principais: O Escudo frontal, ligado à cabeça de corte, e o Escudo Principal, na parte anterior da máquina. (Gripper Shield). Um exemplo desse tipo de tuneladora pode ser visto na Figura 14.



Figura 9: Tuneladora Double Shield

As partes de ambos são conectadas umas às outras por meio de alavancas telescópicas, chamadas de cilindros principais, que ligam o escudo frontal com o escudo traseiro, transferindo o torque e as forças.

Dessa forma, a equipe sempre trabalha sob a proteção de um escudo, o que confere segurança adicional para a operação da mesma. A tuneladora pode se fixar tanto radialmente contra as paredes do túnel, em condições de boa geologia, utilizando o escudo principal, quanto axialmente no revestimento instalado, quando as condições geológicas não permitem a mínima resistência para suporte da operação da mesma. O escudo frontal pode ser impulsionado para trás, impulsionando a cabeça de corte em relação ao corpo da tuneladora, sem interferência na operação do Escudo principal, possibilitando, assim, uma operação

contínua e basicamente independente da instalação do revestimento, pois, no momento de sua instalação, a máquina será sustentada pela ação dos Grippers. O modo contínuo só é possibilitado por rochas de alta resistência e que suportem o apoio dos Grippers. Um exemplo da conformação, em campo, dessa tuneladora pode ser visto na Figura 15.

Em regiões de falhas geológicas, a tuneladora de Escudo Duplo opera de forma descontínua, semelhante à tuneladora de Escudo Único, devido à insuficiente resistência para apoio dos Grippers.

Dessa forma, a tuneladora de Escudo Duplo é indicada para maciços que possuam características altamente heterogêneas, com rochas brandas de baixa resistência e rochas de alta qualidade geomecânica, assim como zonas de falha que apresentem ou não material de preenchimento, como argilas e siltes. Essa adaptabilidade do modelo Double Shield se dá pela capacidade de operação no modo Gripper contínuo em maciços de alta resistência e no modo Shield descontínuo em regiões de falhas.

No modo contínuo, em rochas de alta resistência que permitam um travamento satisfatório e, logo, apoio dos Grippers, a perfuração é feita simultaneamente à instalação dos suportes da seção escavada anteriormente. Os cilindros de impulso auxiliares são utilizados exclusivamente para a fixação dos segmentos de revestimento e sustentação. Em condições ideais, a velocidade de avanço pode ser duplicada em relação às tuneladoras de escudo simples (Barbosa, 2008).

Porém, as tuneladoras de Escudo Duplo apresentam sensíveis desvantagens em relação às daquelas de Escudo Único. Quando usadas em rochas fraturadas de alta resistência, o escudo traseiro pode ser bloqueado devido à entrada de material nas articulações telescópicas.

A tuneladora Double Shield se mostrou versátil e eficiente na construção dos túneis de Guadarrama, no norte da Espanha., enfrentando, com segurança as zonas de falhas e heterogeneidade de rochas do percurso. (Herrenknecht, 2017).

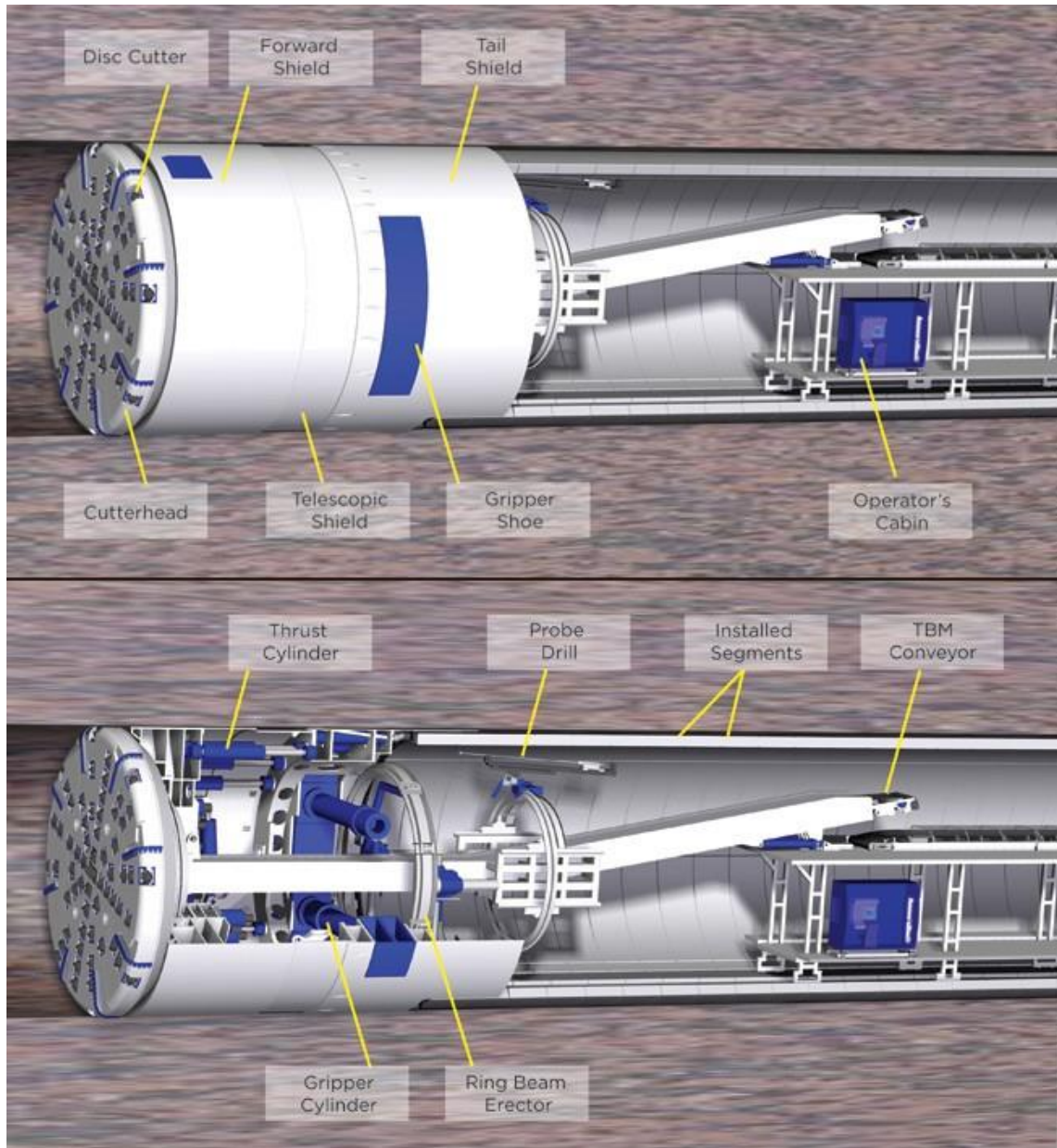


Figura 10: Operação de tuneladora com Escudo Duplo. (Herrenknecht, 2017).

A aparente vantagem do rápido avanço de uma tuneladora de Escudo Duplo apenas se aplica com o uso do *Single Shell*, ou seja, o revestimento utilizado será mantido como o revestimento final do túnel. A instalação de cada anel nesse modelo de construção leva de 30 a 40 minutos para ser realizada. Já no modelo *Double Shell*, a instalação de cada anel leva cerca de 15 minutos, mas seu alto valor de compra e a maior necessidade de reparos o tornam não viável economicamente.

2.1.1.5. Sistemas Fechados

Os chamados Sistemas Fechados de operação podem ser subdivididos nos tipos Ar comprimido, *Hydro* ou SPB e EPB (Balanço de Pressão de Terra). A tuneladora é composta

por Escudo Único e possui sistema de pressurização interna, resultando num sistema fechado do meio externo. Esse sistema possibilita a construção em condições desfavoráveis, com possível fluxo de água dentro da perfuração, quando se perfura abaixo do lençol freático. Por meio de um mecanismo de compensação de pressões por ar comprimido, pasta ou por pressões de solo, o deslocamento do maciço é impedido. Dessa forma, essa máquina é indicada para perfurações sob zonas urbanas e em lugares onde há construções sobrepostas à escavação, pois não permite a realização de recalques oriundos do processo. A Figura 16 mostra a área de trabalho interior de uma EPB.

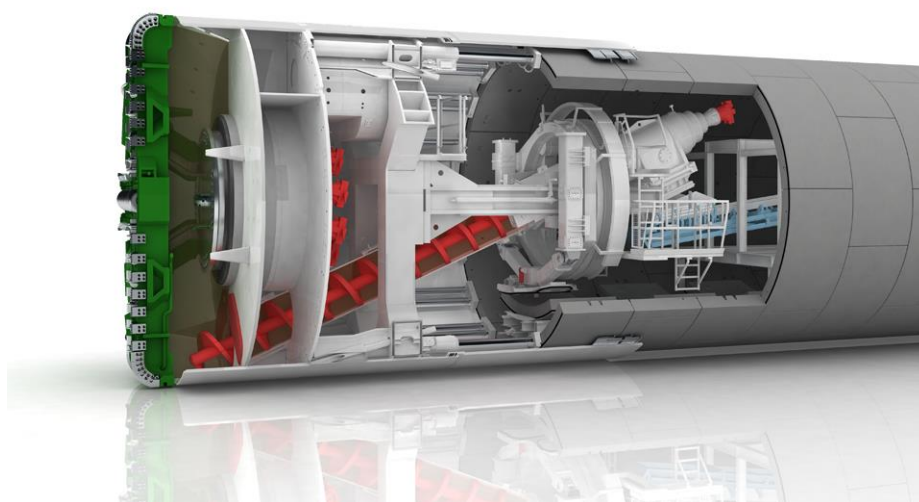


Figura 11: Tuneladora EPB.(Herrenknecht, 2017).

Seu mecanismo de escavação é descontínuo, composto de ciclos de escavação e instalação dos anéis de suporte. Durante a escavação, os resíduos do maciço são coletados na zona anterior à cabeça de corte, geralmente, por um trado helicoidal que os conduz a uma esteira responsável pelo seu deslocamento. Após isso, em um segundo estágio, são fixados os suportes nas paredes do túnel por meio de um sistema eretor. Após isso, uma pasta de groute é aplicada entre a parede do túnel e os suportes instalados, garantindo assim maior suporte. Esse processo é efetuado sob a proteção do escudo, configurando um mecanismo seguro. A tuneladora se utiliza do revestimento instalado na seção anterior para se apoiar e gerar o impulso e travamento necessários para o próximo avanço.

Existem sensores, anteriores à cabeça de corte, responsáveis por monitorar a pressão aplicada pelo maciço sob a face, e, dessa forma, informar a pressão com que pistões irão empurrar a cabeça de corte de forma a igualar as pressões aplicadas pelo meio e pela máquina. Outros sensores também monitoram a quantidade de material escavado, fazendo,

assim, com que a quantidade de material retirado não seja menor que o avanço da tuneladora, o que geraria uma compactação do material posterior à cabeça de corte.

Como esse tipo de máquina enfrenta as condições mais adversas e heterogêneas, deve ser capaz de reagir flexivelmente às mudanças de estado de tensões, material e ao fluxo de água ou materiais saturados e de baixa resistência. Dessa forma, o maciço pode ser tratado com bentonita, espuma ou mesmo injeções de calda para viabilizar a escavação. Na Figura 17, um esquema da distribuição de tensões na face de uma EPB pode ser observado.

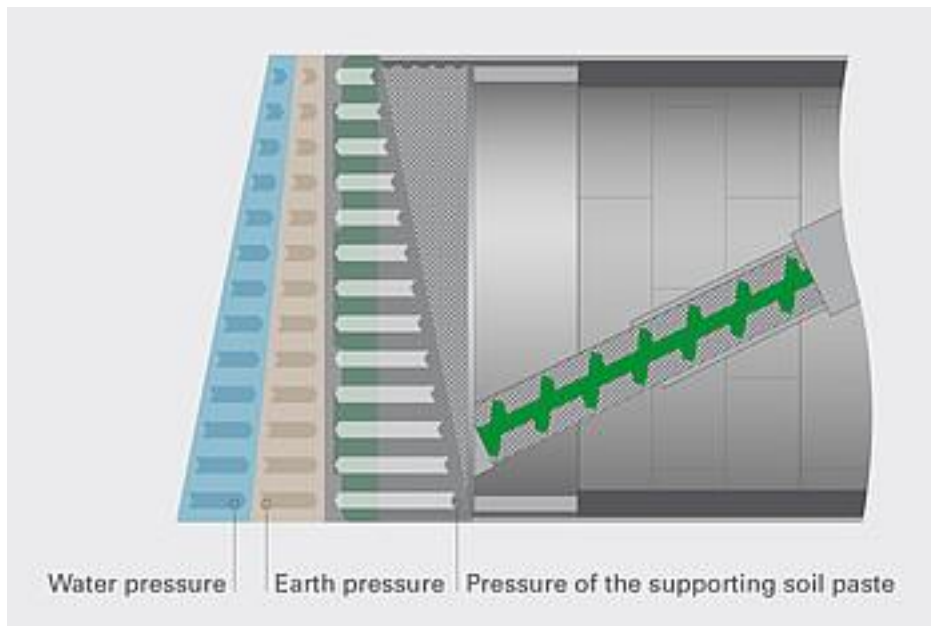


Figura 12: Pressões na face de uma EPB

Micro Máquinas para escavação são geralmente equipadas para uso em rochas de alta resistência mecânica. Para a escavação, são utilizados, basicamente, os mesmos princípios das tuneladoras de grande porte. Normalmente são equipadas com escudo, como pode ser visto na Figura 18.

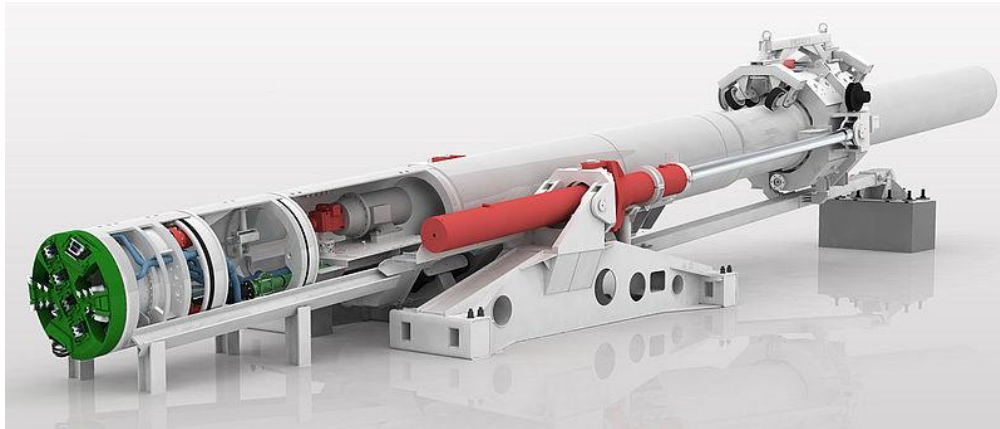


Figura 13: Micro tuneladora. (Herrenknecht, 2017).

2.1.2. Tuneladoras de escavação de Face Parcial

As tuneladoras de escavação de face parcial podem ser divididas em dois ramos principais: As Escariadoras (Enlargement Machines) e as tuneladoras de Seção Não Circular.

As Escariadoras são um tipo especial de tuneladora Gripper. São usadas em túneis com diâmetros maiores que 8 metros. Numa perfuração com uma Escariadora, a seção é aumentada até o diâmetro requerido, começando com uma peça contínua de perfuração que é encaixada completamente no centro do túnel antes do processo de escavação. O processo pode ser feito em um ou mais estágios. O travamento é feito na parte da frente da cabeça de corte na etapa de perfuração.

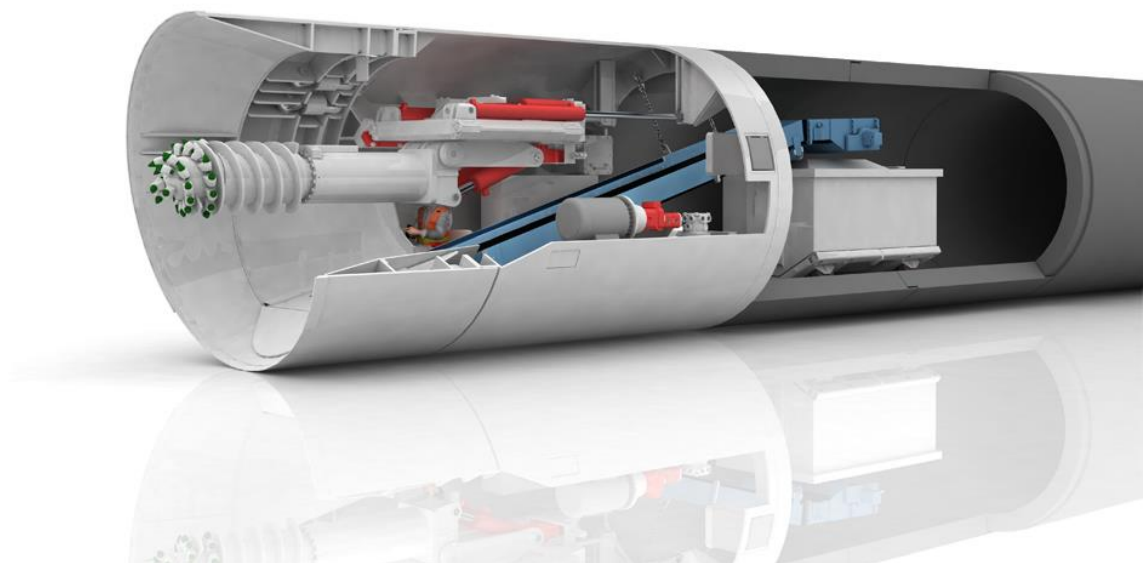


Figura 14: TBM para escavação de face parcial (Herrenknecht, 2017).

As tuneladoras de seção não circular são todas aquelas máquinas que escavam a face de maneira descontínua, permitindo, num processo parcial de perfuração, a variação da forma tradicionalmente circular das perfurações.

2.2. Grupos de Sistemas que compõe uma tuneladora:

As tuneladoras são máquinas de funcionamento simples e de sistemas complexos. De um modo geral, dividem-se em grupos de sistemas com variadas peças componentes, de acordo com a função que executam e seu funcionamento.

2.2.1. Sistema de Escavação

O sistema de escavação é o mais importante e determina a performance da tuneladora. Composto por Discos de corte e seus compartimentos, todos alojados e montados em uma cabeça de corte, ligeiramente curvada. Os discos são dispostos de forma que tenham contato com toda a face de corte, formando círculos concêntricos. Seu tipo e espaçamento são escolhidos de acordo com o tipo de rocha a ser escavada, assim como a resistência da mesma. Na Figura 15, percebem-se os discos de corte na cabeça de corte uma tuneladora.



Figura 15: Detalhe frontal da cabeça de corte de uma tuneladora Robbins Single Shield.(The Robbins Company, 2017).

Por meio da aplicação de grande pressão dos discos de corte na face a ser escavada e do movimento de rotação, a máquina inicia um fatiamento da face de escavação. A pressão dos

discos excede a resistência à compressão do material e o tritura localmente. Os discos de corte entram no maciço e a força de avanço e a resistência da rocha se igualam. Esse mecanismo é chamado de *Net Penetration*. Dessa forma, os discos causam uma grande tensão local de fissuramento que leva ao deslocamento de longos blocos achatados do maciço.

A ação dos discos exerce pouca influência nas redondezas do maciço, sendo esse método considerado pouco agressivo às redondezas da escavação em relação aos métodos tradicionais que se utilizam de explosivos para efetuar a perfuração. A Figura 16 mostra o detalhe dos discos de corte já utilizados de uma tuneladora.

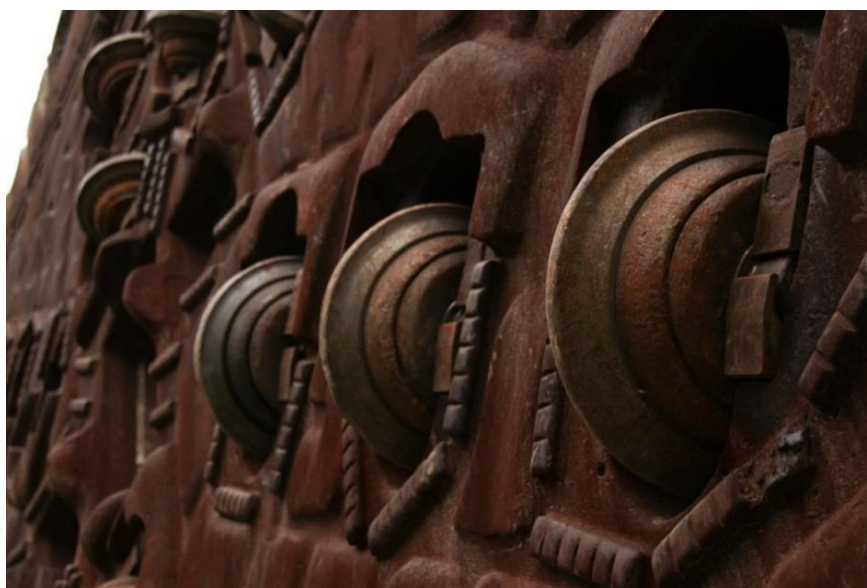


Figura 16: Discos de corte após utilização e processo de abrasão.

2.2.2. Sistema de travamento e Impulso

O sistema de travamento e impulso afeta diretamente a performance da tuneladora, influenciando no avanço da escavação e na taxa com que o progresso da escavação irá ocorrer. Por intermédio de cilindros hidráulicos que fornecem a força necessária para seu avanço, a cabeça de corte em conjunto com sua unidade de escavação é empurrada para frente, sendo limitada pelo comprimento de extensão do pistão. A Figura 17 evidencia o sistema de travamento lateral, contra as paredes do túnel, de uma tuneladora durante a escavação.

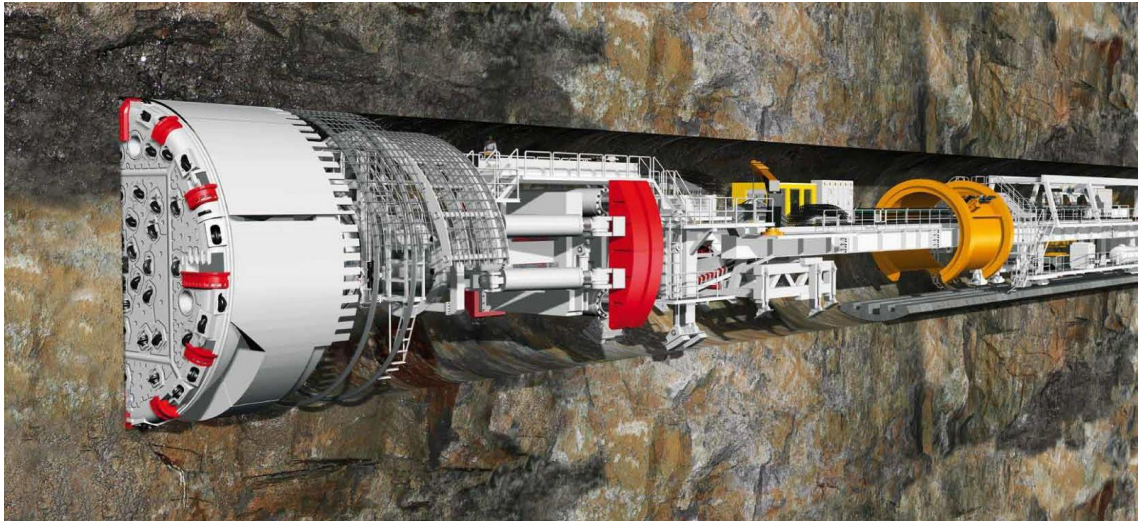


Figura 17: Detalhe do sistema de travamento em vermelho.(Herrenknecht, 2017)

A força máxima de travamento não é determinada por limitações mecânicas, mas pela resistência da rocha de apoio em que a máquina irá se fixar (Gripper TBM's). Já nas tuneladoras que possuem escudo (Shield TBM's), o fator limitante não é a qualidade do maciço ao qual está aderida, mas a resistência do revestimento instalado. Grippers são escudos curvados usados para aderência à rocha, sendo sua operação restrita para o momento da operação. Após cada avanço, os cilindros hidráulicos recuam e diminuem a pressão, fazendo com que a máquina possa se mover, instalando-se, assim, na nova posição mais adiante.

2.2.3. Sistema de remoção do Material Escavado

Os detritos de rocha gerados pela escavação são coletados na própria face de corte da tuneladora, pelos chamados Baldes de corte ou anéis coletores, que são aberturas presentes na face e que a conectam ao transportador responsável por carrear o material escavado da face até os sistemas de apoio de transporte de material escavado presentes na parte posterior da máquina. Esse transporte requer um sistema poderoso que não interfira no abastecimento e fornecimento da máquina e pode ser feito por trilhos, esteiras ou mesmo caminhões, dependendo das condições locais.

O bloqueio dos transportadores por grandes blocos, ou o acúmulo de grãos muito finos ou corrosivos podem configurar problemas no sistema de remoção. Um excessivo fluxo de água na face de corte pode dificultar a remoção do material escavado, configurando a necessidade do uso de bombeamento ou transportadores em forma de hélice. Nos casos de pequenas zonas de falha, nessas condições, um melhoramento do solo a ser escavado

se faz necessário (injeção ou congelamento). Se a zona se estender, todo o conceito do túnel deve ser reavaliado, pois as constantes adaptações in situ, além de onerosas, são inviáveis. As Figuras 18 E 19 mostram o sistema de coleta e transporte do material escavado na face de corte.

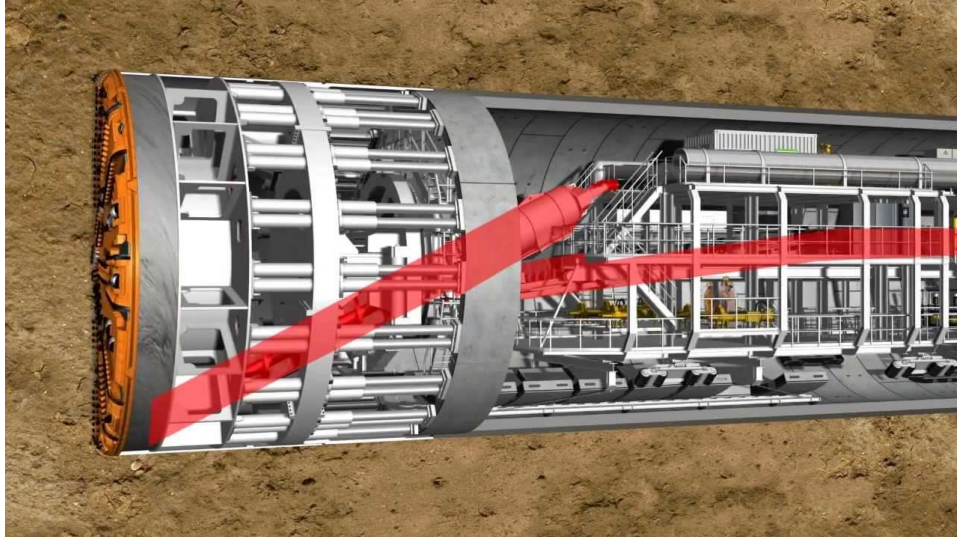


Figura 18: Sistema de remoção e transporte de material escavado em solo. (Herrenknecht, 2017)

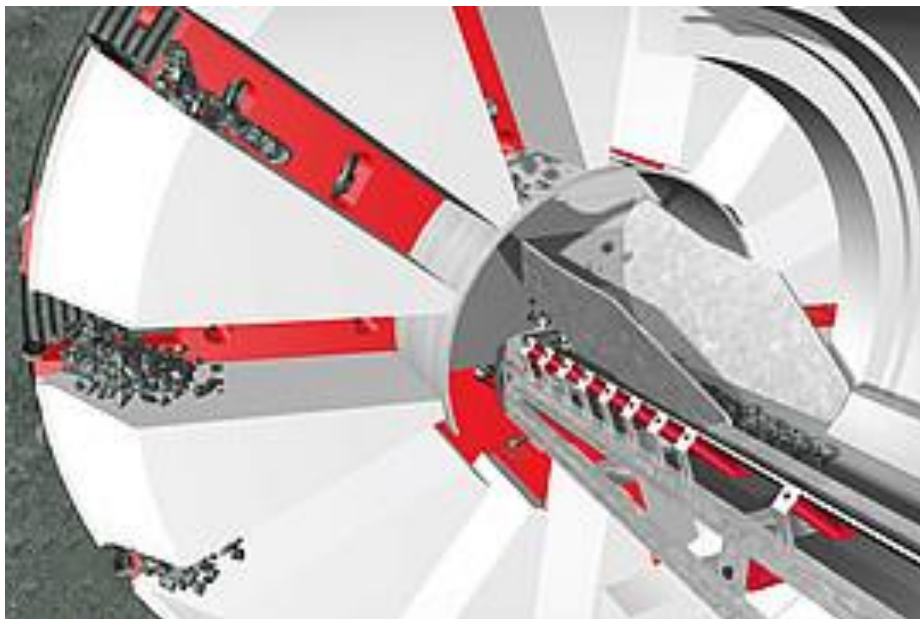


Figura 19: Sistema de remoção e transporte de material escavado em rocha. (Herrenknecht, 2017)

2.2.4. Sistema de Suporte

Existem rochas que não demandam nenhum tipo de suporte após escavação. Em casos de pequenas fraturas, um escudo de teto pode ser suficiente. Rochas com tempo de

sustentação própria menor que o tempo de avanço da tuneladora representam um problema.

Algumas soluções são o uso de anéis expansíveis e a aplicação de concreto projetado. Medidas como estaqueamento e injeção também podem ser usadas como métodos de suporte de avanço, estabilizando suficientemente a rocha para os próximos avanços.

As tuneladoras do tipo *Gripper* possuem um pequeno escudo na cabeça de corte, e nas tuneladoras mais modernas, são usados seguimentos invertidos que servem tanto de suporte temporário quanto de suporte permanente. Na Figura 20, estão presentes as aduelas a serem instaladas nas paredes da escavação, e na Figura 21, podem ser vistos esses mecanismos já instalados.



Figura 20: Detalhe das aduelas (Elastoplastic, 2017).



Figura 21: Sistema de revestimento.

3. PARÂMETROS GEOMECÂNICOS INFLUENTES NO DESEMPENHO DAS TUNELADORAS

Projetos que façam o uso de tuneladoras devem ser muito bem planejados. Primeiramente, o comprimento do túnel deve ser satisfatoriamente grande para justificar o investimento. O modo de operação, a escolha do modelo de tuneladora e mesmo as peças utilizadas ou o planejamento das paradas deve ser cuidadoso, pois uma falha em qualquer um desses quesitos pode representar prejuízos milionários.

Dessa forma, uma correta especificação de projeto e dos componentes dos sistemas utilizados é peça fundamental no sucesso da obra. Devem ser observados dois aspectos Macroscópicos: Os parâmetros da TBM escolhida, abordados nos capítulos acima, e os parâmetros do maciço circundante, que serão abordados nesse capítulo. Não obstante, esses parâmetros separadamente não representam a situação em campo, pois a real conjuntura virá da interação entre o maciço e a estrutura instalada.

Para análise das características do maciço a ser escavado, leva-se em consideração propriedades oriundas de diferentes configurações do mesmo, pois este é composto por rocha intacta disposta segundo as descontinuidades do maciço.

Nessa consideração, existem propriedades primárias e secundárias. As propriedades primárias são referentes àquelas características da rocha intacta, oriundas do tipo de rocha e a mineralogia da mesma. As principais propriedades primárias são a Resistência, Deformabilidade e a Permeabilidade. As propriedades secundárias se originam devido as descontinuidades. Estas geram planos de fraqueza, onde tendem a ocorrer escorregamentos de blocos, tombamentos, fraturamentos, caminhos preferenciais de percolação e graus mais altos de intemperismo químico e físico. Dependendo do tamanho da obra a ser efetuada, serão mais influentes as propriedades primárias ou secundárias, bem como o grau de intemperismo sofrido e o tipo de rocha a ser escavado. Obras de pequena magnitude, que não se instalem por uma longa extensão, sofrem maior influência das propriedades primárias. Obras extensas, mas de pequenos diâmetros sofrem grande influência das descontinuidades e obras de grandes diâmetros e grandes extensões, como barragens e túneis, demandam uma análise de todo o maciço, das interações entre rocha intacta e das descontinuidades. Um exemplo do efeito de escala sobre o maciço pode ser visto na Figura 22.

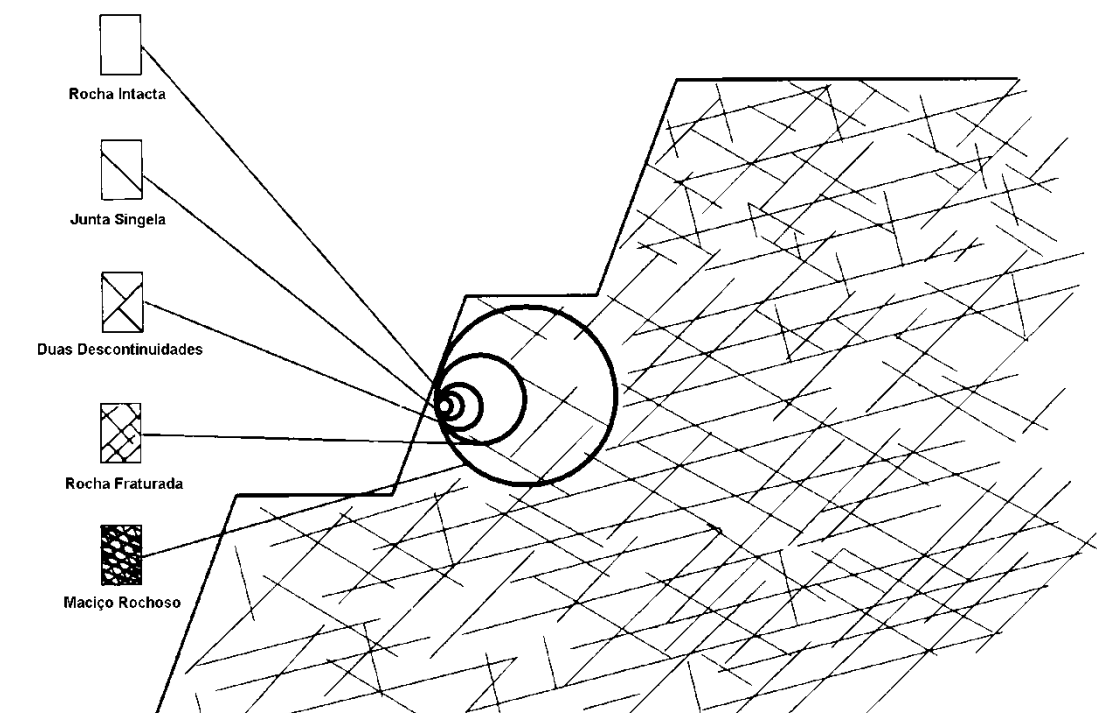


Figura 22: Efeito escala no maciço rochoso (Hoek, 2002).

3.1. Propriedades Importantes

3.1.1. Propriedades primárias

Essas propriedades podem ser definidas por ensaios laboratoriais e revelam as características da rocha intacta. Porém, esses ensaios são de alto custo e demandam equipamentos e maquinário de grande porte, o que, geralmente, os torna inviáveis. Na determinação dessas propriedades, a amostra recolhida deve ser representativa, gerando um cuidado ainda maior com a amostra e seu local de retirada pois o maciço, muitas vezes, é um material heterogêneo. É demandada especial atenção aos processos de amostragem, transporte, armazenamento e obtenção dos corpos de prova.

Pode-se, então, determinar propriedades como a resistência a compressão e tração, permeabilidade, durabilidade, velocidade sônica, porosidade, umidade natural do maciço e peso específico (Assis, 2003). Muito embora as formulações e equipamentos sejam de satisfatória precisão, na maior parte das vezes, a qualidade das entradas é deficiente e pouco precisa. Uma vez determinadas essas propriedades, pode-se as correlacionar com propriedades mecânicas, para indicação da qualidade da rocha.

3.1.2. Propriedades secundárias

As propriedades secundárias são oriundas das descontinuidades, da conformação geométrica e do preenchimento das mesmas. São elas: Atitude, número de famílias, espaçamento, abertura, preenchimento, persistência, rugosidade, resistência das paredes, percolação e fluxo de água (Assis, 2003). Na Figura 23, pode-se perceber as referidas propriedades.

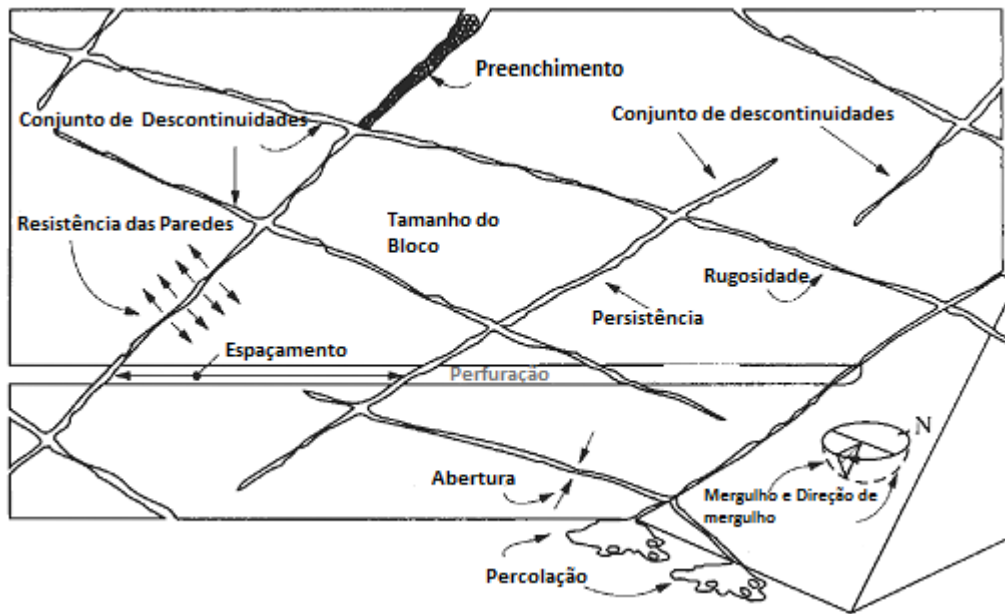


Figura 23: Morfologia das Descontinuidades. (Hudson e Harrison, 1997, Traduzido).

- Família: descontinuidades de mesma origem geológica, com espaçamento semelhante e orientadas na mesma direção compõem uma família. Podem ser identificadas visualmente.
- Espaçamento: Dentro de uma família de descontinuidades, mede-se o espaçamento médio perpendicular entre as descontinuidades adjacentes. Caso estejam abertas, o espaçamento é medido entre os eixos. Para identificar o espaçamento, usa-se trena, bússola e clinômetro.
- Abertura: Distância entre duas paredes de uma descontinuidade, preenchida por ar ou água. Para medição da abertura, utiliza-se trena, tinta spray branca e equipamentos para lavagem da rocha exposta.
- Preenchimento: é o material presente entre duas paredes de uma descontinuidade, geralmente argila, silte ou areia. Esse material, geralmente, apresenta menor coesão do que a rocha formadora das paredes. Para sua identificação são utilizados trena para determinação da espessura, sacos plásticos para o recolhimento do material, martelo de geólogo e estilete resistente.
- Persistência: A persistência varia de acordo com a magnitude da obra, pois é considerada uma descontinuidade persistente aquela que influencia na escavação. Quanto maior a obra, menor a influência da descontinuidade. É denotada pela extensão da descontinuidade em seu plano de ocorrência. Pode ser medida, também, pela sua

extensão em área ou pela penetração da descontinuidade no maciço. Para sua determinação, utiliza-se trena.

- Rugosidade: É composta pela Ondulação (1° Ordem) e pela Aspereza (2° Ordem), sendo que a combinação dessas duas propriedades afeta diretamente a resistência ao cisalhamento da descontinuidade.
- A ondulação pode conferir um travamento entre as duas faces da descontinuidade, sendo que, quanto mais sutil ou arredondada, o escorregamento é facilitado. Quanto maior a abertura da descontinuidade, e, conseqüentemente um maior espaçamento entre as faces, menor é a influência da rugosidade, pois esta depende do contato entre as paredes. A rugosidade é a junção dos efeitos de 1° e 2° ordens. Para determinação da mesma é possível se utilizar de métodos fotográficos, rugosímetro, régua dobrável, clinômetro de disco e critério tátil.
- Segundo o método de Barton e Choubey (1978), o coeficiente de rugosidade pode ser dado por:

$$JRC = \frac{\phi_f - \phi_r}{\log\left(\frac{JCS}{\sigma_n}\right)} \quad (3.1)$$

sendo:

JRC : Coeficiente de Rugosidade;

ϕ_f : Ângulo de atrito de pico;

ϕ_r : Ângulo de atrito residual;

JCS : Resistência a compressão das paredes da descontinuidade;

σ_n : Tensão normal efetiva.

Esse coeficiente pode ser usado para uniformizar e comparar quantitativamente diferentes valores de rugosidade, servindo de base de comparação de resultados empíricos e oriundos da experiência de obras realizadas.

- Resistência das paredes: É dada pela resistência à compressão uniaxial das paredes que compõem uma descontinuidade. Essa resistência é função do grau de intemperismo ao qual a rocha está submetida. O grau de intemperismo é, por sua vez, função do tipo de rocha e da permeabilidade da mesma. Rochas com grande permeabilidade tendem a apresentar uma maior susceptibilidade à degradação. A resistência das paredes, geralmente, apresenta menor ou igual resistência àquela resistência da rocha mãe,

podendo ser medida por meio do parâmetro JCS. Esse parâmetro é aferido por meio de martelo de geólogo, esclerômetro de Schmidt, estilete ou ensaio de carga puntiforme.

- Percolação e Fluxo de água: Em maciços rochosos, considera-se Permeabilidade Primária aquela referente à rocha sã, relativamente muito baixa se comparada à permeabilidade secundária (considerando a permeabilidade nas descontinuidades), dependendo essencialmente da abertura e do espaçamento das mesmas. No caso de rochas sedimentares, a permeabilidade primária deve ser levada em conta. Segundo Assis (2003), a equação de Snow demonstra a influência das características geométricas sobre a condutividade hidráulica de um maciço:

$$k = \frac{\gamma_w}{6\mu} \times \frac{a^3}{S} \quad (3.2)$$

sendo:

k : Permeabilidade;

γ_w : Peso específico da água;

μ : Coeficiente de viscosidade;

a : Abertura da descontinuidade;

S : Espaçamento entre descontinuidades.

Com altos índices de permeabilidade, o fluxo de água é facilitado, e depende também da abertura das descontinuidades, da tensão normal agindo sobre as fraturas e da profundidade do lençol freático. Para estimar as propensões no maciço, pode-se utilizar o método indireto, por meio do desenho de redes de fluxo, ou o modo direto, utilizando-se de piezômetros para a aferição das mesmas.

3.1.3. O maciço rochoso

A junção das propriedades primárias e secundárias resulta nas propriedades geralmente encontradas em campo, as propriedades do maciço rochoso. Obras de grande magnitude abrangem todas essas propriedades e, para determinação do comportamento e propriedades do maciço são utilizadas formas indiretas e empíricas. Como o fato de escala mostrado anteriormente influi diretamente nessas propriedades, a utilização de ensaios laboratoriais se torna inviável com a tecnologia atual e não se mostra apta a avançar mesmo com a melhora da mesma. O grande porte dos blocos que seriam requeridos, as máquinas de enorme dimensão que seriam requeridas (que acompanhariam o custoso transporte e onerosa operação), ou mesmo o transporte dos testemunhos torna inviável esse tipo de análise.

Nessa conjuntura, os métodos mais utilizados para a caracterização dos maciços são as classificações geomecânicas. Baseadas em experiências práticas anteriores e bom senso, pode-se caracterizar o maciço por intermédio de índices de qualidade. Ou seja, a partir da experiência de construções anteriores, busca-se adaptar o conhecimento adquirido e as condições encontradas em outras escavações às condições encontradas em campo na construção em questão de forma sistemática. As classificações mais consagradas são o Sistema RMR, proposto por Bieniawski (1973) e o Sistema Q, proposto por Barton (1974). Nessas classificações, é atribuída uma nota que leva a uma determinada solução de projeto, o que acaba restringindo a análise do maciço, pois é dada a solução, mas não gera um fator de segurança ou o índice de recalque.

O Sistema GSI, proposto por Hoek, se baseia em equações e não apenas em métodos empíricos, de forma que possa chegar a parâmetros para dimensionamento, relacionando os Sistemas Q e RMR.

Esses sistemas serão expostos a seguir de forma que se possa fazer uma análise em conjunto com as características dos variados tipos de tuneladoras e se possa escolher critérios que definam o tipo e modo de operação a serem usados.

A primeira referência de uma classificação, puramente qualitativa, de maciço rochoso foi feita por Terzaghi (1946), no projeto de um túnel em formato ferradura com sustentação por cambotas metálicas. Posteriormente, foi desenvolvido um método de Designação da Qualidade da Rocha por Deere et al. (1967), em que se estima a qualidade do maciço rochoso de forma quantitativa chamado RQD (Rock Quality Designation), exemplificado pela Figura 24.

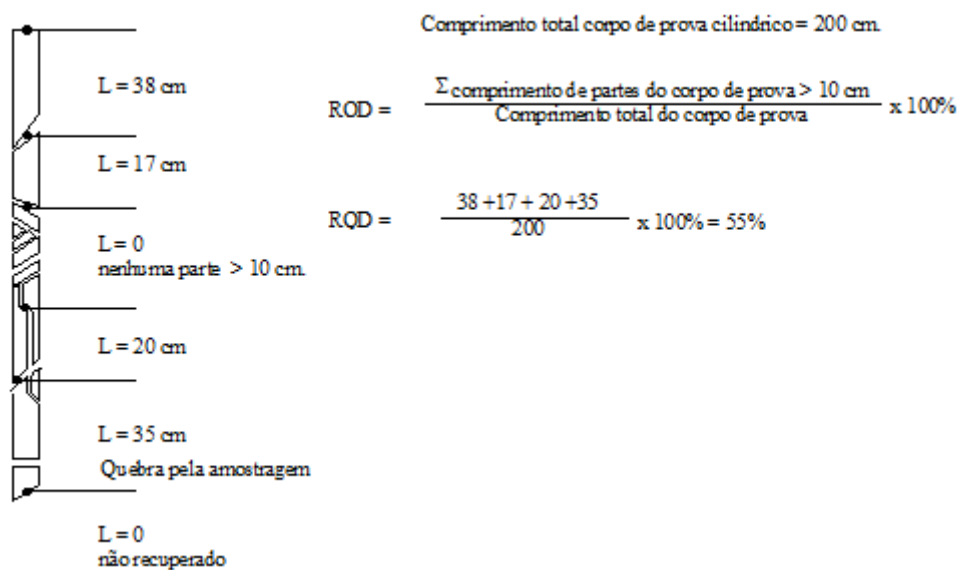


Figura 24: Exemplo de amostragem para classificação RQD (Deere et al., 1967).

Por intermédio de testemunhos obtidos por sondagens rotativas, o RQD é definido pela porcentagem de partes intactas do testemunho maiores que 100 mm em relação ao comprimento total do testemunho (inferior a 2 metros). Como o RQD depende essencialmente da análise do testemunho, isso implica em maiores cuidados no processo de amostragem, manuseio do equipamento e da amostra e na perfuração.

3.2. Sistemas de Parametrização

3.2.1. Sistema RMR (Rock Mass Rating)

Proposto por Bieniawski (1974), esse Sistema empírico se origina principalmente pela experiência do autor no projeto de túneis, sendo sua última versão publicada em 1989. Esse sistema gera uma nota que pode chegar no máximo de 100 pontos, utilizando-se de 6 parâmetros principais para a classificação:

- Resistência Uniaxial;
- Índice RQD;
- Espaçamento das descontinuidades;
- Padrão das descontinuidades;
- Ação da água subterrânea;
- Orientação das descontinuidades.

Com base em fatores predominantes e estruturais, como falhas abertas, tipo da rocha, mudanças no tamanho e magnitude dos espaçamentos, as regiões são divididas e classificadas separadamente. Por meio de tabelas, atribui-se pesos aos seis parâmetros classificados, que, somados, geram o número de RMR.

Este método apresenta-se como uma boa alternativa na classificação de maciços rochosos devido ao seu baixo custo e análise relativamente objetiva. Por meio dele, pode-se chegar a uma aproximação para valores importantes na perfuração com uso de tuneladoras como a deformabilidade esperada das paredes de um túnel, a resistência da rocha circundante e o tempo de auto-sustentação após o processo de escavação, o que será decisivo para a escolha do método de revestimento e sua urgência.

Deve-se observar, porém, que esse Sistema não considera o estado de tensões no maciço na determinação da solução a ser adotada. Em escavações profundas, com altas tensões confinantes, isso pode ser uma informação determinante a ser analisada.

A classificação obtida com esse método é voltada para a escavação à fogo. Sendo este um método que gera grandes perturbações no maciço circundante. Deve-se considerar que a classificação dada por Bieniawski se aplica às escavações a fogo, com considerável perturbação ao meio, já as TBM são consideradas meios de escavação de pequena perturbação ao meio. Ao obter o somatório dos pesos e a classificação do maciço rochoso, Bieniawski (1989) propõe sugestões de suporte para túneis de acordo com o valor RMR obtido. Essas sugestões foram feitas para túneis em forma de ferradura, escavados à fogo, num maciço submetido à tensões verticais superiores a 25 MPa, com uma profundidade aproximada de 900 m.

Com base nessa tabela e indicações, pode-se fazer uma correlação com o funcionamento e requisitos do método construtivo que se utiliza das tuneladoras. Visto que cada modelo de TBM irá requerer condições diferentes de resistência mecânica de maciço circundante e tempos de autossustentação, cada faixa de classificação RMR será mais adequada a determinado tipo de tuneladora.

Os modelos Grippers necessitam de boa resistência da rocha e tempo de sustentação satisfatório, sendo indicados aos maciços classificados como excelentes ou bons. Nos maciços classificados como Ruins ou Péssimos, a operação contínua de uma Double Shield não é viável, de modo que a Single Shield é recomendada por questões econômicas e práticas, além de garantir maior segurança. Além disso, esse tipo de tuneladora não necessita uma grande resistência das paredes do túnel, pois se fixa axialmente no revestimento instalado na seção anteriormente escavada.

3.2.2. Sistema de classificação geomecânica Q

O índice de Qualidade Q (Tunnelling Quality Index) foi proposto por Barton et al. (1974) para definir o suporte requerido ao túnel em construção e as características do maciço. O valor do índice Q varia em escala logarítmica de 0,001 até 1000 e é definido por:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) \left(\frac{J_r}{J_a} \right) \left(\frac{J_w}{SRF} \right) \quad (3.3)$$

sendo:

RQD: Índice RQD

J_n = Índice de influência do número de famílias das descontinuidades;

J_r = Índice de influência da rugosidade das paredes das descontinuidades;

J_a = Índice de influência da alteração das paredes das descontinuidades;

J_w = Índice de influência da ação da água subterrânea;

SRF = Índice de influência do estado de tensões no maciço (Stress Reduction Factor).

O Índice Q pode ser analisado segundo os três fatores que o compõe e as considerações de Barton et al. (1974):

- $\left(\frac{RQD}{J_n}\right)$ Representa a estrutura do maciço rochoso, que é uma medida grosseira do tamanho dos blocos em relação ao maciço;
- $\left(\frac{J_r}{J_a}\right)$ Representa a rugosidade e características de atrito das paredes das descontinuidades, dado pelo grau de alteração do material de preenchimento das mesmas. O resultado desse quociente tem impacto positivo sobre a resistência do maciço no caso de juntas inalteradas e em contato direto. Espera-se que a superfície se mantenha fechada até o atingimento de seu limite de resistência, quando o cisalhamento acontece e a superfície tende a se dilatar, gerando uma contribuição favorável à estabilidade do túnel.
- $\left(\frac{J_w}{SRF}\right)$ Representa a ação de tensões externas atuantes no maciço, sendo estas tensões oriundas da água presente e da combinação de tensões totais. J_w É o índice de influência da pressão de água subterrânea, apresentando um efeito prejudicial à resistência ao cisalhamento das descontinuidades, por meio do umedecimento de filmes de argila e da redução das tensões normais efetivas. SRF é um índice que busca representar: A queda capacidade resistente no caso de escavações através de zonas de cisalhamento e maciços rochosos moles; A contribuição das tensões em maciço rochoso competente; e o efeito de expansão lateral no caso de maciços rochosos de comportamento plástico, denominado de Squeezing. Dessa forma, o quociente em questão busca representar a influencia das tensões ativas na qualidade do maciço.

Cabe observar que o Sistema Q não considera a orientação das descontinuidades, o que pode ser determinante para a caracterização da qualidade do maciço para determinada perfuração. Ainda, segundo Barton et al. (1974), os parâmetros J_n , J_r e J_a geralmente são mais influentes que a orientação da descontinuidade, pois indicam o estado de desagregação dos blocos do maciço.

Barton et al. (1974) calibrou seu sistema para rochas de alta resistência com eventuais fraturamentos e blocos em desagregação, tornando esse sistema mais coerente para esse tipo de rocha.

3.2.3. Correlação entre o Índice RMR e o Índice Q

As duas classificações supracitadas são as mais consagradas até hoje, sendo as mais utilizadas. Ambas buscam transformar análises com base na experiência, parâmetros geométricos e geotécnicos observados e soluções de engenharia em uma descrição quantitativa da qualidade geomecânica do maciço. Apesar das metodologias Q e RMR se utilizarem de parâmetros semelhantes em sua classificação, atribuem pesos diferentes aos referidos parâmetros, além de avaliar características iguais com parâmetros diferentes. Sabe-se que falta ao parâmetro RMR um parâmetro para as tensões do maciço e, no sistema Q, não está presente a consideração da orientação das famílias de descontinuidades.

Como parte fundamental da análise do presente trabalho, a escavação de túneis com o uso de tuneladoras, as tensões in situ na escavação são parte fundamental para a análise do maciço. Uma classificação RMR modificada deve considerar tensões in situ, tensões induzidas pelas obras de mineração, os efeitos da escavação a fogo e o grau de alteração ou intemperismo (Hoek et al., 1995). Bieniawski (1989) após analisar 111 casos históricos de túneis em diferentes países (62 casos na Escandinávia, 28 casos na África do Sul e 21 casos nos Estados Unidos, Canadá, Austrália e Europa) propôs uma correlação entre os sistemas de classificação geomecânica RMR e Q:

$$\text{RMR} = 9 \times \ln Q + 44 \quad (3.4)$$

Ressalta-se que a utilização de correlações deve observar que cada Índice se baseia em um tipo de análise, com diferentes pesos para cada parâmetro, e mesmo parâmetros homônimos podem ter diferentes significados em cada método. Devido a isso, a utilização das mesmas deve ser feita com cuidado e bom senso.

3.2.4. Sistema GSI

O Índice de Resistência Geológica (GSI) foi proposto por Hoek (1994) como forma de fusão entre os sistemas Q e RMR para obter, igualmente aos sistemas anteriores, parâmetros geomecânicos do maciço rochoso. Ao passo que os sistemas Q e RMR buscam definir uma solução de engenharia para determinado índice, como o escoramento das paredes de uma escavação de um túnel, o sistema GSI tem seu foco apenas nas características do maciço

rochoso. Dessa forma, Hoek corrige os parâmetros Q e RMR eliminando a influência dos agentes externos nos parâmetros analisados.

Para o cálculo do GSI, que é calculado em função do RMR, padronizou-se o uso do RMR versão 1989 (abordado no presente trabalho) decrescido de 5 pontos. Considera-se o maciço seco e não se faz a correção devido à orientação das descontinuidades, com a justificativa de que a pressão de água e a orientação das descontinuidades são consideradas no projeto, não afetando, portanto, os parâmetros do maciço. Dessa forma, para $RMR_{89} > 23$, tem-se:

$$GSI = RMR_{89} - 5 \quad (3.5)$$

Caso o valor de RMR seja inferior à 23, deve-se utilizar o sistema Q, com algumas modificações, retirando-se os fatores já considerados em projeto. Elimina-se do produto a influência do SRF, bem como o fator de água J_w . O valor modificado do índice Q de Barton é chamado de Q' , dado por:

$$Q' = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) \left(\frac{J_r}{J_a} \right) \quad (3.6)$$

Assim, o valor de GSI é dado por:

$$GSI = 9 \times \ln Q' + 44 \quad (3.7)$$

A partir dos valores de GSI calculados Hoek (2002) apresenta correlações para estimar os parâmetros de deformabilidade e resistência do maciço. O critério de ruptura de Hoek-Brown foi apresentado em 1980 e aprimorado em 2002. Baseia-se em dados experimentais obtidos de ensaios de laboratório para variados tipos de rochas. Dessa forma, traça-se um gráfico de Tensão e Deformação que obedece a uma curva para a envoltória de rochas intactas (Hoek e Brown, 2002), definidas pela equação:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma'_{ci} \left(m \frac{\sigma'_3}{\sigma'_{ci}} + s \right)^{0,5} \quad (3.8)$$

sendo:

σ'_1 = Tensão efetiva principal maior;

σ'_3 = Tensão efetiva principal menor;

σ'_{ci} = Resistência à compressão uniaxial da rocha intacta;

m, s = Parâmetros do material ($s = 1$ para rocha intacta).

Linearizando a equação, pode-se a reescrever:

$$y = m\sigma'_{ci} \times \sigma'_3 + s(\sigma')^2_{ci} \quad (3.9)$$

Sendo que

$$y = (\sigma'_1 - \sigma'_3)^2 \quad (3.10)$$

A partir dessa linearização é possível obter os parâmetros m e s de Hoek e Brown.

A equação de Hoek e Brown apresenta bons resultados para rochas intactas, mas é deficiente na consideração de um maciço rochoso. Assim, Hoek propõe uma equação generalizada para o critério de ruptura de Hoek e Brown, em que os parâmetros são oriundos da classificação GSI, expressa por (Hoek et al., 2002):

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma'_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma'_{ci}} + s \right)^a \quad (3.11)$$

Sendo m_b um valor reduzido da constante do material m_i , dado por:

$$m_b = m_i e^{\left(\frac{GSI-100}{2B-14D} \right)} \quad (3.12)$$

As constantes s e a são oriundas do maciço rochoso, dadas pelas relações:

$$s = e^{\left(\frac{GSI-100}{9-3D} \right)} \quad (3.13)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{\left(\frac{-GSI}{15} \right)} - e^{-\frac{20}{3}} \right) \quad (3.14)$$

O fator D depende do grau de perturbação no maciço rochoso submetido a explosivos e relaxação de tensões. Como o método em questão faz o uso de TBM's, que agredem relativamente menos o meio, esse cálculo torna-se conservador, recomendando-se a escolha de um valor baixo de D . Este fator varia de 0 (maciço não perturbado) à 1 (maciço muito perturbado). A forma de obtenção do parâmetro D pode ser encontrada em Hoek et al. (2002). A resistência à compressão uniaxial e a resistência à tração são obtidas pela equação de σ'_1 , considerando $\sigma'_3 = 0$ e $\sigma'_1 = \sigma'_3 = \sigma'_t$, assim:

$$\sigma_c = \sigma'_{ci} \times s^a \quad (3.15)$$

$$\sigma'_t = \frac{s\sigma'_{ci}}{m_b} \quad (3.16)$$

O módulo de deformação do maciço rochoso, E_m (GPa) pode ser obtido, segundo Hoek et al. (2002) por:

$$E_m = \left(1 - \frac{D}{2} \right) \sqrt{\frac{\sigma'_{ci}}{100}} \cdot 10^{\left(\frac{gsi-10}{40} \right)}, \text{ se } \sigma'_{ci} \leq 100MPa \quad (3.17)$$

$$E_m = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \cdot 10^{\left(\frac{g_{SI}-10}{40}\right)}, \text{ se } \sigma'_{ci} > 100MPa \quad (3.18)$$

O sistema GSI utiliza-se da premissa de que o maciço possui uma quantidade suficiente de descontinuidades distribuídas aleatoriamente de forma a torna-lo isotrópico, apresentando o mesmo comportamento seja qual for a direção do carregamento. Caso exista uma orientação estrutural dominante, os resultados do GSI não se aproximam da realidade. Em caso de anisotropia, apenas se pode utilizar os resultados e a análise GSI caso as descontinuidades não controlem o comportamento do maciço (Marinos 2005).

Foram abordados os sistemas RMR, Q e GSI. Estes sistemas se compõem de índices gerados por parâmetros frutos de observação e experiência, além do conhecimento da composição dos maciços e dessa forma estimar sua resistência geomecânica e sua competência para o apoio das sapatas de uma tuneladora, bem como a necessidade da utilização de revestimentos, seu tipo ou mesmo sua urgência de instalação. Vale ressaltar que, como geram índices e análises quantitativas, por meio desses valores, pode-se comparar experiências passadas com experiências futuras, maciços já conhecidos com maciços a serem trabalhados, e dessa forma se obter maior confiabilidade e parâmetros para a escolha do modelo e dos acessórios da tuneladora.

4. DESEMPENHO DAS TUNELADORAS

Com o conhecimento das tuneladoras, seus variados modelos e mecanismos de atuação, somado ao conhecimento de métodos de análise de maciços que podem gerar mecanismos para caracterização e parâmetros de análise, pode-se iniciar o processo de produção de critérios para a seleção da tuneladora ideal para cada tipo de empreendimento. Deve-se observar, primeiramente os parâmetros que culminam na escolha do modelo ideal de tuneladora para as determinadas condições do maciço rochoso em questão. Após isso, deve-se gerar parâmetros de análise do desempenho da máquina, de forma a maximizar sua eficiência, aumentar o nível de segurança de seus processos e diminuir os gastos com paradas da máquina e troca de peças e material.

Para isso, é requerida a máquina que apresentará o melhor desempenho em campo. Esse desempenho depende da análise conjunta dos diversos fatores já tratados no presente trabalho. Para quantificá-los, existem métodos de análise do desempenho das tuneladoras e estes serão analisados a seguir.

4.1. Método do Nowergian Institute of technology (NTNU)

Este método é baseado em dados empíricos de escavações já concluídas, para análise da performance e adequação da tuneladora escolhida com base na Taxa de penetração, Durabilidade dos discos de corte, Taxa de avanço e dos Custos da obra. Com a informação obtida, faz-se análises de regressão nos dados e se pode gerar gráficos para diagnóstico do desempenho.

Este método é amplamente aceito pelos operadores e é confiável para a tecnologia para a qual foi adaptado (Rostami et al., 1996). Sua última atualização foi feita por Bruland (2000), que gerou melhorias no método e o dividiu nos sistemas independentes os quais o método visa analisar.

Na presente monografia, o Método NTNU será utilizado na análise de dados adiante, num estudo aprofundado de um caso hipotético.

4.2. Método CSM (Colorado School of Mines)

O Método CSM mescla conhecimentos empíricos e teóricos para estimar a performance de uma TBM. Proposto por Rostami & Ozdemir (1993), o CSM faz uma previsão teórica do modo de fragmentação do maciço por meio da ação das tensões produzidas pelos discos de corte durante a escavação. O método desenvolve uma metodologia para estimar os requisitos de força de corte da Seção Transversal Constante (CCS) dos discos de corte em um determinado espaço e condições determinadas para uma requerida penetração.

Na zona de contato os discos de corte como maciço é gerado um bulbo de tensões, conhecido como zona de compressão, considerada circular para fins de cálculo. A alta concentração de tensões nessa

área gera a fragmentação da rocha ali presente, com fragmentos cada vez menores conforme se aproxima do centro da zona de contato. A extensão de propagação dessa zona depende das propriedades geológicas do maciço e da geometria dos discos de corte. A zona de compressão é esboçada na imagem a seguir.

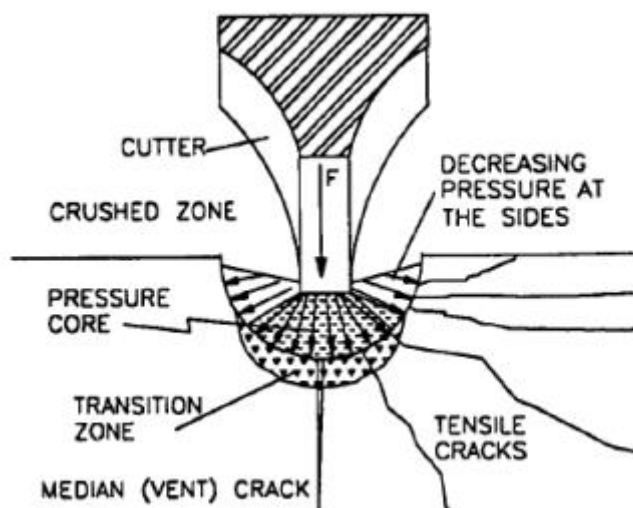


Figura 25: Zona de compressão gerada por disco de corte (Rostami & Ozamir, 1993)

Adota-se uma distribuição de tensões radial a partir da zona de contato, com a borda do disco de corte, uma vez que a tensão no maciço não é conhecida e se supõe uma distribuição uniforme (Hidrostática), de forma que as fissuras induzidas também são radiais. Posteriormente, as lascas de rocha são formadas pelas tensões de tração induzidas no maciço, iniciando o processo de falha no mesmo. As fissuras irão se estender em função da pressão na zona de compressão, que é função da força de avanço aplicada. De acordo com o espaçamento dos discos, o ângulo de perfuração e o comprimento das fissuras adjacentes, eventualmente, as diversas zonas de compressão onde esse processo ocorre acabam se interceptando.

Para se estimar as forças atuantes nos discos, integram-se as pressões atuantes em seu perímetro, desconsiderando-se as forças externas. A região de interação é dada por intermédio da expressão:

$$\phi = \cos^{-1} \left(\frac{R-p}{p} \right) \quad (4.3)$$

sendo:

ϕ = ângulo de contato entre o disco de corte e a rocha;

R = Raio do disco de corte;

p = Penetração.

A magnitude da pressão P é dada por:

$$P = P' \left(1 - \frac{\theta}{\phi}\right)^\psi \quad (4.4)$$

sendo:

$P' =$ Pressão base

$\theta =$ Ângulo entre a normal e a face, variando de 0 à ϕ .

De acordo com as diferentes distribuições de pressão que a função pode assumir, diferentes coeficientes ψ serão adotados.

$\psi = 1$ Para uma distribuição linear iniciando de zero na frente do disco e atingindo o máximo P' sob o disco.

$\psi = 0$ Para uma distribuição uniforme de pressões ao longo do contorno do disco. Com uma diminuição do coeficiente ψ , ocorre um aumento da razão entre forças tangenciais e normais, a qual é denominada de coeficiente de corte (CC). As forças Normal (F_n) e Tangencial (F_r) são componentes da força resultante projetadas nos eixos X e Y. As Figuras 26 e 27 seguintes mostram a distribuição de pressões para dois casos distintos.

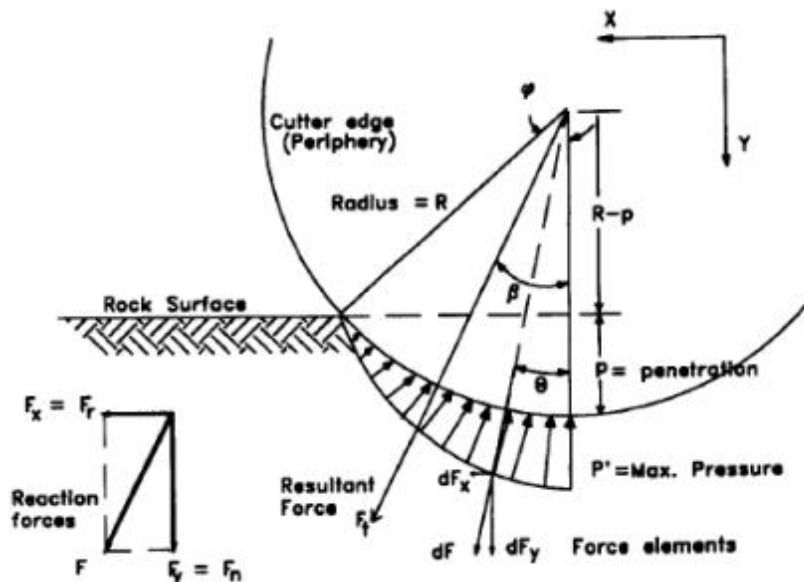


Figura 26: Distribuição linear de pressão ao longo do perímetro do disco (Rostami & Ozdemir, 1993).

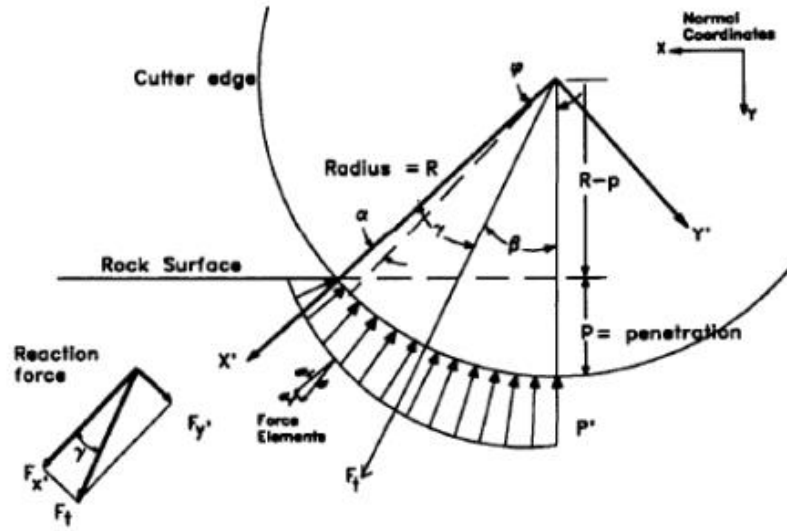


Figura 27: Distribuição geral de pressão ao longo do perímetro do disco (Rostami & Ozdemir, 1993).

O ângulo formado entre a força resultante e a força normal da face de escavação pode ser determinado estimando-se o coeficiente de corte, considerando:

$$\beta = \tan^{-1} \left(\frac{F_r}{F_n} \right) = \tan^{-1}(CC) \quad (4.5)$$

Com uma distribuição linear de tensões sendo considerada ($\psi = 1$) e sendo T espessura da ponta do disco de corte, tem-se:

$$F_n = \frac{TRP'}{\phi} (1 - \cos \phi) \quad (4.6)$$

$$F_r = \frac{TRP'}{\phi} (1 - \sin \phi) \quad (4.7)$$

Dessa forma, pode-se calcular o coeficiente de corte:

$$CC = \frac{\phi - \sin \phi}{1 - \cos \phi} \quad (4.8)$$

Para determinar as forças de corte e o coeficiente de corte para casos gerais de distribuição de pressões, adota-se um novo sistema de coordenadas para simplificar os cálculos, chegando a uma nova expressão para a pressão com um $\alpha = \theta$:

$$P = P' \left(\frac{\alpha}{\phi} \right)^\psi \quad (4.9)$$

$$F_{x'} = \sum_{i=1}^n (-1)^{i-1} \frac{\phi^{2i+\psi}}{[(2i+\psi)(2i-2)]!} \quad (4.10)$$

$$F_{y'} = \sum_{i=1}^n (-1)^{i-1} \frac{\phi^{2i-\psi}}{[(2i-\psi)(2i-2)]!} \quad (4.11)$$

O ângulo da força resultante é dado por:

$$\gamma = \tan^{-1} \left(\frac{F_{y'}}{F_{x'}} \right) \quad (4.12)$$

E o Coeficiente de Corte:

$$CC = \tan \beta = \tan(\phi - \gamma) \quad (4.13)$$

No caso de uma distribuição uniforme de pressões sob o disco, admitindo-se um valor específico para ψ , a força total é designada por:

$$F_t = \frac{P'RT\phi}{\psi+1} \quad (4.14)$$

A partir de F_t pode-se determinar as forças normais e tangenciais:

$$F_n = F_t \cos \beta \quad (4.15)$$

$$F_r = F_t \sin \beta \quad (4.16)$$

A pressão total varia de acordo com parâmetros da geometria do corte e as propriedades do maciço rochoso. Busca-se uma pressão padrão que sobreponha as fissuras entre dois discos de corte, mas como os parâmetros citados são muito variáveis, torna-se impossível. Rostami et al 1996 apresenta uma formulação para o cálculo de P' a partir de sua base de dados experimentais, chegando a uma correlação entre as forças de corte medidas e os parâmetros de corte.

$$P' = CC \sqrt[3]{\frac{S}{\phi\sqrt{RT}}} \sigma_c^2 \sigma_t \quad (4.17)$$

sendo:

CC: Coeficiente de corte;

S: Espaçamento entre os discos de corte;

ϕ : Ângulo de contato entre o disco de corte e a rocha;

R: Raio do disco;

T: Espessura da ponta do disco;

σ_c : Resistência à compressão da rocha;

σ_t : Resistência à tração da rocha.

Conhecendo-se o empreendimento a ser efetuado, bem como as condições da rocha a ser escavada, suas propriedades de resistência e condições de travamento e impulso oferecidas, pode-se melhorar o desempenho dos discos de corte e o mecanismo de escavação. A partir do diâmetro, o número de discos na face de corte pode ser obtido dividindo-se o raio da cabeça de corte pelo espaçamento entre discos. Este deve ser maior no centro e nos extremos da cabeça de corte, onde o maior desgaste irá ocorrer. A força de impulso da TBM pode ser calculada multiplicando-se a força normal exercida por disco pela quantidade dos mesmos.

O torque gerado por disco de corte é dado pela força tangente multiplicada pela distância do disco até o centro da cabeça de corte. Para se obter o torque total requerido é necessário, então, multiplicar o torque pela quantidade de discos de corte presentes na cabeça de corte. A velocidade angular da máquina é limitada pela velocidade linear máxima admissível nos discos de corte dos extremos, a qual é limitada pelos fabricantes dos discos, a fim de evitar a geração de aquecimento excessivo e danos prematuros nas juntas. Os requisitos de potência da máquina são determinados a partir do torque da cabeça de corte e da velocidade angular, além disso, a potência instalada é calculada considerando-se a eficiência dos sistemas elétricos e mecânico dos componentes da tuneladora.

É importante ressaltar que todos os parâmetros da máquina são baseados em forças estimadas agindo nos discos de corte, para um determinado conjunto de parâmetros de corte e propriedades do maciço rochoso. Estudos mais detalhados para especificação e otimização da distribuição dos discos de corte na cabeça da tuneladora, podem ser realizados mudando a locação dos discos na face, podendo ser feito sistematicamente ou por método de tentativa e erro, checando em cada tipo distinto de distribuição de discos os parâmetros predominantes, e assim, otimizando a cabeça de corte. (Castro 2013).

Rostami et al. (1996) descreve as etapas do método CSM para, com o uso dos parâmetros obtidos, se chegar aos valores de previsão de performance da tuneladora:

1. Calcular a força total de impulso requerida:

$$Th^* = \sum_1^N F_n \approx NF_n \quad (4.18)$$

2. Calcular o torque total na cabeça de corte:

$$Tq^* = \sum_1^N F_{rj}R_j \approx 0,3D'NF_r \quad (4.19)$$

3. Calcular a velocidade angular:

$$RPM = \frac{v}{\pi D'} \quad (4.20)$$

4. Calcular a potência requerida na cabeça de corte:

$$HP^* = \frac{Tq^*RPM}{5250} \quad (4.21)$$

5. Calcular a força de impulso e potência instalados usando o fator de eficiência η :

$$Th = \frac{Th^*}{\eta} \quad (4.22)$$

$$Tq = \frac{Tq^*}{\eta} \quad (4.23)$$

sendo:

D': Diâmetro da tuneladora;

N: Número total de discos de corte;

V: Velocidade linear limite dos discos de corte (Informação do fabricante).

Adotando-se parâmetros fixos para a rocha e a tuneladora escolhidos, calcula-se a taxa de avanço por meio da penetração por revolução da cabeça de corte, utilizando-se os parâmetros dados e estima-se a previsão de performance da tuneladora em questão para um determinado empreendimento.

4.3. NTNU x CSM

Nilsen & Ozdemir (1993) concluem que, comparando-se os métodos NTNU e CSM, a principal diferença entre eles é a relevância dada a cada parâmetro analisado. O método NTNU tem seu foco no mapeamento em campo das discontinuidades do maciço. Já o CSM prioriza ensaios de laboratório em grande escala, complementados pelas relações teóricas desenvolvidas para o método.

Rostami et al.(1996) fazem, também, uma análise comparativa entre os dois métodos. Em primeira análise, consideram-se quais e como os parâmetros são conceituados em cada método. A tabela abaixo mostra essa comparação, destacando o Método CSM como baseado no equilíbrio de forças e o Método NTNU baseado em análises empíricas:

Tabela 1: Parâmetros e considerações relevantes em cada método (Rostami et al, 1996).

Parâmetros	Metodologias	
	Equilíbrio de forças*	Empíricas**
Forças nos discos de corte	Sim	Não
Geometria dos discos de corte (tipo, tamanho, etc.)	Sim	Não
Geometria de corte (espaçamento e penetração)	Sim	Parcialmente
Variáveis de projeto da tuneladora	Sim	Parcialmente
Layout da face	Sim	Não
Modificações de projeto	Sim	Não
Flexibilidade e habilidade de desenvolver novas tecnologias	Sim	Muito limitado
Habilidade de troca entre diferentes sistemas de escavação	Sim	Não
Resistência da rocha e propriedades físicas	Sim	Parcialmente
Índices das propriedades da rocha	Parcialmente	Sim
Condições subterrâneas	Indiretamente	Sim
Propriedades do maciço rochoso (juntas, falhas, etc.)	Indiretamente	Sim
Previsão de performance	Sim	Sim
Estimativa de custos	Sim	Sim
Sensibilidade de operação	Não	Alguma

* Baseado em forças transmitidas individualmente pelos discos.

** Baseado em performances em campo.

Segundo Bruland (2000) o sistema CSM não incorpora sistematicamente o grau de fraturamento do maciço rochoso, o que configura a sua principal falha. Sua principal vantagem é sua fácil adaptação em condições inesperadas ou novas no maciço, possibilitando uma mudança sem grandes dificuldades nas considerações do maciço e da tuneladora. Em relação ao método NTNU, o Método CSM tem uma compreensão e tratamento de base de dados mais facilmente feitos, podendo-se considerar o fraturamento do maciço. Analisando-se a tabela e os resultados obtidos, percebe-se que os métodos possuem parâmetros e informações complementares, podendo ser usados em conjunto. Dessa forma, pode-se aumentar a produtividade da TBM por meio de modificações nas especificações e no layout da máquina embasado pelo Método CSM, e podem-se considerar diretamente os efeitos das condições do meio subterrâneo por intermédio do Método NTNU, conseguindo-se maior acurácia dos resultados (Nilsein & Ozdemir, 1993; Rostami et al., 1996).

4.4. Método Qtbm

Barton (1999) propôs o método Qtbm baseado na expansão do sistema Q de classificação de maciços rochosos e na média da força de corte em relação à resistência do maciço, adicionando parâmetros de interação tuneladora-Maciço à análise. O método busca estudar as reações da TBM ao ser submetida às condições do maciço.

Esse método baseia-se em 4 condições principais de maciço:

- Maciço poroso, com descontinuidades, fácil de perfurar e com instalação de algum suporte;
- Rochas resistentes e abrasivas, difícil perfuração, troca frequente dos discos de corte e sem necessidade de suporte.
- Rochas submetidas à altas tensões, sujeitas à squeezing, eventual emperramento da tuneladora, com necessidade de muitas perfurações e suporte pesado;
- Maciço descontínuo, sujeito à queda de blocos e erosão de finos, com necessidade de aplicação de pasta cimento e suporte temporário de aço.

A partir de tais considerações, Barton (1999) propôs a seguinte relação:

$$Q_{tbm} = Q = \left(\frac{RQD_0}{J_n}\right) \left(\frac{J_r}{J_a}\right) \left(\frac{J_w}{SRF}\right) \left(\frac{SIGMA}{F^{10}/20^9}\right) \left(\frac{20}{CLI}\right) \left(\frac{q}{20}\right) \left(\frac{\sigma_\theta}{5}\right) \quad (4.24)$$

sendo:

RQD_0 : RQD (%) dado na direção de escavação;

J_n , J_r , J_a , J_w e SRF: São os mesmos do sistema Q convencional, mas J_r e J_a precisam ser referentes à descontinuidade de maior persistência e que possui maior influência na estabilidade do túnel, que em geral é a descontinuidade com mergulho paralelo ao eixo do túnel;

SIGMA: Resistência estimada do maciço rochoso (MPa);

F: Média da capacidade de corte (tnf);

CLI: Índice que representa o tempo da vida de corte dos discos (ex: 4 para quartzito, 90 para calcário). Este índice é avaliado a partir de análises petrográficas em laboratório de diversos tipos de rochas, a partir de amostras coletadas na face de escavação.

q: Teor de quartzo (%), obtido a partir de análises petrográficas;

σ_θ : Tensão biaxial induzida na face do túnel.

A partir da linearização de curvas por meio de gráficos log x log, com dados de casos históricos de túneis escavados por tuneladoras em diversas condições, Barton (1999) propôs uma relação entre a taxa de penetração e a taxa de avanço, a saber:

$$AR = PR \cdot t^m \quad (4.25)$$

sendo:

t: Tempo (h)

m: Valor negativo que representa o gradiente de desaceleração.

Tabela 2: Valores de m de acordo com a qualidade da rocha (Barton, 1999).

Tipo de Rocha	Valor de m
Boa qualidade	-0,17
Qualidade mediana	-0,19
Ruim	-0,21
Muito Ruim	-0,25

O gradiente m pode ser modificado de acordo com as características do maciço, representado por:

$$m \approx m_1 \left(\frac{D}{5}\right)^{0,20} \left(\frac{20}{CLI}\right)^{0,15} \left(\frac{q}{20}\right)^{0,10} \left(\frac{n}{2}\right)^{0,05} \quad (4.26)$$

sendo:

n: A porosidade do maciço;

D: o diâmetro do túnel;

m_1 : gradiente de desaceleração parcial dado pela relação com Q.

Os valores de m_1 podem ser definidos a partir do valor de Q:

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

A partir do valor encontrado para Q_{tbm} , através de um processo de tentativa e erro e análise de casos históricos, pode-se determinar os valores para a taxa de penetração e taxa de avanço. A taxa de penetração é dada por:

$$PR \approx 5(Q_{tbm})^{-0,2} \quad (4.27)$$

Tal equação prevê o aumento do poder de penetração com a diminuição do valor de Q_{tbm} . A partir da equação anterior para a taxa de avanço, obtém-se uma nova relação para a taxa de avanço:

$$AR \approx 5(Q_{tbm})^{-0,2} T^m \quad (4.28)$$

E a partir da equação para o tempo para se perfurar um determinado comprimento de escavação, chega-se:

$$T = \left(\frac{L}{PR} \right)^{\frac{1}{1+m}} \quad (4.29)$$

Sapigni et al. (2002), no estudo dos túneis Maen, Pieve e Varzo, realizaram diversas análises do comportamento da taxa de penetração utilizando o método Q_{tbm}, concluindo que o método apresenta pequena sensibilidade em relação à taxa de penetração. Além disso, o coeficiente de correlação com os dados registrados apresentou-se pior do que no método Q tradicional ou outros parâmetros básicos, como a resistência uniaxial da rocha intacta. O Método como um todo não pode ser invalidado diante desses resultados, porém, isso evidencia a dificuldade na obtenção de resultados, visto que as condições altamente variáveis, a heterogeneidade de mão de obra e execução e os variados parâmetros de performance da máquina tornam as análises mais complicadas.

4.5. Método RME

A primeira versão do RME (Rock Mass Excavability) foi apresentada por Bieniawski et al. (2006) e aprimorada por Bieniawski et al. (2008). O RME é um método empírico utilizando-se de dados de 22,9 km de túneis escavados por meio de Double Shield TBM, Single Shield TBM e TBM aberta., sendo utilizadas análises estatísticas para obtenção dos dados considerando-se mais de 500 casos históricos de túneis. Foram coletados dados de geometria (localização, comprimento e diâmetro), maciço rochoso (parâmetros do sistema RMR, descontinuidades e pressão de água) e índices indicativos das tuneladoras (taxa de avanço, taxa de penetração, coeficiente de avanço, torque, impulso e energia específica de escavação). Ressalta-se que o Método RME não substitui os métodos Q e RMR, que inclusive serve de base para a obtenção de dados de suporte e tempo de autossustentação.

O índice RME é baseado em cinco parâmetros de entrada, selecionados por meio de análises estatísticas. Os resultados da análise mostraram os parâmetros que influenciam fortemente na taxa média de avanço (ARA), expressa em m/dia, são eles: abrasividade, espaçamento entre descontinuidades e tempo de autossustentação (stand-up time). Adicionalmente, foram incluídos dois parâmetros básicos do maciço rochoso: resistência à compressão uniaxial da rocha e o fluxo de água pois estes têm grande impacto nas taxas de avanço da tuneladora. Após sua seleção,

atribuiu-se pesos a estes parâmetros de acordo com sua influência, analisados estatisticamente para minimizar os erros no valor da taxa média de avanço (ARA).

A Tabela a seguir mostra esses cinco parâmetros com seus respectivos pesos em seus respectivos intervalos considerados para cada parâmetro. Esses parâmetros foram obtidos através de análises convencionais de exploração, já o tempo de autossustentação é estimado por meio de valores já conhecidos de RME segundo o vão a ser suportado.

Para Bieniawski et al. (2008) para um valor de 0 de algum dos parâmetros, é adotado que o valor da taxa média de avanço será menor do que 2 m/dia, independentemente do valor de RME.

Tabela 3: Parâmetros de entrada para o índice RME (Bieniawski et al. 2008).

Resistência à compressão uniaxial da rocha intacta (0 - 25 pontos)										
σ_c (MPa)	<5		5-30		30-90		90-180		>180	
Classificação	4		14		25		14		0	
Penetrabilidade (0 - 15 pontos)										
DRI	>80		80-65		65-50		50-40		<40	
Classificação	15		10		7		3		0	
Descontinuidades na face de escavação (0 - 30 pontos)										
Homogeneidade		Número de juntas por metro					Orientação em relação ao eixo do túnel			
Homogênea	Mista	0-4	4-8	8-15	15-30	>30	Perpendicular	Obliqua	Paralela	
Classificação	10	0	2	7	15	10	0	5	3	0
Tempo de autossustentação (0 - 25 pontos)										
Horas	<5		5-24		24-96		96-192		>192	
Classificação	0		2		10		15		25	
Fluxo de água subterrânea (0 - 5 pontos)										
Litros/segundo	>100		70-100		30-70		10-30		<10	
Classificação	0		1		2		4		5	

A Figura 28 mostra a dependência do tempo de autossustentação em relação ao vão sem suporte e ao valor de RMR. Nesse ábaco, de acordo com as classificações geomecânicas, as zonas plotadas representam as quedas de cobertura de túneis, onde os quadrados pintados mostram escavações em minas, quadrados não preenchidos são túneis. As linhas de contorno representam limites e aplicabilidade.

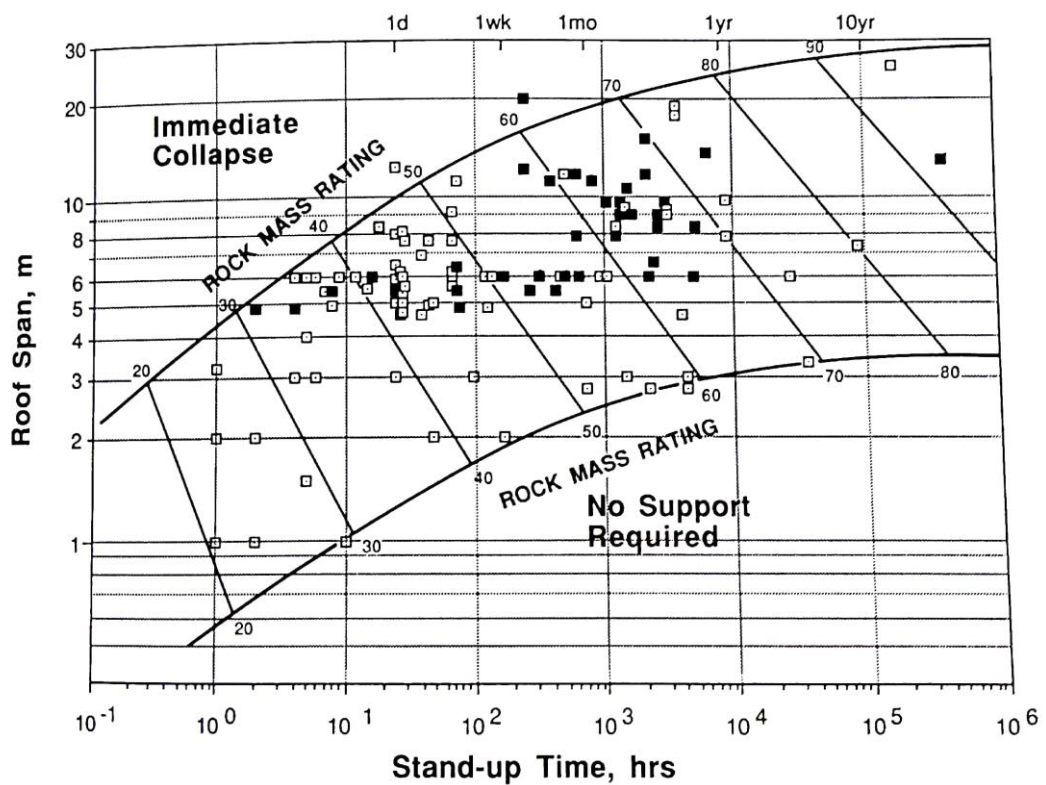


Figura 28: Relação entre o tempo de autossustentação e o vão sem suporte de vários tipos de maciço. (Bieniawski et al., 2008.)

Nesse panorama, Lauffer (1998) apresenta um diagrama revisado de tempo de autossustentação especialmente analisado para escavação com TBM's, superpondo-o no diagrama RMR. Isso está descrito na Figura 29, mostrando-se muito útil pois demonstra como os limites do digrama RMR mudam para aplicação na escavação com uso de Máquinas tuneladoras. Portanto, um ajuste no método RMR pode ser feito para aplicação em maciços rochosos escavados por máquinas.

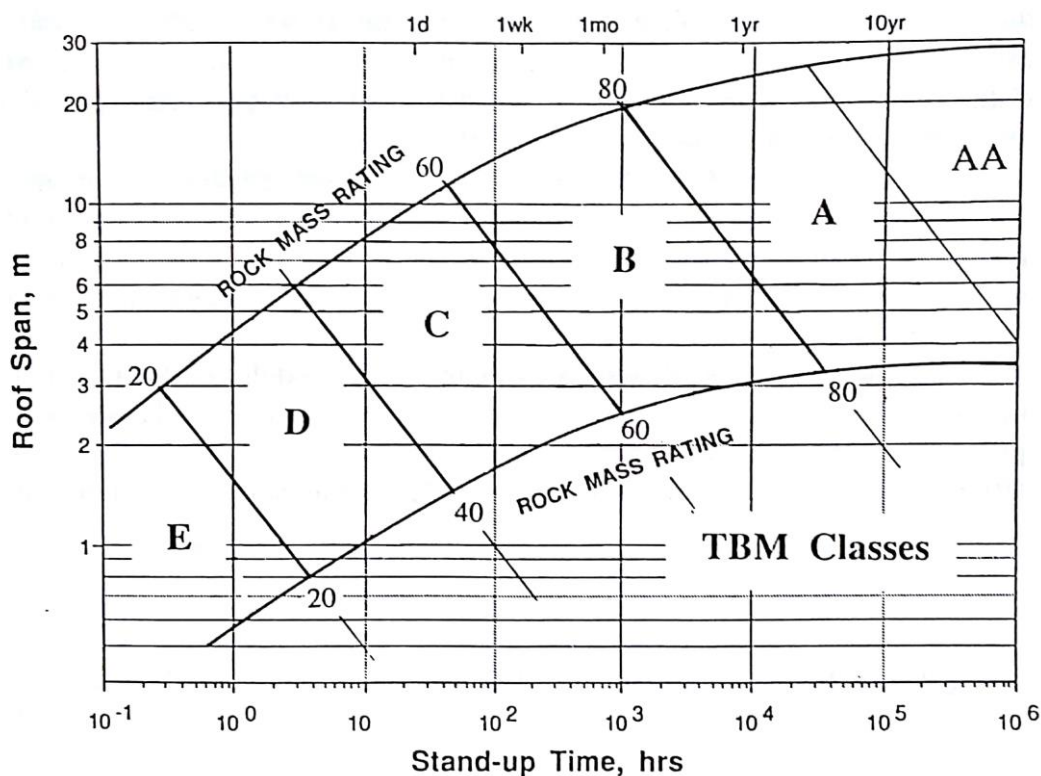


Figura 29: Classificação do tempo de autossustentação para escavação com TBM (Lauffer 1998).

Cargas de suporte podem ser determinadas pelo RMR, conforme proposto por Unal (1983):

$$P = \frac{100 - \text{RMR}}{100} \gamma B \quad (4.30)$$

sendo:

P: Carga de suporte (kN);

B: Largura do Túnel (m);

γ : Densidade da rocha (kg/m^3).

É importante ressaltar que para todas as aplicações, incluindo a seleção do reforço na rocha e a determinação das cargas no maciço ou deformabilidade, é o efetivo valor do RMR que deve ser usado, e não a classe do maciço rochoso sobre o qual recai esse RMR.

Para tentar correlacionar o sistema convencional (Drilling and Blasting) com a escavação mecanizada, Alber (1996) propôs a seguinte fórmula:

$$\text{RMR}_{\text{TBM}} = 0,8\text{RMR}_{\text{D\&B}} + 20 \quad (4.31)$$

Para Bieniawski et al (2008), a taxa média de avanço (ARA), expressa em m/dia, é o parâmetro mais significativo para se comparar a performance dos vários métodos de construção para um

determinado projeto. De fato, durante o processo de escavação, é fácil calcular a taxa média de avanço, sendo esta obtida dividindo-se o comprimento de uma seção característica, a qual deve estar submetida às seguintes condições: comprimento maior do que 30 metros, não deve apresentar variações significativas no valor de RME e ao escavar tal seção, a tuneladora não pode sofrer muitos reparos. Desta forma, uma importante questão no conceito do método RME é prever, com razoável acurácia, o valor da taxa média de avanço esperada para uma determinada região geoestrutural.

Por meio de análises estatísticas e regressões realizadas, Bieniawski et al. (2008) apresentam duas relações distintas entre a taxa média de avanço e o valor de RME para escavação por meio de Double Shield TBM, a saber:

$$ARA = 0,213RME, \quad se \ RME \leq 75 \quad (4.32)$$

$$ARA = 0,56RME, \quad se \ RME > 75 \quad (4.33)$$

A partir destas correlações, pode-se prescrever, usando o indicador RME, as seguintes recomendações em caso do uso de Double Shield TBM, para túneis com, aproximadamente, 10 metros de diâmetro:

- RME > 75 (ARA > 16 m/dia): Double Shield TBM muito recomendada;
- RME = 50-75 (ARA = 10-16 m/dia): Double Shield TBM recomendada;
- RME = 25-50 (ARA = 5-10 m/dia): Double Shield TBM razoavelmente recomendada;
- RME < 25 (ARA < 5 m/dia): Double Shield TBM não recomendada.

A fim de levar em consideração o diâmetro, por meio de um coeficiente multiplicador de RME, Bieniawski et al. (2008) propõem a seguinte relação:

$$k_D = -0,007D^3 + 0,1637D^2 - 1,2859D + 4,5158 \quad (4.34)$$

Observa-se que, com o aumento do diâmetro, há diminuição do coeficiente k_D , e conseqüentemente no valor de ARA. Essa relação reflete a realidade, uma vez que, com o aumento do diâmetro, em geral, há uma diminuição significativa na taxa de avanço de tuneladoras.

Bieniawski et al. (2008) propõe o cálculo de uma taxa de avanço real, ou seja, que considere as variáveis em campo. Essa correção é dada por meio de fatores de correção aplicados ao ARA teórico, originando o conceito de ARA real:

$$ARA_r = ARA_T \times F_E \times F_A \times F_D \quad (4.35)$$

sendo:

F_E : Fator de eficiência da equipe;

F_A : Fator de adaptação ao terreno;

F_D : Fator de diâmetro do túnel.

A partir de análises de diversos casos históricos de túneis escavados na Alemanha e Espanha, correlações para o cálculo da taxa média de avanço teórica foram apresentadas para tuneladoras do tipo aberta, Single Shield e Double Shield. Nos estudos, observou-se o comportamento da resistência uniaxial da rocha em relação à sua pontuação no valor de RME nos diversos túneis, e concluiu-se que a partir de um determinado patamar de resistência a pontuação cai, indicando um aumento na dificuldade para escavar o maciço. Desta forma, Bieniawski et al. (2008), a partir da resistência uniaxial da rocha, definiram dois patamares para o cálculo da taxa média de avanço teórica: menor que 45 MPa e maior que 45 MPa. Assim, para os três tipos de tuneladoras observadas obtiveram-se:

TBM aberta (deslocamento por Grippers e instalação de suporte convencional):

$$\text{Para } \sigma_{ci} > 45 \text{ MPa, } ARA_T = 0,839 \times RME - 40,8 \quad (4.36)$$

$$\text{Para } \sigma_{ci} < 45 \text{ MPa, } ARA_T = 0,324 \times RME - 6,8 \quad (4.37)$$

Para valores de resistência maiores que 45 MPa a maior taxa média de avanço obtida foi de 43 m/dia, a qual foi reduzida para 25 m/dia em regiões de resistência menor que 45 MPa.

Single Shield TBM (deslocamento pelo escudo e instalação de suportes pré-moldados):

$$\text{Para } \sigma_{ci} > 45 \text{ MPa, } ARA_T = 23 \left(1 - 242^{\frac{45-RME}{17}} \right) \quad (4.38)$$

$$\text{Para } \sigma_{ci} < 45 \text{ MPa, } ARA_T = 10 \ln(RME) - 13 \quad (4.39)$$

Para terrenos com resistências menores que 45 MPa, a maior taxa média de avanço encontrada foi de 33 m/dia, a qual é reduzida para 23 m/dia para resistências maiores que 45 MPa. Em terrenos que apresentaram resistências maiores que 45 MPa, o avanço da tuneladora mostrou-se independente do valor de RME, para valores de RME acima de 55.

- *Double Shield TBM* (modo contínuo e descontínuo):

$$\text{Para } \sigma_{ci} > 45 \text{ MPa, } \text{ARA}_T = 0,422 \times \text{RME} - 11,6 \quad (4.40)$$

$$\text{Para } \sigma_{ci} < 45 \text{ MPa, } \text{ARA}_T = 0,661 \times \text{RME} - 20,4 \quad (4.41)$$

Caso a resistência encontrada seja menor que 45 MPa, o maior valor da taxa média de avanço obtido foi 45 m/dia.

Para rochas com resistências maiores que 45 MPa tal taxa foi reduzida para 30 m/dia. No caso de rochas com resistências maiores que 45 MPa e RME em torno de 30, espera-se avanço praticamente zero.

Pelo Método RME acha-se as condições do maciço e, por meio delas, chega-se a um modelo geral de tuneladora mais indicado para ser utilizado.

A Figura 30 apresenta os gráficos sobrepostos para os três tipos de tuneladoras estudadas e para uma *Double Shield TBM* otimizada (modo contínuo e descontínuo), obtidos a partir das equações apresentadas para resistência uniaxial da rocha maior que 45 MPa. A Figura 30 mostra as correlações entre o valor de ARA e o valor de RME para $\sigma_{ci} > 45$.

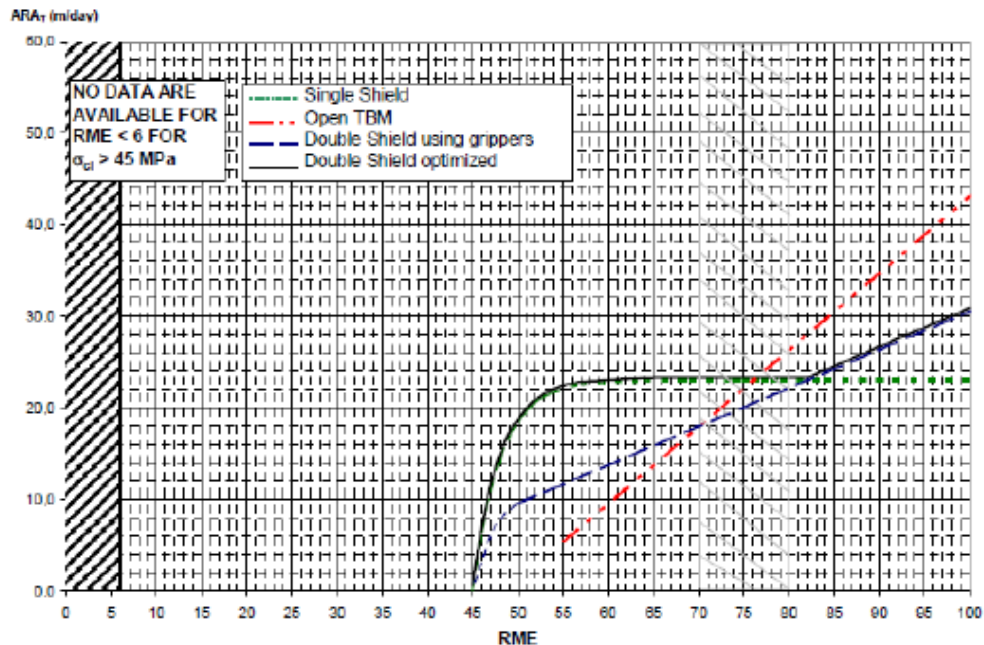


Figura 30 Correlações entre RME e ARA teórico para quatro tipos de tuneladoras em maciço rochoso com $\sigma_{ci} > 45$ MPa (Bieniawski et al., 2008).

Dessa forma, para $\sigma_{ci} > 45$ MPa e $RME \geq 45$, são dadas as seguintes recomendações:

- Para valores de RME próximos a 75, a taxa média de avanço para os três tipos de tuneladoras é de aproximadamente 22 m/dia;
- Para maciços cujo valor de RME é maior que 75, melhores resultados são obtidos por meio de TBM's abertas;
- Para maciços cujo valor de RME é menor que 75, melhores resultados são obtidos por meio Double Shield TBM;
- Single Shield TBM's apresentaram baixa performance neste tipo de maciço;
- Para valores de RME menores que 45, obteve-se muitas dificuldades na escavação por meio de TBM's e os três tipos obtiveram baixíssima performance.

A Figura 31 a seguir apresenta os gráficos para os quatro tipos de tuneladoras, considerando resistência uniaxial da rocha menor que 45 MPa.

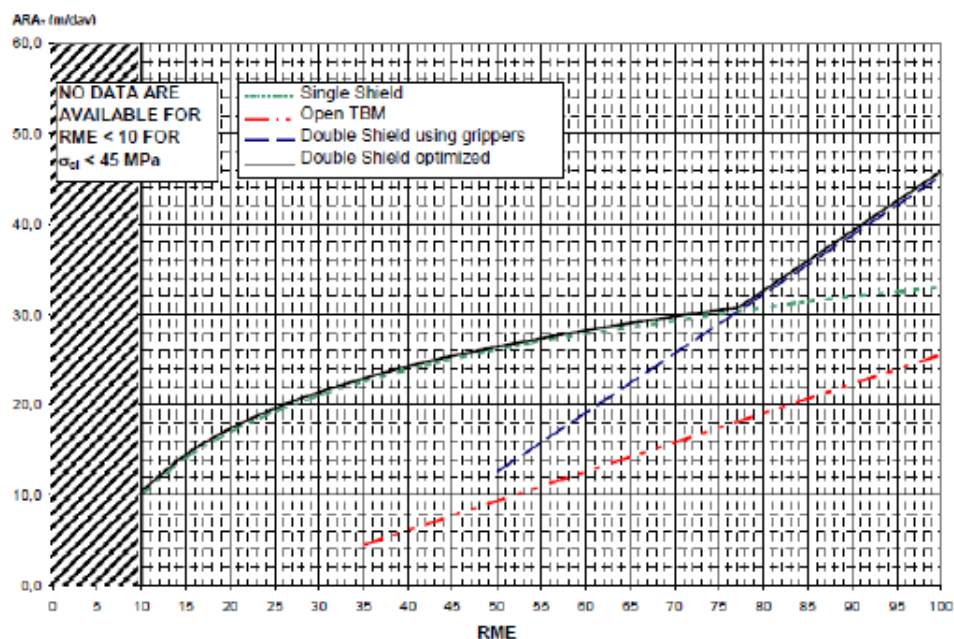


Figura 31: Correlações entre RME e ARA teórico para quatro tipos de tuneladoras em maciço rochoso com $\sigma_{ci} < 45$ MPa (Bieniawski et al., 2008).

Desta forma, para $\sigma_{ci} < 45$ MPa, recomenda-se o seguinte:

- Em maciços cuja resistência uniaxial da rocha é menor do que 45 MPa, Double Shield TBM's apresentaram a melhor performance para todos os valores de RME;
- Para valores de RME < 77, Single Shield TBM's apresentaram boa performance, similar à Double Shield TBM, desta forma, recomenda-se optar pela Single Shield, pois é uma tuneladora mais fácil de operar, além de ser uma opção menos onerosa;
- Tuneladora do tipo aberta apresentaram performances ruins neste tipo de maciço, não sendo, desta forma, recomendadas.

O sistema RME ainda não possui métodos para melhorar a performance de tuneladoras, que segundo Bieniawski et al. (2008), está em vias de desenvolvimento.

4.6. Considerações

Uma série de importantes escolhas antecede uma obra de túneis. No presente trabalho, pode-se obter uma visão abrangente sobre as tuneladoras usadas, chamadas de TBM, além de uma série de modelos que preveem as características do maciço onde essas máquinas irão trabalhar. A capacidade de produtividade e desempenho surgirá da interação entre a TBM e esse maciço.

Antes da decisão pelo modelo de tuneladora a ser utilizado, é necessário conhecer o maciço da maneira mais completa possível. Assim, é necessário conhecer propriedades do mesmo que irão influenciar na capacidade de travamento da máquina, na força de impulso requerida, a necessidade ou não de sustentação e de mecanismos de reforço. Segundo Assis (2010), essas características se derivam das propriedades da rocha sã, como resistência à compressão e tração, permeabilidade, durabilidade, velocidade sônica, porosidade, umidade natural do maciço e peso específico. Outras derivam das propriedades do maciço rochoso e de suas discontinuidades. Fatores importantes serem considerados no maciço são a atitude das falhas, o número de famílias, o espaçamento e abertura, o preenchimento e a persistência, rugosidade, resistência das paredes e a percolação e fluxo de água. Os métodos estudados possibilitam atribuir notas ao meio e, dessa forma, tornar a análise unificada e a mais padronizada quanto possível. Também tem grande peso a experiência do cliente, por intermédio de seu projetista, e do construtor.

De posse dessas informações, tem início a etapa de escolha da tuneladora a ser utilizada. Para a seleção do tipo de tuneladora, é necessário saber que a TBM ideal deve ser acompanhada de um rigoroso sistema de organização, suprimentos e logística. Todos os possíveis cenários devem ser analisados e as contramedidas disponíveis. É importante saber que algumas soluções serão não convencionais, ou seja, decididas sob medida para cada projeto, sendo que certos projetos requerem soluções múltiplas ou combinadas.

As TBM são classificadas, geralmente, em: Aberta com Gripper, de Escudo Simples, Escudo Duplo e Pressurizadas. Cada uma dessas possui pontos favoráveis e desvantagens que irão variar de acordo com seus sistemas: Sistema de Escavação e Suporte de Frente, Sistema de Transporte de Material Escavado, Sistema de Remoção e Tratamento de Material Escavado e Sistema de Suporte do Túnel. É possível que haja a necessidade de Soluções Complementares (acessórias). Cada modelo possui características gerais segundo Assis (2010);

- **Tuneladora Aberta c/ Gripper:**

- Facilidade de executar tratamentos diversos e instalar suporte;
- Necessidade de reação no próprio maciço;
- Interrupções em caso de caixa de falhas e zonas intemperizadas;

- **Tuneladora c/ Escudo Simples:**

- Curta, baixo custo, pouco espaço requerido para mobilização;
- Operação sequencial;
- Pouca estabilidade da cabeça de corte e da aplicação de torque;

- Acesso limitado à cabeça de corte;
- **Tuneladora c/ Escudo Duplo:**
 - Escavação e instalação do suporte concomitante (favorece o cronograma);
 - Eficiente em maciços fraturados, instáveis e em zonas de baixa resistência;
 - Dificuldades em lidar com água e em maciços sujeitos a squeezing (mais longa), e execução de injeções trabalhosa;
 - Custo mais elevado;
- **Tuneladora Pressurizada (EPB):**
 - Curta, pouco espaço requerido para mobilização e eficiente no controle de água até 700-1000 kPa;
 - Operação sequencial;
 - Pouca estabilidade da cabeça de corte e da aplicação de torque;
 - Alto custo dos discos cortadores;
 - Alto custo dos aditivos;
 - Necessidade de interrupções frequentes.

Em linhas gerais, os maciços e as tuneladoras normalmente mais adequadas estão listados abaixo:

- **Maciço rochoso muito resistente e abrasivo:**
 - TBM Aberta com Gripper ou TBM Escudo Duplo;
- **Maciço Rochoso Fraturado:**
 - TBM Escudo Duplo;
- **Maciço sujeito a squeezing (compressão das paredes):**
 - TBM com Escudo Cônico ou Aberta;
- **Maciços sujeitos a zonas de falha:**
 - TBM Duplo Escudo ou TBM Aberta (necessita de tratamento do maciço);
- **Maciço pouco competente:**
 - EPB ou TBM SPB;
- **Maciços com Água:**
 - EPB, TBM Aberta ou TBM Escudo Duplo.

5. ANÁLISE DE DESEMPENHO PELO MÉTODO NTNU

Esta monografia tem por objetivo fornecer ferramentas práticas para obras de escavação de túneis em rocha por meio do método mecanizado, abordando desde a etapa do planejamento até a execução.

Os métodos de avaliação e estimação de desempenho são baseados no trabalho do “Department of Building and Construction Engineering” da NTNU (Norwegian University of Science and Technology), mais especificamente, o método atualizado e revisado por Amund Bruland no ano de 2000, em Trondheim, Noruega. Os dados coletados e utilizados nas análises do método foram sistematizados e normalizados. Os resultados são considerados como sendo representativos para o tunelamento bem organizado.

Nessa análise, foi representada uma escavação hipotética de 6 km de extensão, na Serra do Mar brasileira, de Caraguatatuba a Taubaté em São Paulo, através de um maciço granito gnaisse e com a utilização de uma TBM de escudo duplo (Double Shield).

5.1. Parâmetros de Penetração

Na aplicação do método NTNU, podemos dividir a análise da penetração da tuneladora por meio de grupos de parâmetros, conforme o fluxograma da Figura 32.

Pode-se perceber que, dos parâmetros da máquina irá resultar um Fator de Empuxo Equivalente, bem como dos parâmetros do maciço culminará um fator de fraturamento. Unindo esses dois fatores, encontra-se a taxa de Penetração Básica que evidencia a interação da tuneladora e do Maciço escavado. Ponderada pela velocidade de rotação da cabeça de corte, chega-se à taxa de Penetração Final, um forte indicador de produtividade, adequação e eficiência do sistema.

Abaixo serão analisados esses dois grupos separadamente, Parâmetros da tuneladora e do Maciço, a fim de calcular seus respectivos Parâmetros característicos e, por fim, a Taxa de Penetração Final da escavação analisada.

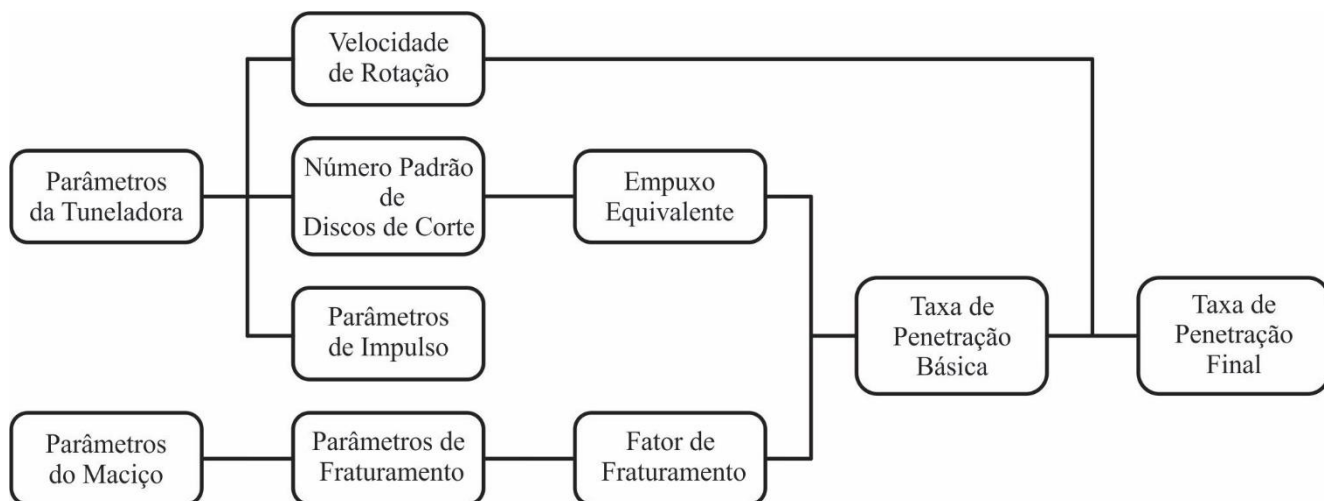


Figura 32: Fluxograma de grupos de parâmetros.

5.1.1. Parâmetros da Tuneladora

No caso estudado, o maciço a ser escavado é composto por rocha resistente, do tipo granito gnaisse, apresentando zonas de falhas e possível presença de água, além de elevada tensão interna do maciço. Dessa forma, a tuneladora escolhida foi do tipo duplo escudo (Double Shield), justamente pela característica de operação contínua aliada a melhores condições de segurança nesse tipo de TBM. A tuneladora de duplo escudo irá operar em modo Gripper onde a rocha circundante ofereça adequadas resistências para sua fixação e produção do torque na cabeça de corte. Nas zonas de falhas, a tuneladora irá operar em modo Shield, com travamento axial para produção do torque necessário.

Os parâmetros iniciais para a aplicação do método NTNU são o Diâmetro da tuneladora, O Diâmetro dos Discos de Corte e o Espaçamento médio entre estes. Esta seção de análise terá seu foco no cálculo do Empuxo Equivalente final que poderá ser aplicado na TBM, sendo um fator fundamental na taxa de avanço da máquina.

5.1.1.1. Diâmetro da Tuneladora

Máquinas com diâmetros de 1,2m a 12m foram desenvolvidas para perfuração em Rocha de alta resistência. Considerando os dados de segundo plano, os modelos estimativos são aplicáveis para diâmetros de TBM de 3m a 10m. O diâmetro de uma determinada máquina pode ser alterado quando reconstruída. Modificações de $\pm 10 - 20\%$ são normais, dependendo do diâmetro e fabricante. Para algumas máquinas, o diâmetro pode ser alterado ainda mais; Até 100% do menor ao maior diâmetro possível. Esse diâmetro indicará o impulso que os discos de corte serão capazes de suportar em determinada quantidade de tempo de utilização.

No caso em análise, o diâmetro da tuneladora foi de 7 metros.

5.1.1.2. Diâmetro do disco de corte

Nos últimos anos, o diâmetro de corte de última geração aumentou de 394 mm (15,5 polegadas) a 500 mm (19 e 20 polegadas). O aumento é motivado por maiores cargas do cortador e maior vida útil do anel de corte. 483 mm tornou-se o tamanho de corte mais utilizado para aplicações em rochas resistentes.

O diâmetro do disco influencia diretamente na área de contato sob a borda do disco de corte e, portanto, na reentrância do disco para uma determinada carga de corte, sendo considerado no fator de correção do diâmetro.

Na tuneladora em questão, o diâmetro dos discos de corte foi de 483 mm.

5.1.1.3. Espaçamento entre os discos de corte

Calculada pela divisão do raio dos discos de corte pela sua quantidade. Algumas cabeças de corte possuem variados discos por bitola e esse modelo se baseia em espaçamentos variáveis ao longo do raio.

Até agora, a maior taxa de avanço possível era o único objetivo da separação dos trilhos de corte ou do espaçamento entre pistas. A determinação do espaçamento das pistas de rolagem foi feita empiricamente. Estes espaçamentos foram, de acordo com o fabricante, entre 65 e 95 mm. Com o uso de fresas maiores e o resultante carregamento do disco muito menos reduzido, espaçamentos de 80 a 95 mm são agora usados.

No método NTNU, quando o valor do espaçamento é diferente de 70mm, deve-se usar o fator de correção para o mesmo.

No presente estudo, o espaçamento médio entre os discos de corte será de 80 mm.

A partir da definição dos parâmetros iniciais da tuneladora, utiliza-se as curvas do método NTNU a fim de que se possa maximizar o desempenho das mesmas no maciço rochoso, como mostrado na Figura 33, a fim de adequar a sua alocação na máquina, assim como as condições aplicadas às peças. Além disso, é possível encontrar os fatores de correção para os elementos que divergem do valor padrão do método.

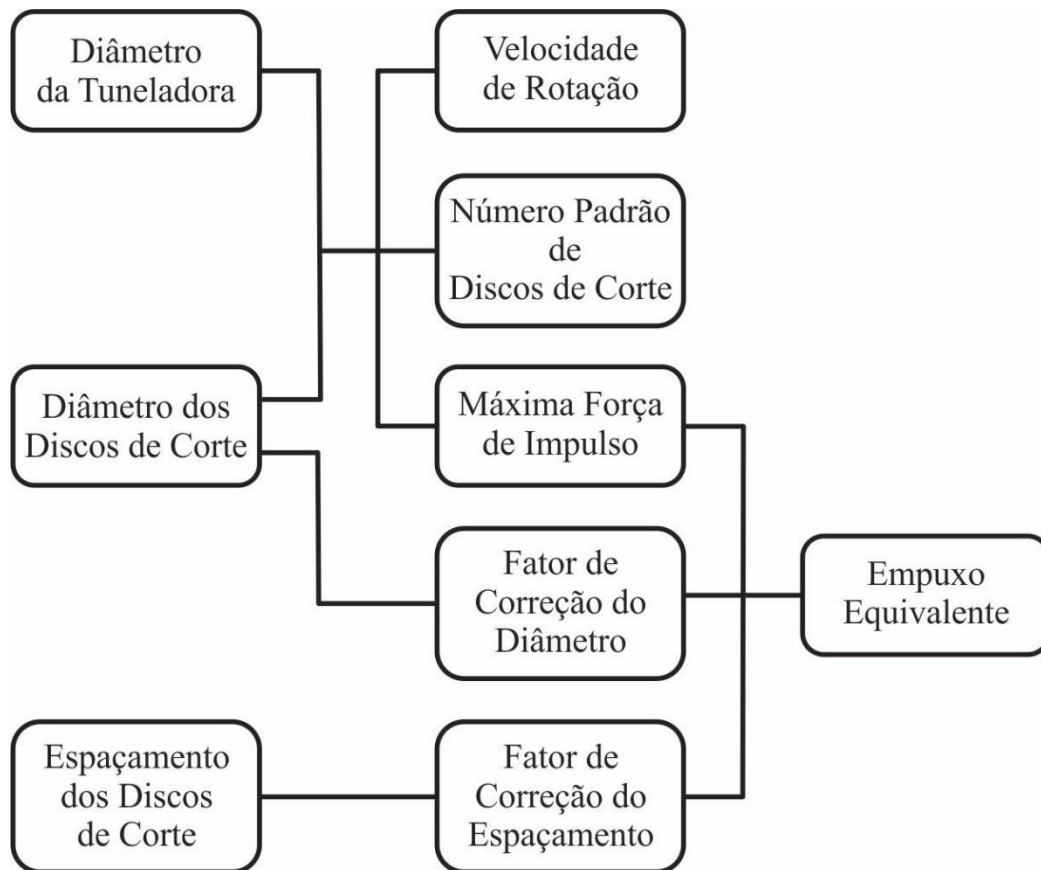


Figura 33: Parâmetros da tuneladora.

5.1.1.4. Velocidade de Rotação da Cabeça de Corte

A rotação da cabeça de corte é inversamente proporcional ao diâmetro da cabeça de corte. Isto é porque é preciso limitar a velocidade de rolamento do cortador periférico. A Figura 34 mostra as rotações por minuto da cabeça de corte em função do diâmetro da TBM e diâmetro dos discos de corte.

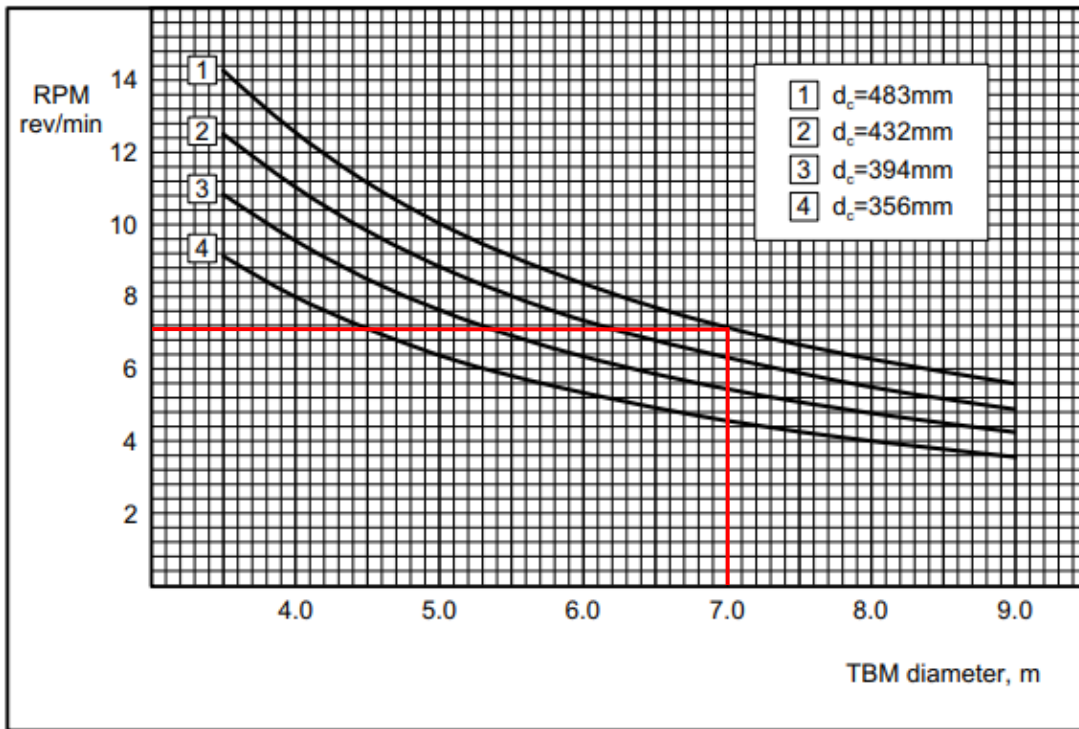


Figura 34: Rotações por minuto da cabeça de corte (Bruland, 2000).

Para o diâmetro da TBM da presente análise, com discos de 483mm de diâmetro, dispostos na curva I, chega-se a quantidade ótima de revoluções por minuto de 7,2 rev/min.

5.1.1.5. Número Padrão de Discos de Corte

Para TBM de pequeno diâmetro, o espaço disponível na cabeça de corte é limitado e o número de discos de corte indicado é máximo, já para TBM maiores este número pode ser aumentado em comparação com o mostrado na Figura 35.

A partir o Diâmetro da tuneladora, pode-se obter também, o número de cortadores por cabeça de corte, segundo a curva a seguir.

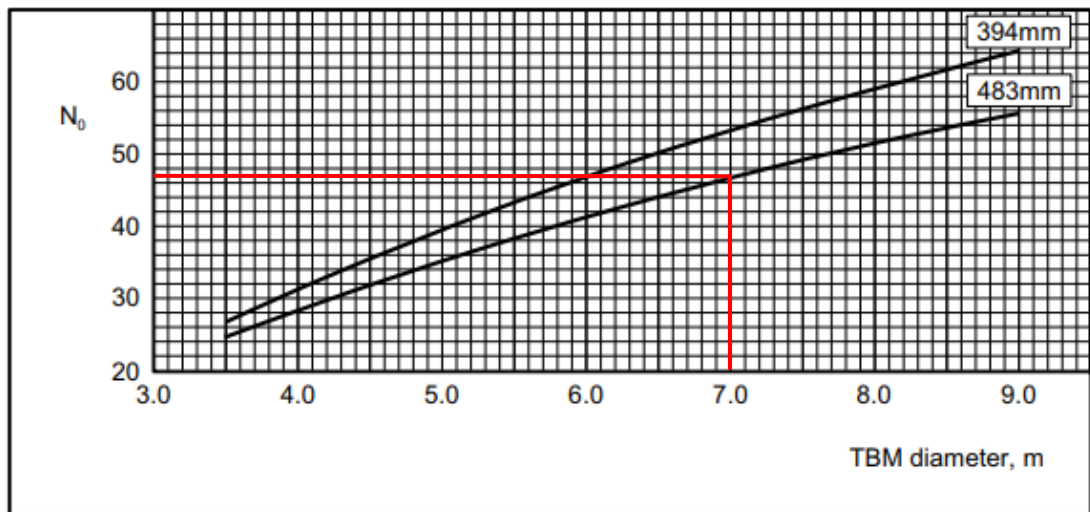


Figura 35: Número de discos de corte (Bruland, 2000).

Para o diâmetro da TBM analisada, paralelamente ao diâmetro dos discos, chega-se a uma quantidade de discos na face de corte de 46 unidades.

5.1.1.6. Máxima Força Bruta de Empuxo

A Figura 36 mostra um esboço geral da máxima força bruta média por disco de corte uma função do diâmetro da fresa e diâmetro da TBM. Impulso médio bruto significa o impulso que os cortadores são capazes de utilizar durante um longo período de tempo, sem a ocorrência de picos de carga em curtos intervalos de tempo. Atualmente, a qualidade do material do anel de aço é o fator limitante do impulso do cortador. Ao estimar a taxa de penetração é preciso considerar a capacidade de empuxo dos anéis de corte, além da capacidade do rolamentos de cortadores e o rolamento principal.

No gráfico relacionado, o limite superior indica escavação em maciço rochoso homogêneo e o inferior, escavação em maciço rochoso muito fraturado.

Na escavação analisada, tem-se um maciço rochoso íntegro, com zonas de fraturamento. Devido a isso, escolheu-se utilizar o intervalo médio, entre o maciço muito fraturado e o homogêneo.

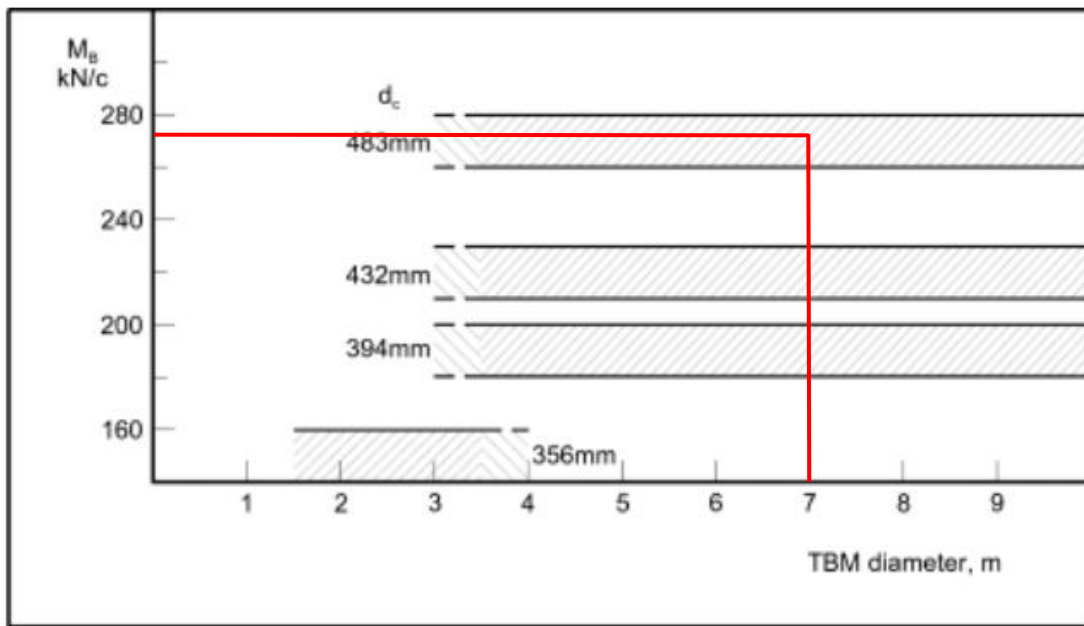


Figura 36: Empuxo máximo por disco (Bruland, 2000).

Nas presentes condições, a máxima força de empuxo por cortador será de 273 kN/cortador.

5.1.1.7. Fator de Correção do Diâmetro

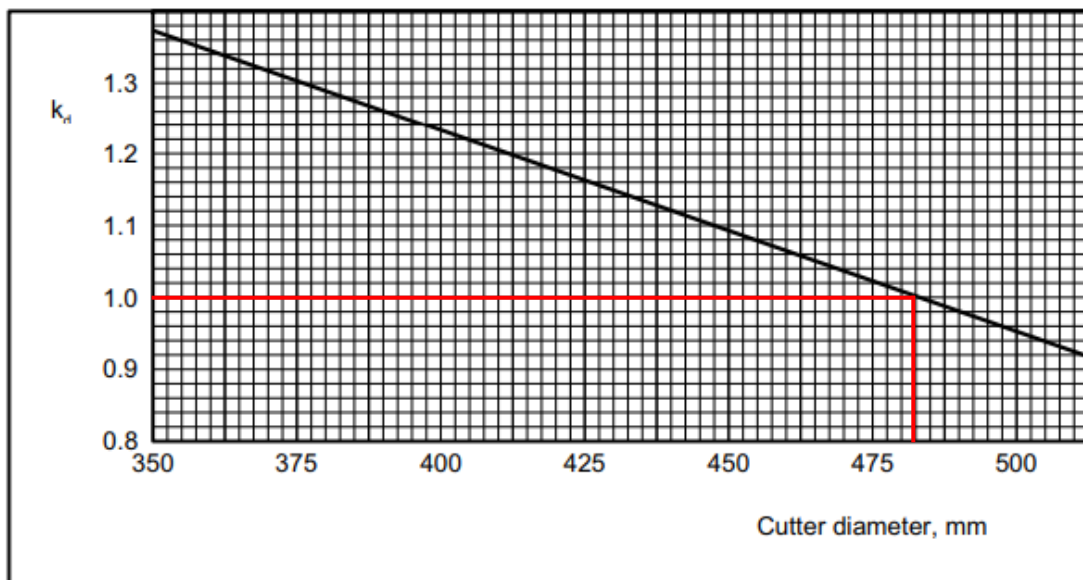


Figura 37: fator de correção para diâmetro de cortador $d_c \neq 483\text{mm}$. (Bruland, 2000).

O primeiro fator de correção relacionado à máquina, diz respeito ao diâmetro dos discos de corte, como é visto na Figura 37. Ele só é necessário quando o diâmetro difere de 483 mm, no presente caso, os discos apresentam o diâmetro não padrão, adotando-se o valor de correção (k_d) de 1.

5.1.1.8. Fator de Correção do Espaçamento

O segundo fator de correção diz respeito ao espaçamento entre disco. Quando estes diferem de 70 mm, deve-se adicionar um fator de correção k_a .

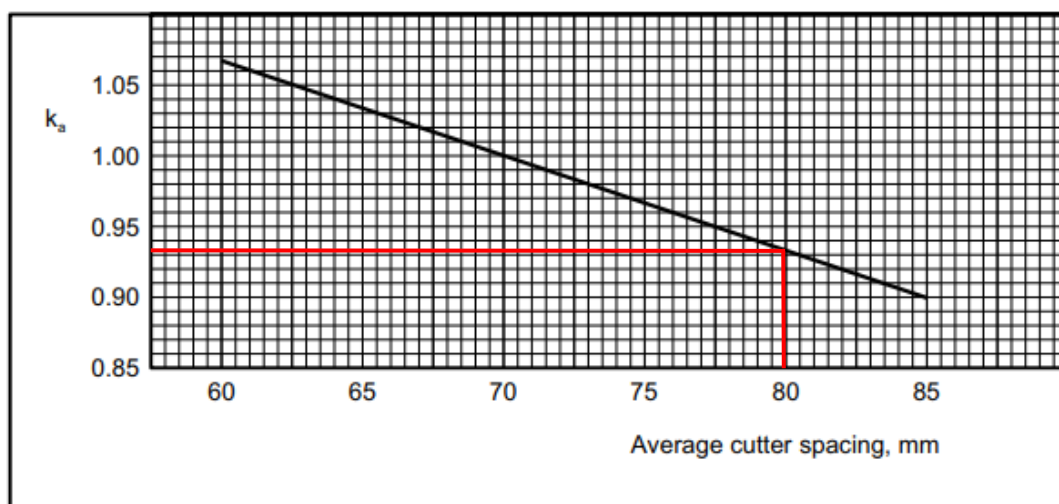


Figura 38: Fator de correção para espaçamento médio $ac \neq 70$ mm. (Bruland, 2000).

O fator k_a encontrado foi de 0,93.

5.1.1.9. Empuxo equivalente

Aplicando-se a fórmula para o cálculo do impulso e corrigindo o valor do empuxo por disco de corte pelos fatores de correção, pode-se calcular o impulso equivalente por:

$$M_{ekv} = M_b \cdot k_d \cdot k_a \text{ (kN/cortador)} \quad (5.1)$$

Para o caso em análise, tem-se M_{ekv} de 253,89 kN/cortador.

5.1.2. Parâmetros do Maciço

O maciço a ser escavado é encontrado na Serra do Mar brasileira, no trecho de Caraguatatuba a Taubaté, formado, basicamente, por granito gnaisse. O granito é uma rocha ígnea, formada, basicamente por mica, feldspato e quartzo. Por intermédio da interação do clima e das ações microrrgânicas, controlados pelo relevo e das altas tensões as quais o maciço é submetido, ocorre o processo de metamorfização parcial da rocha, possibilitando, assim, o surgimento do gnaisse. A presença do mineral quartzo em elevadas concentrações poderá indicar um alto índice de abrasão dos discos de corte da TBM, e, conseqüentemente, um maior desgaste demandará elevada

quantidade de trocas de discos, elevando o tempo gasto com paradas da tuneladora e os custos de escavação.

Os Parâmetros iniciais referentes ao maciço são o Índice S₂₀, SJ, Ângulos de fraturamento, Classe de fraturamento e a Porosidade. O fraturamento de massa rochosa é o mais importante parâmetro de taxa de penetração para chato. Neste contexto, a fratura significa fissuras ou juntas com pouco ou nenhum cisalhamento força ao longo dos planos de fraqueza. Quanto menor a distância entre as fraturas, quanto maior a influência sobre a taxa de penetração é. A fratura de massa rochosa é caracterizada pelo grau de fratura (tipo e espaçamento) e o ângulo entre o eixo do túnel e os planos de fraqueza.

5.1.2.1. Índice S₂₀

O índice S₂₀ é a porcentagem de material que passa numa malha de 11.2 mm depois que o agregado oriundo da peneira 11.2 - 16 mm foi esmagado por 20 impactos em um pilão. É a média de 3 a 5 testes. (Resultado em porcentagem).

O valor S₂₀ é determinado pelo uso de um aparelho de impacto e, consiste em uma medida da fragilidade da rocha ou na sua capacidade em ser esmagada por impactos repetidos. O seu valor é definido como a porcentagem de uma fração de rocha pré-peneirada que passa através da peneira com abertura de 11,2 mm depois de ser atingida 20 vezes por um soquete de 14 kg.

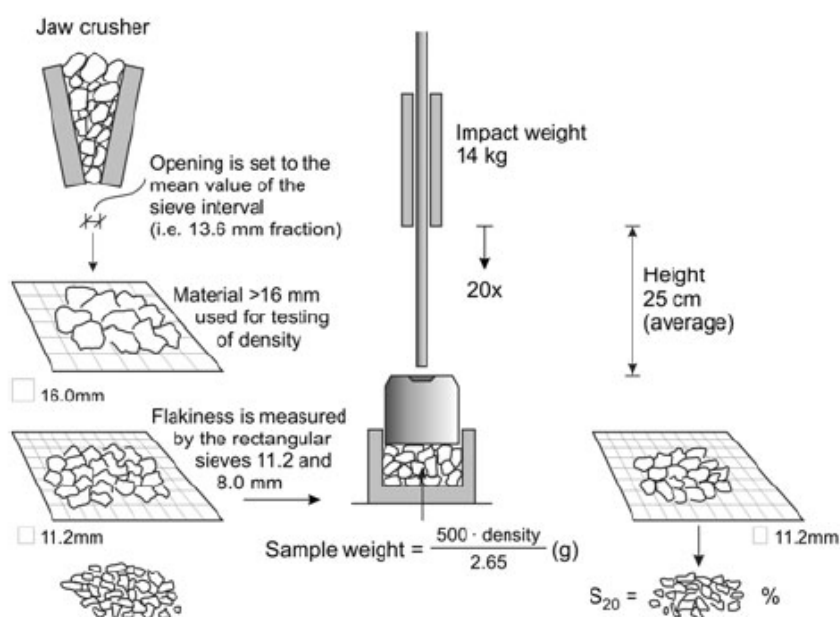


Figura 39: Teste de fragilidade (NTNU 1998)

No presente estudo, o valor do índice s20 será de 35,6 %.

5.1.2.2. Índice SJ

O índice SJ é obtido por meio do teste Sievers' Miniature Drill Test, seu valor é a profundidade do buraco de perfuração depois de 200 revoluções de uma broca miniatura, medido em 1/10mm. É o valor médio de 4 a 8 perfurações.

O teste de perfuração em miniatura Sievers' J foi originalmente desenvolvido por Sievers em 1950. O valor SJ constitui uma medida da dureza da superfície da rocha ou a resistência à penetração e é definido como o valor médio das profundidades de sondagem, medidas em décimos de milímetros, após 200 revoluções da broca miniatura de 8,5 milímetros. O procedimento normal, ilustrado na Figura 40 é a utilização de uma superfície de pré-corte da amostra, que é perpendicular à estratificação da rocha, portanto, o SJ é medido paralelamente à estratificação.

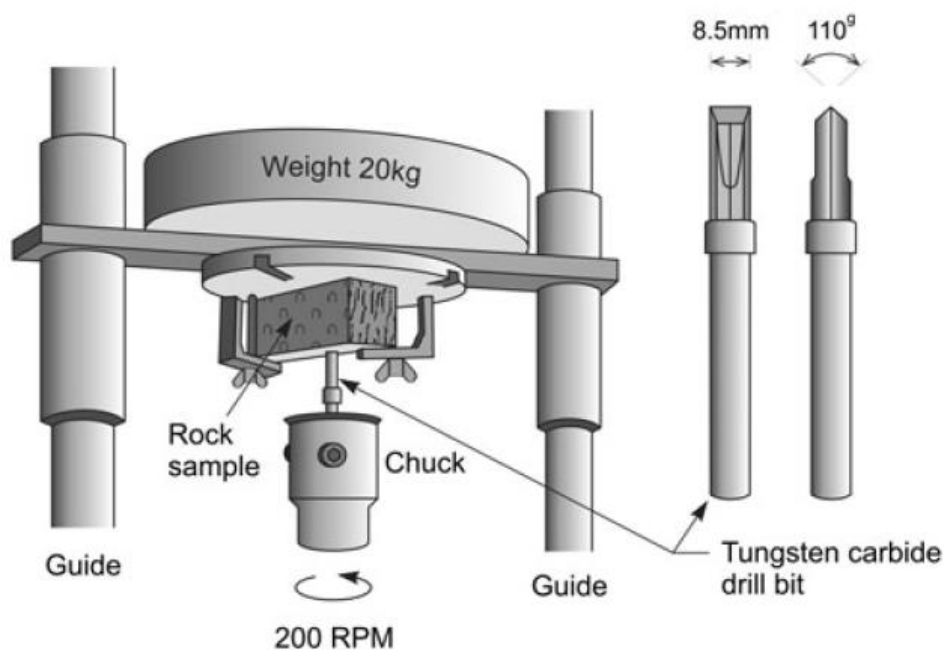


Figura 40: Sievers' Miniature Drill Test (NTNU 1998)

No presente estudo, o valor do índice SJ será de 13,008 mm.

Abaixo, encontra-se de forma resumida os resultados dos ensaios do maciço

Tabela 4: Resultado dos ensaios de caracterização do maciço (Autor).

Ensaio	S20 (%)	SJ (mm)	Conteúdo de Quartzo (%)
I	19,6	180,7	59

		120,2	
		135,7	
		82,5	
II	45,4	77,3	47
		197,5	
		162,4	
		99,6	
III	41,8	112,5	55
		122,8	
		157,4	
		112,4	
Valor Médio	35,6	130,0833	53,66666667

5.1.2.3. Ângulos de Fraturamento

A orientação dos planos de fraqueza é determinada a partir de medições da direção e do mergulho. O ângulo de orientação (α_s) representa a direção, que é definida pelo ângulo que a intersecção do plano da descontinuidade, com plano horizontal, faz com a direção norte. O ângulo de mergulho (α_f) é o ângulo de inclinação do plano com o plano horizontal. A reta do mergulho é a reta de máxima inclinação no plano, perpendicular à direção. O ângulo α_t representa o ângulo entre o eixo do túnel e os planos de fraqueza. A orientação dos planos de fraqueza é determinada a partir de medições da direção e do mergulho. O ângulo de orientação (α_s) representa a direção, que é definida pelo ângulo que a intersecção do plano da descontinuidade, com plano horizontal, faz com a direção norte. O ângulo de mergulho (α_f) é o ângulo de inclinação do plano com o plano horizontal. A reta do mergulho é a reta de máxima inclinação no plano, perpendicular à direção. O ângulo α_t representa o ângulo entre o eixo do túnel e os planos de fraqueza.

Nesta análise, para a escavação de um túnel de 6 km de comprimento, o Ângulo de mergulho (α_f), o Ângulo de direção do túnel (α_t), e o Ângulo de orientação (α_s) para a primeira e segunda família de falhas que o interceptam, respectivamente, foram:

Tabela 5: Parâmetros da escavação e falhas. (Autor).

	Falha I	Falha II
Espaçamento (mm)	38	74
α_f (°)	20	20
α_t (°)	30	40
α_s (°)	270	290
Comprimento da escavação (m)	6000	

5.1.2.4. Classe de Fraturamento

Juntas (Sp): Inclui juntas contínuas que podem ser seguidas em todo o túnel perfil. Eles podem ser abertos (por exemplo, juntas de cama em granito) ou cheios de argila ou fracos minerais, e. calcita, clorito ou minerais semelhantes.

Fissuras (St): Inclui uniões não contínuas (só pode ser seguido parcialmente em perfil de túnel), juntas cheias com baixa resistência ao cisalhamento e fissuras no plano de assentamento, e. Como em mica xisto ou mica gneiss.

Massa de Rocha Homogênea (Classe 0): Inclui rocha maciça sem juntas ou fissuras (pode aparecer em diques intrusivos, soleiras, batólitos, etc.). Massa rochosa com juntas preenchidas de alta resistência ao cisalhamento (por exemplo, juntas curadas com quartzo, epídoto, etc.) pode se aproximar da Classe 0 (Zero). O grau de fraturamento em massa de rocha sistematicamente fraturada é dividido em classes para uso prático durante o mapeamento. As classes incluem a distância entre e tipo de planos de fraqueza, como pode ser observado na Tabela 6.

No caso analisado, existem duas famílias de falhas a serem analisadas. A primeira é uma família de 3 juntas de espaçamento regular médio de 38 cm, e uma segunda família de descontinuidades composta por fissuras de espaçamento médio no valor de 74 cm ao longo de boa parte do comprimento da escavação.

Tabela 6: Classes de fratura de acordo com a distância entre os planos de fraqueza (Bruland, 2000).

Classe de Fraturamento	Distância entre os planos de fraqueza (cm)
0	-
0-I	160
I	80
I-II	40
II	20
III	10
IV	5

As faixas de observação das classes de fissuras de acordo com o tipo da rocha escavada podem ser vistas na figura 41.

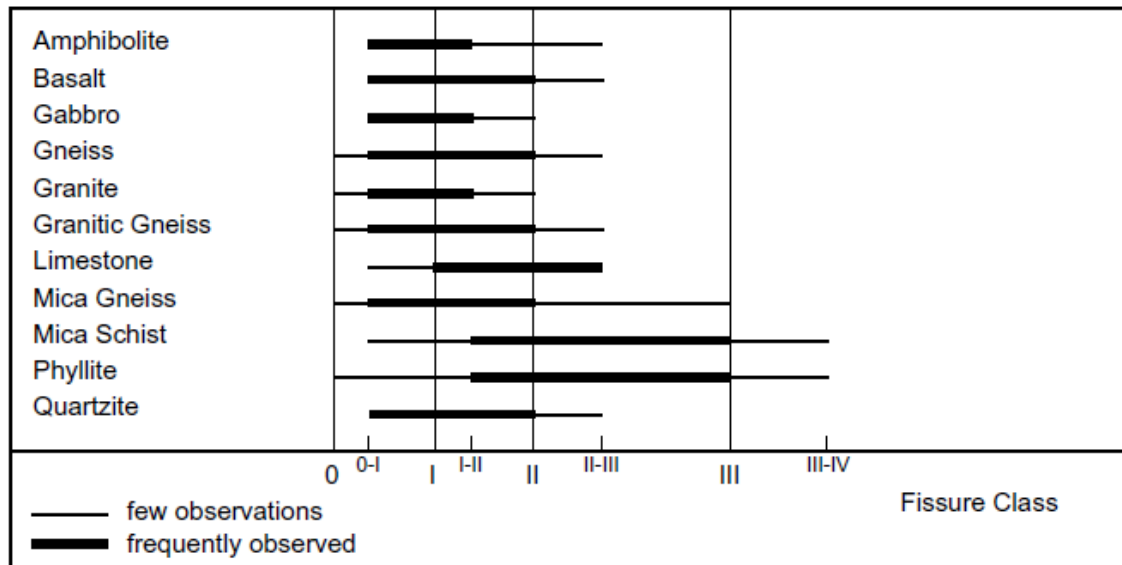


Figura 41: Classe de fissuração de acordo com o tipo de rocha. (Bruland, 2000).

A classe de fraturamento adotada, para a primeira família, de Juntas, foi I-II.

A segunda família, de Fissuras, é classificada como I.

5.1.2.5. Porosidade

A porosidade deve ser medida para tipos de rochas com porosidade maior do que aproximadamente 2%. A influência da porosidade na DRI é insignificante para a porosidade menor de 10 a 12%. Portanto, a porosidade deve ser incorporada na taxa de penetração modelo como um parâmetro independente.

A perfuração no basalto do Atlântico Norte (The Faroe Islands) mostrou que a porosidade tem influência significativa na taxa de penetração líquida. Os dados da experiência são limitados a aproximadamente 15% de porosidade (Bruland, 2000).

No presente estudo, a porosidade encontrada foi de 5 %.

Uma vez definidos os parâmetros iniciais do maciço rochoso, pode-se, por meio das correlações oriundas das curvas do método, definir as interações entre os parâmetros até o cálculo do Fator de Equivalência final do maciço, como esquematizado na Figura 42, que, posteriormente, será combinado com os fatores da TBM para definição de seu avanço.

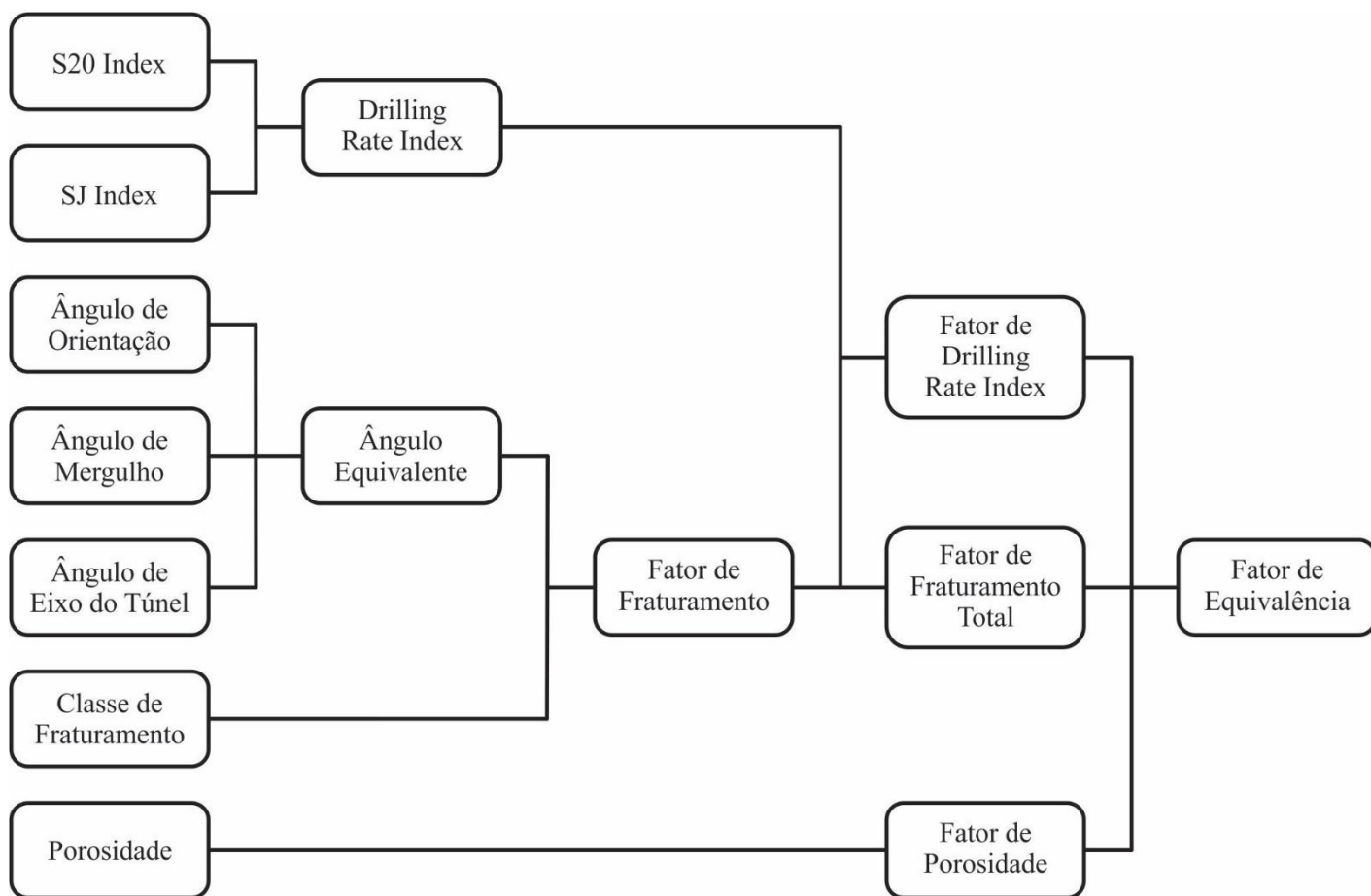


Figura 42: Fluxograma de parâmetros do Maciço.

5.1.2.6. Índice de Perfuração (DRI)

O Drilling Rate Index™ (DRI), indica o índice de perfuração correlacionado a determinado maciço rochoso.

Esse índice é obtido com base nos dois teste de laboratório supracitados: O Valor de fragilidade, conhecido como S_{20} , que mede a capacidade da rocha de resistir a impactos mecânicos e o teste de Crivo, conhecido como SJ (Sievers' J- value), que dá a medida de dureza da superfície da rocha. O Índice de perfuração (DRI – Drilling Rate Index): É a energia necessária para a fragmentação da face rochosa, função da dureza da rocha e a fragilidade do maciço. (NTNU 1998).

A partir do valor desses dois índices, pode-se encontrar, por meio do diagrama da Figura 43, o Índice DRI, que pode ser descrito como o valor de fragilidade corrigido pela dureza da superfície da rocha.

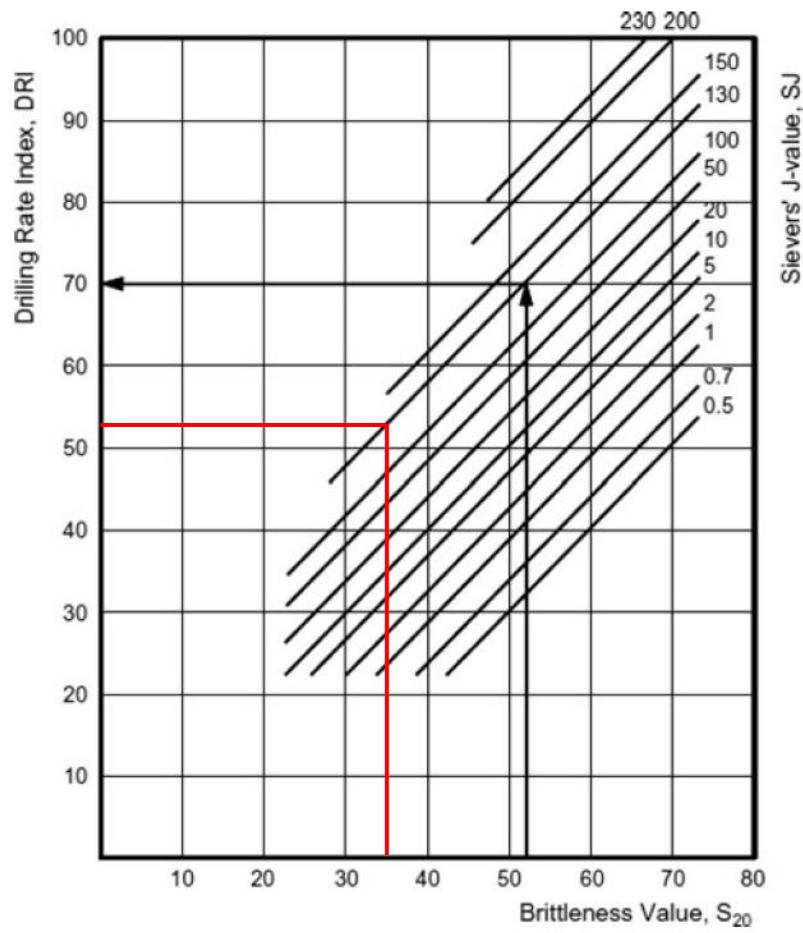


Figura 43: Diagrama para avaliação do DRI (NTNU 1998).

Além disso, o Índice DRI encontra-se estimado para os diferentes tipos de rochas, de acordo com sua composição, baseado nos vários dados experimentais analisados pelas escavações que embasaram o Método Norueguês, como pode ser observado na Figura 44.

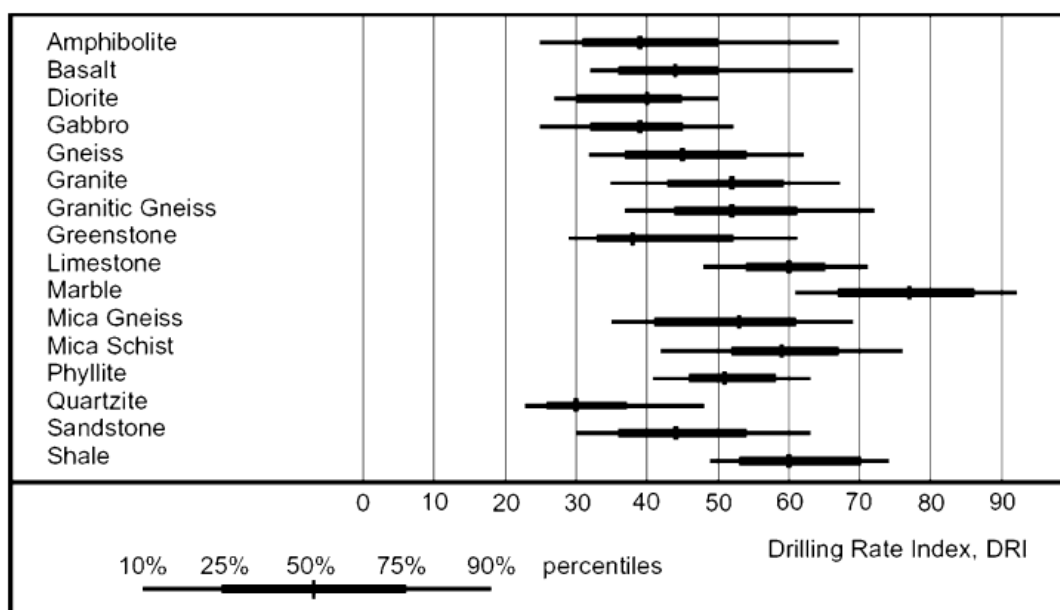


Figura 44: Variação do DRI para diferentes tipos de rocha.

Para o maciço analisado, o DRI encontrado foi de 52.

5.1.2.7. Ângulo de Fraturamento Equivalente

De posse dos ângulos formados entre a perfuração e a falha, ou família de falhas, pode-se, por meio da equação 5.2, encontrar um ângulo representante equivalente à combinação das angulações, chamado de ângulo de fraturamento equivalente. Caso existam mais famílias de falhas ou fissuras preenchidas com material heterogêneo, chegar-se-á a um valor de α para cada uma.

$$\alpha = \arcsin(\sin \alpha_f \cdot \sin(\alpha_t - \alpha_s)) \text{ (}^\circ\text{)} \quad (5.2)$$

Onde

$\alpha_s = \hat{\text{Ângulo de orientação;}}$

$\alpha_f = \hat{\text{Ângulo de mergulho;}}$

$\alpha_T = \text{Direção do Túnel.}$

Nas condições de fraturamento da presente análise, para a primeira família de falhas, chegou-se ao valor de α_1 de 17,23°.

Para a segunda família de falhas, chegou-se ao valor de α_2 18,75 °.

5.1.2.8. Fator de Fraturamento da Descontinuidade

Conhecendo-se as Classes de Fraturamento e os Ângulos Equivalentes das falhas, pode-se calcular o Fator de Fraturamento da Descontinuidade, por meio das curvas mostradas na Figura 45. Este fator representa a influência, de forma quantitativa, que as descontinuidades terão na taxa de avanço em campo de uma tuneladora.

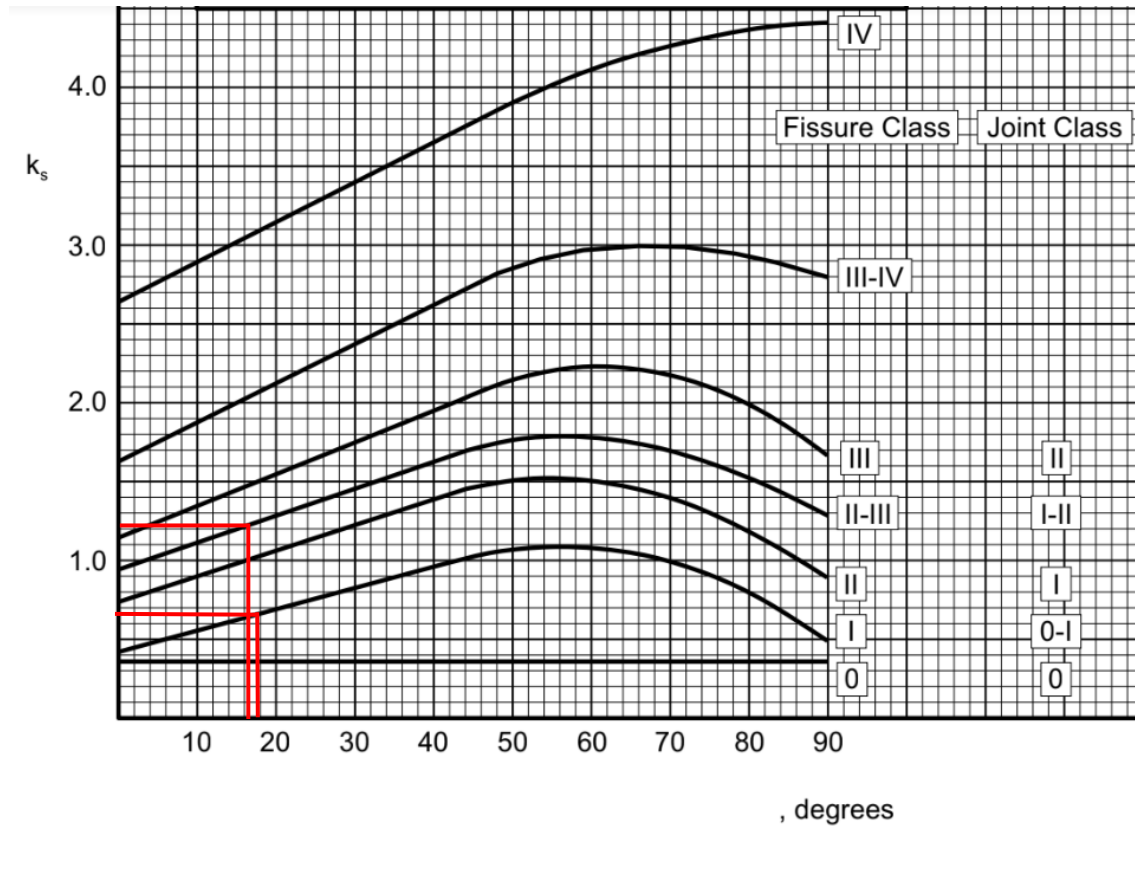


Figura 45: Fator de fraturamento (Bruland, 2000).

Para a primeira família de falhas, Classe I-II, o fator k_s encontrado foi de 1,21.

Para a segunda família de falhas, Classe I o fator k_s encontrado foi de 0,67.

5.1.2.9. Fator de Fraturamento Total

A partir dos valores de k_s encontrados, em casos com mais de um conjunto de planos de fraqueza, o fator de fraturamento total é o dado pela equação 5.3.

$$k_{s-tot} = \sum_{i=1}^n k_{si} - (n - 1) \cdot 0,36 \quad (5.3)$$

Onde

k_{s-tot} = fator de fratura total;

k_{si} = fator de fraturamento para conjunto i ;

n = Número de conjuntos defalhas.

Para o conjunto analisado, o valor calculado foi 1,52.

5.1.2.10. Fator DRI

Após a estimativa do índice DRI, caso este seja diferente de 50, usa-se um fator de correção para o mesmo, de forma a conformá-lo ao método. No presente caso, onde existem 2 valores de k_s , devido às duas famílias de falhas, optou-se por utilizar, na determinação do fator de correção para o índice DRI, o valor de k_{s-tot} , pois representará melhor o comportamento do maciço, mostrado na Figura 46.

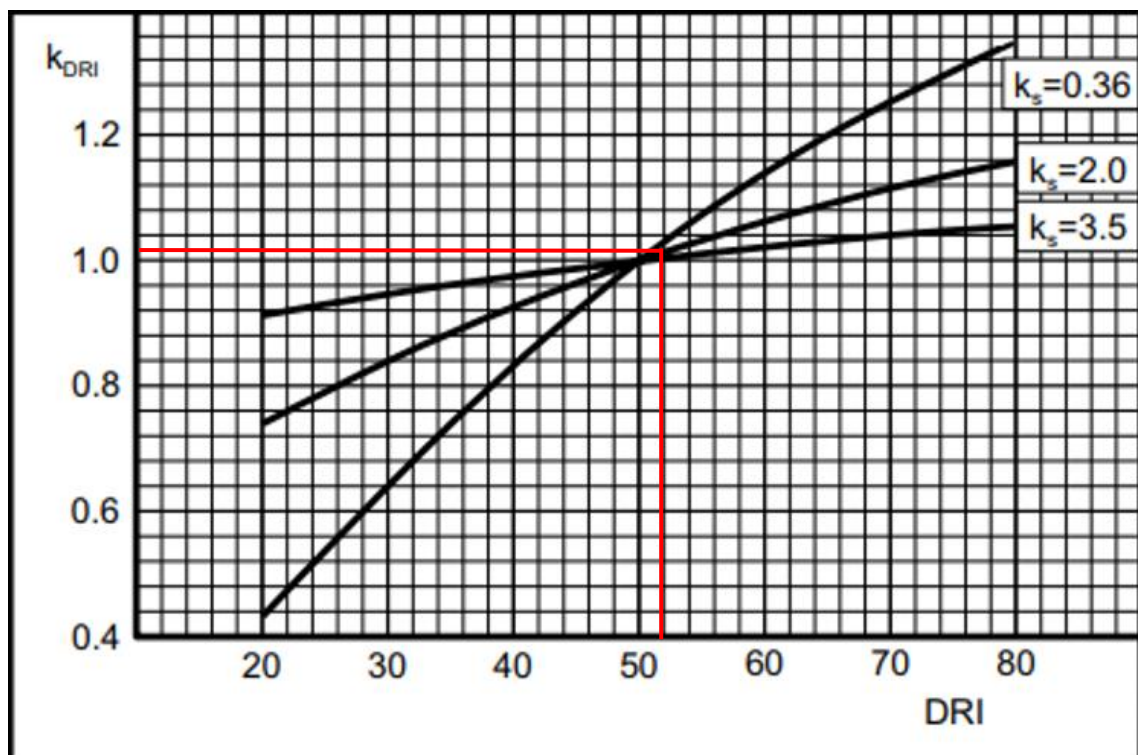


Figura 46: Fator de DRI (Bruland, 2000).

O fator de correção do Índice DRI foi de 1,01.

5.1.2.11. Fator de Porosidade

A porosidade terá um impacto direto no avanço da tuneladora, uma vez que pode facilitar a propagação das fissuras e da rede de ruptura das lascas de rocha escavadas, como mostrado na Figura 47.

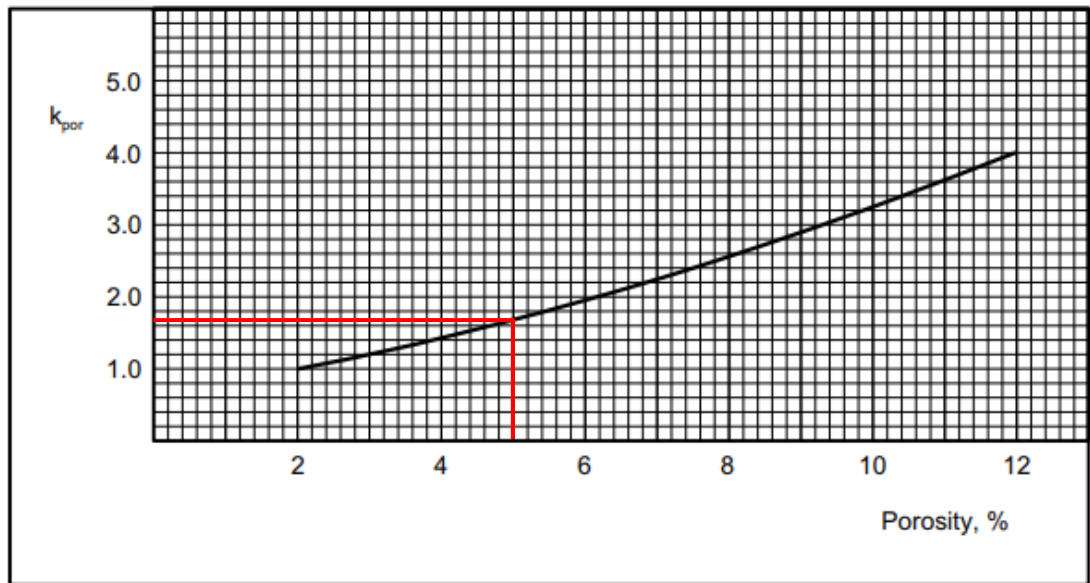


Figura 47: Influência da porosidade da rocha no fator de fratura equivalente. (Bruland, 2000).

O Fator de correção para a porosidade encontrado foi de 1,63.

5.1.2.12. Fator de Fraturamento Equivalente

As propriedades da massa rochosa para perfuração são expressas pela fator equivalente de fraturamento. Este fator irá representar a característica quantitativa final do maciço analisado.

$$k_{ekv} = k_{s-tot} \cdot k_{DRI} \cdot k_{por} \quad (5.4)$$

k_{ekv} = Fator de fraturamento equivalente;

k_{DRI} = Fator de correção para o DRI;

k_{por} = Fator de correção de porosidade.

O k_{ekv} calculado foi de 2,50.

5.1.3. Parâmetros de Escavação

Unindo os parâmetros do maciço e da máquina, podemos simular sua interação e estimar o avanço da TBM como mostrado na Figura 48.

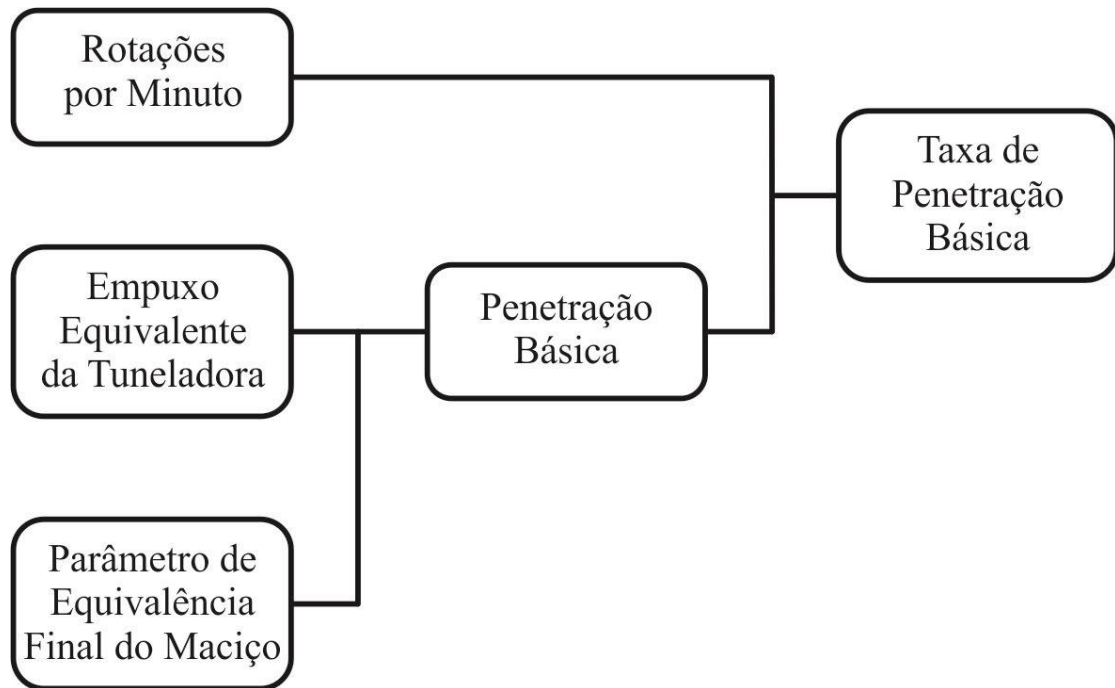


Figura 48: Fluxograma com os parâmetros finais do cálculo da Taxa de Penetração Básica.

5.1.3.1. Penetração Básica

De posse do parâmetro final de empuxo equivalente da tuneladora (M_{ekv}), ponderado pela velocidade de rotação da cabeça de corte (RPM), e associado ao Parâmetro final equivalente do Maciço (k_{ekv}), é possível estimar o valor da penetração básica i_0 . Esse parâmetro representa a interação entre as características da máquina e do maciço.

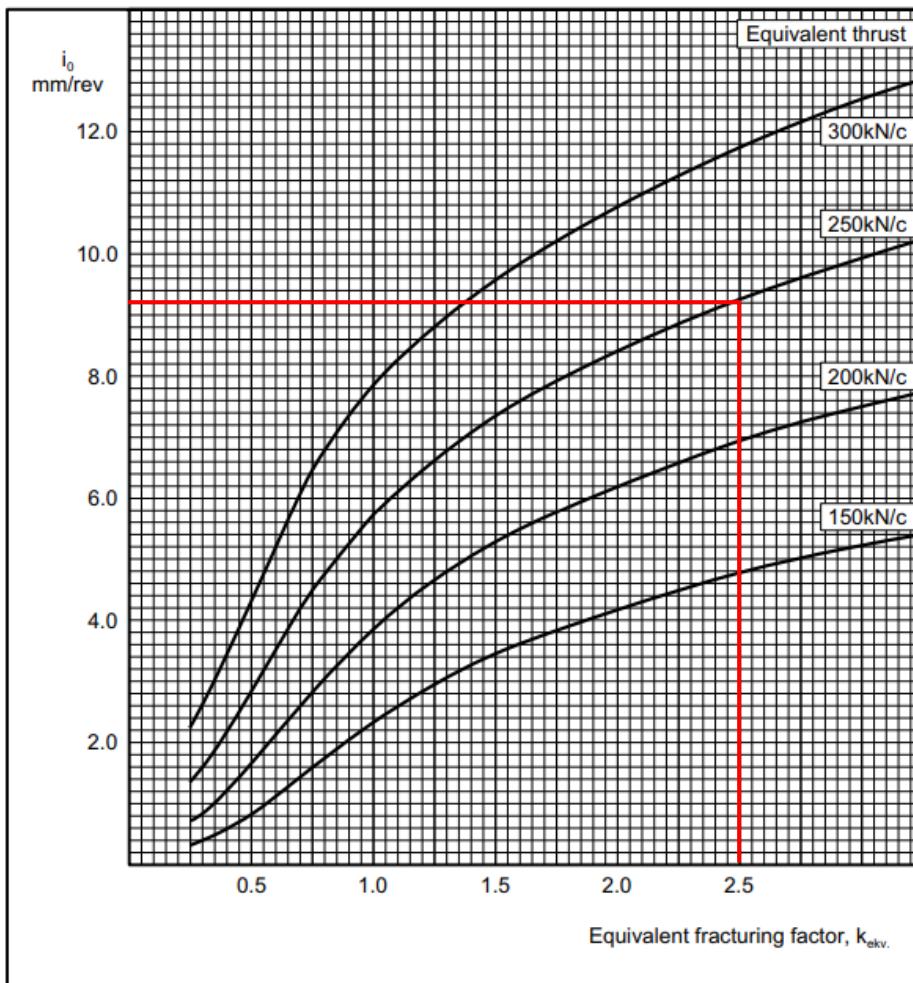


Figura 49: Taxa de penetração básica (Bruland, 2000).

O valor de i_0 para as condições dadas foi de 9,2 mm/rev.

5.1.3.2. Taxa de Penetração Básica

Finalmente, de posse dos dados analisados, pode-se calcular a Taxa de Penetração Básica I_0 , que segue a proporção da velocidade de rotação da cabeça de corte e da taxa de penetração básica da tuneladora, aplicável à massa rochosa sistematicamente fraturada sem juntas individuais marcadas, por meio da equação 5.5.

$$I_0 = i_0 \cdot RPM \cdot \left(\frac{60}{1000} \right) \text{ (m/h)} \quad (5.5)$$

A taxa básica de penetração I_0 foi 3,97 m/h.

5.1.3.3. Comprimento Influenciado por Juntas

Ao passo que a Taxa Básica calculada no item anterior é aplicável à massa rochosa sistematicamente fraturada sem juntas simples marcadas, pode-se corrigir o valor da Penetração em situações em que juntas individuais bem demarcadas estão presentes, podendo-se alcançar um valor de avanço mais fidedigno e próximo ao avanço real obtido em campo.

Na escavação analisada, tem-se um total de 86 juntas individuais que cruzam a escavação do Túnel. Essas juntas possuem uma inclinação média de 32°.

Para isso, inicialmente, calcula-se o comprimento do túnel, dado em metros, influenciado pelas juntas em questão. Este comprimento é estimado pela equação:

$$l_{esp} = \frac{n \times d_{TBM}}{\tan \alpha_{esp}} \quad (5.6)$$

Onde

d_{TBM} : Diâmetro do Túnel;

α_{esp} : Ângulo equivalente entre as juntas simples marcadas;

n : Número de Juntas Individuais Marcadas semelhantes que ocorrem na zona geológica.

O l_{esp} para o presente caso foi de 963,40 m.

5.1.3.4. Fator de Correção para Juntas Simples Marcadas

Baseado no ângulo α_{esp} e no índice DRI já calculados, encontra-se o fator de correção a ser utilizado para o cálculo da taxa de avanço considerando a zona de juntas individuais marcadas pela Figura 50. O k_{esp} não deve representar um valor maior que 1,4. Quando a adição de penetração é desta magnitude, o nível de vibração da cabeça de corte e as forças de pico nos cortadores são muito altos, exigindo uma redução do nível de empuxo.

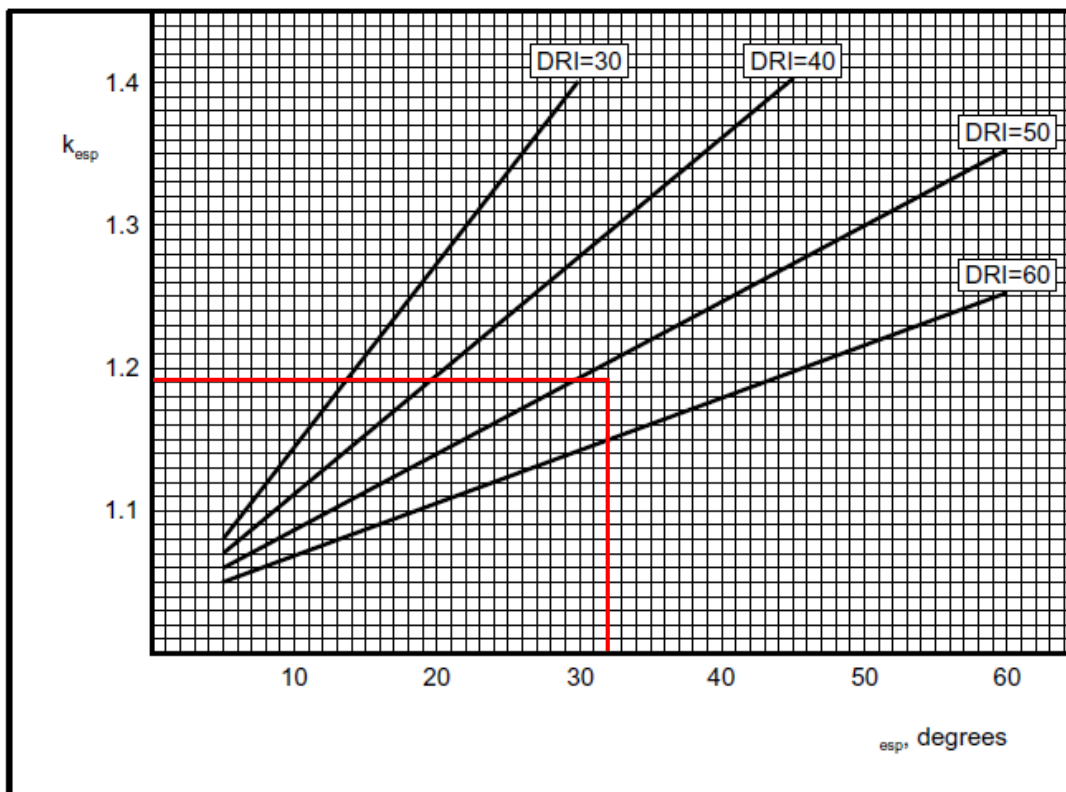


Figura 50: Fator de correção para juntas individuais(Bruland, 2000).

Para o caso analisado, o valor de k_{esp} foi estimado em 1,19.

5.1.3.5. Taxa de Penetração em Zona de Juntas Marcadas

A Taxa de Penetração Líquida ao perfurar através de juntas simples marcadas pode ser encontrada por meio da equação:

$$I_{esp} = I_0 \times k_{esp} \quad (5.7)$$

A Taxa de Penetração Líquida ao perfurar através de juntas simples marcadas calculada foi de 4,72 m/h.

5.1.3.6. Taxa média de penetração líquida

A escavação da obra em análise possui um comprimento total l_j de 6000 m, pode-se calcular a taxa média de penetração líquida em uma dada zona geológica por meio da equação 5.8.

$$I_n = \frac{l_j}{\frac{l_j - l_{esp}}{I_0} + \frac{l_{esp}}{I_{esp}}} \quad (5.8)$$

A taxa média de penetração líquida calculada foi 4,07 m/h.

Nesta última etapa de análise da taxa de penetração da tuneladora, é importante observar se, para o empuxo desejado, existe poder instalado suficiente na cabeça de corte. Para isso, deve-se calcular o Torque necessário, que irá decidir o poder instalado.

5.1.3.7. Constante do Cortador

Inicialmente, é necessário estimar uma constante para o cortador, dependente do diâmetro dos cortadores segundo a curva da Figura 51.

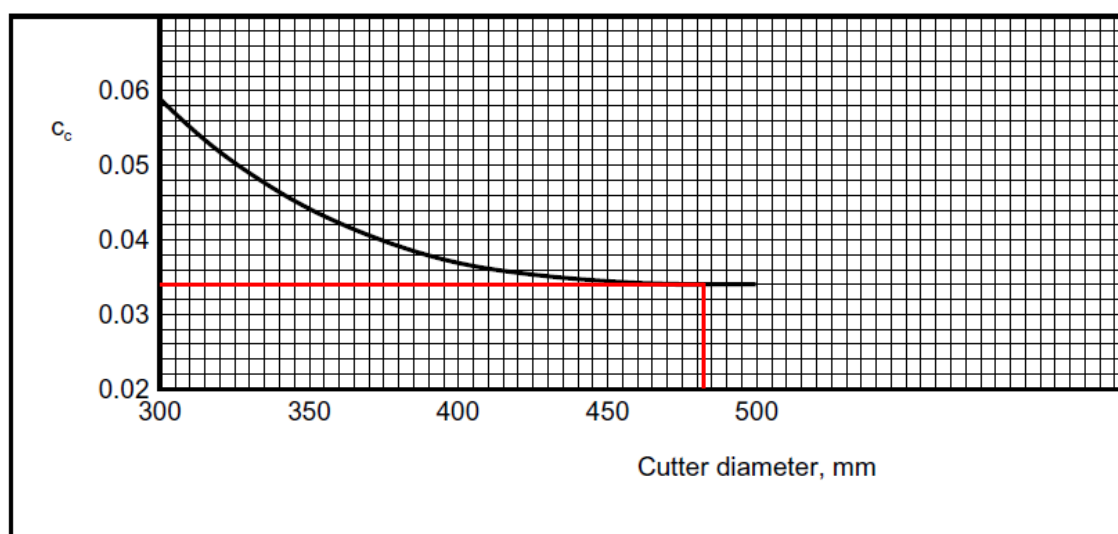


Figura 51: Constante dos cortadores em função do diâmetro dos discos. (Bruland, 2000).

Com o diâmetro dos cortadores, chegou-se a uma constante de cortador de 0,034.

5.1.3.8. Coeficiente dos Cortadores

O coeficiente dos cortadores, também denominado resistência de rolamento, é função da constante dos cortadores corrigida pela penetração básica da TBM, como mostra a equação a seguir.

$$k_c = c_c \times \sqrt{i_0} \quad (5.9)$$

O coeficiente k_c calculado foi de 0,103.

5.1.3.9. Posição relativa do cortador médio

A posição relativa do cortador médio na cabeça de corte pode ser calculada por intermédio do número de discos de corte na cabeça de corte, pelo diâmetro da TBM e pelo somatório dos raios das posições dos discos de corte na cabeça de corte. A equação para esse cálculo é mostrada a seguir.

$$r_{mc} = \frac{\frac{\sum_{i=1}^{N_{t\text{bm}}} r_i}{N_{t\text{bm}}}}{0.5 \times d_{t\text{bm}}} \quad (5.10)$$

Onde

r_i : Raio da posição do cortador de índice i .

Segundo o método NTNTU, quando o design da cabeça de corte é conhecido, o fator r_{mc} pode ser calculado pela expressão supracitada, tendo, normalmente o seu valor de aproximadamente 0,59.

Para a TBM do caso analisado, o valor de r_{mc} adotado será o valor recomendado pelo método.

5.1.3.10. Torque Necessário

Para altas taxas de penetração ou quando perfurando em rocha fraturada, deve-se verificar se há potência de corte suficiente instalada para utilizar o empuxo estimado. A máquina tem torque limitado se a potência instalada for muito baixa para girar a cabeça de corte para uma dada penetração. Dessa forma, o empuxo deve ser reduzido até que o torque necessário seja menor que a capacidade de torque do acionador da cabeça de corte. O torque necessário é dado por:

$$T_n = \frac{r_{mc} \times d_{t\text{bm}} \times N_{t\text{bm}} \times M_B \times k_c}{2} \quad (5.11)$$

O Valor para o Torque necessário para a perfuração foi de 2671,02 kN.m.

5.1.3.11. Potência Instalada Necessária

O torque necessário decide a potência instalada. A potência instalada necessária é dada por:

$$P_n = \frac{T_n \times 2\pi \times \text{RPM}}{60} \quad (5.12)$$

A potência instalada calculada foi de 2013,9 kW.

Se a potência da cabeça de corte instalada for inferior a P_n , a estimativa da taxa de penetração deve ser recalculada com uma carga de corte inferior a M_b .

Pode-se resumir os parâmetros utilizados nesta etapa pela tabela a seguir.

Tabela 7: Parâmetros de Penetração (Autor).

Parâmetros de Penetração		Índice	Valor	Unidade
Diâmetro da tuneladora		$d_{t\text{bm}}$	7	m
Diâmetro dos Discos de Corte		d_c	483	mm
Espaçamento Médio entre os Discos de Corte		a_c	80	mm
Velocidade de Rotação da cabeça de corte		RPM	7,2	rev/min
Número Padrão de Discos de corte		$N_{t\text{bm}}$	46	Unidade
Máxima Força de empuxo		M_b	273	kN/cortador
Fator de correção do diâmetro da tuneladora		k_d	1	-
Fator de correção do espaçamento entre os discos de corte		k_a	0,93	-
Empuxo Equivalente		M_{ekv}	253,89	kN/cortador
Índice S20		$S20$	35,6	(%)
Índice SJ		SJ	130,0833333	(1/10mm)
Família I Juntas	Classe de Fraturamento	S_p	I-II	-
	Ângulo de mergulho	α_f	20	°
	Ângulo de direção do Túnel	α_t	30	°
	Ângulo de orientação	α_s	270	°
	Ângulo Equivalente	α_1	17,23	°
	Fator de Fraturamento da Descontinuidade	k_{s1}	2	-
Família II Fissuras	Classe de Fraturamento	s_t	I	-
	Ângulo de mergulho	α_f	20	°
	Ângulo de direção do Túnel	α_t	40	°
	Ângulo de orientação	α_s	290	°
	Ângulo Equivalente	α_2	18,75	°
	Fator de Fraturamento da Descontinuidade	k_{s2}	2,1	-
Porosidade		P	5	(%)
Drilling Rate Index		DRI	52	-
Fator de Fraturamento Total		$k_{s\text{-total}}$	1,52	-
Fator de DRI		k_{DRI}	1,01	-
Fator de porosidade		k_{por}	1,63	-
Fator de Fraturamento Equivalente		k_{ekv}	2,50	-
Penetração Básica		i_0	9,2	mm/Revv
Taxa de Penetração Básica		I_0	3,97	m/h
Ângulo entre Juntas Individuais e o Túnel		α_{esp}	32	°
Comprimento Influenciado por Juntas		l_{esp}	963,4	m
Fator de Juntas Simples Marcadas		k_{esp}	1,19	-
Taxa de Penetração em Zona de Juntas		I_{esp}	4,7243	m/h
Taxa Média de Penetração Líquida		I_n	4,07	m/h
Constante do Cortador		c_c	0,034	-
Coeficiente dos Cortadores		k_c	0,103	-
Posição Relativa do Cortador Médio		r_{mc}	0,59	-
Torque Necessário		T_n	2671,02381	kN.m
Potência Instalada Necessária		P_n	2013,904507	Kw

5.2. Parâmetros de Vida Útil

O modelo de estimativa pressupõe que a tuneladora é operada em um dado nível de empuxo, resultando em um desgaste principalmente de caráter abrasivo dos discos de corte. A quantidade de cortadores bloqueados e discos de corte desgastados por “Ring Chipping” deve ser inferior a um intervalo de 10% - 20% do número total de cortadores substituídos.

5.2.1. Índice de Vida Útil do Cortador (CLI)

O Cutter Life Index (CLI) é aferido com base no Sievers' J-Value e no Valor de Abrasão de Aço (AVS). O CLI expressa a vida útil, em horas de perfuração, para anéis de aço de discos de corte para máquinas de perfuração de túneis. O AVS é medido pelo mesmo equipamento de teste que o AV. O teste AVS usa uma broca de aço no teste de um novo anel de corte. O tempo de teste é de 1 min, isto é, 20 revoluções.

Basicamente, a vida útil de corte é determinada como função do CLI e do diâmetro dos discos. O Cutter Life Index expressa a propriedade de abrasão da rocha triturada na face de escavação do túnel, sendo representativa na reprodução da abrasão do disco de corte.

Na imagem abaixo, pode-se encontrar um modelo de representação para diferentes índices CLI para variados tipos de formação rochosa. Considerando que existem modelos de cálculo para o CLI, e que esses modelos dependem de curvas de aproximação e de equação, também aproximadas, optou-se por definir o valor desse índice por meio da Figura 52 abaixo, onde uma grande quantidade de resultados empíricos foi compilada, mostrando, assim, um modelo mais fidedigno e confiável para aplicações práticas.

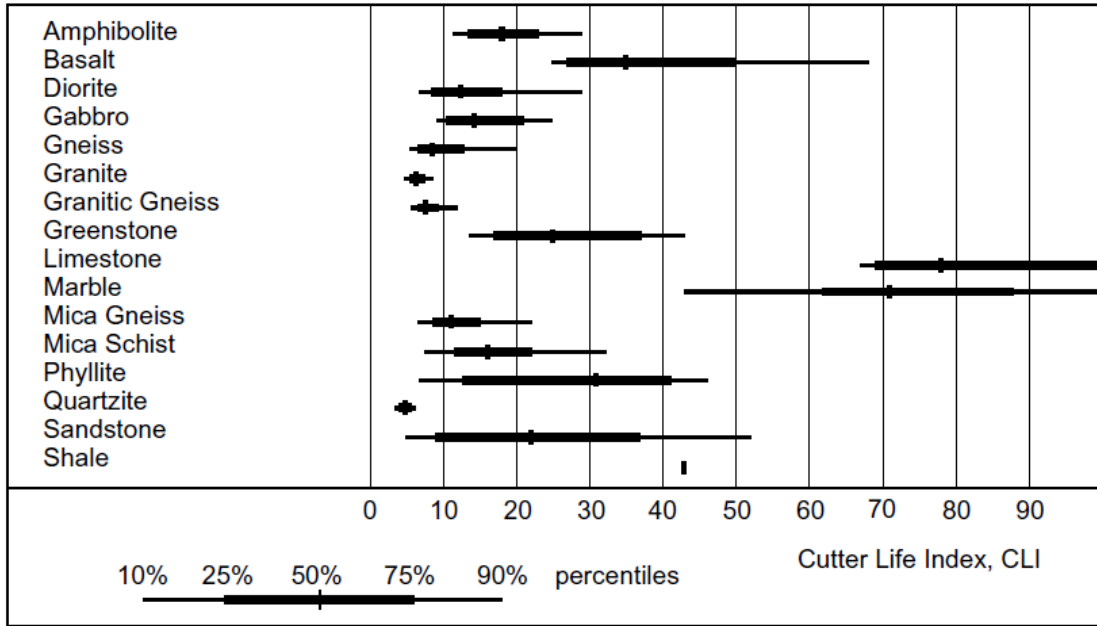


Figura 52: Faixas de definição do Índice CLI. (Bruland, 2000).

O valor de CLI para o maciço estudado foi de 8.

5.2.2. Vida Útil Básica dos Cortadores

A vida útil básica, dada em horas, de um cortador pode ser encontrada pela curva mostrada na Figura 53, em função do diâmetro dos discos e do Índice CLI.

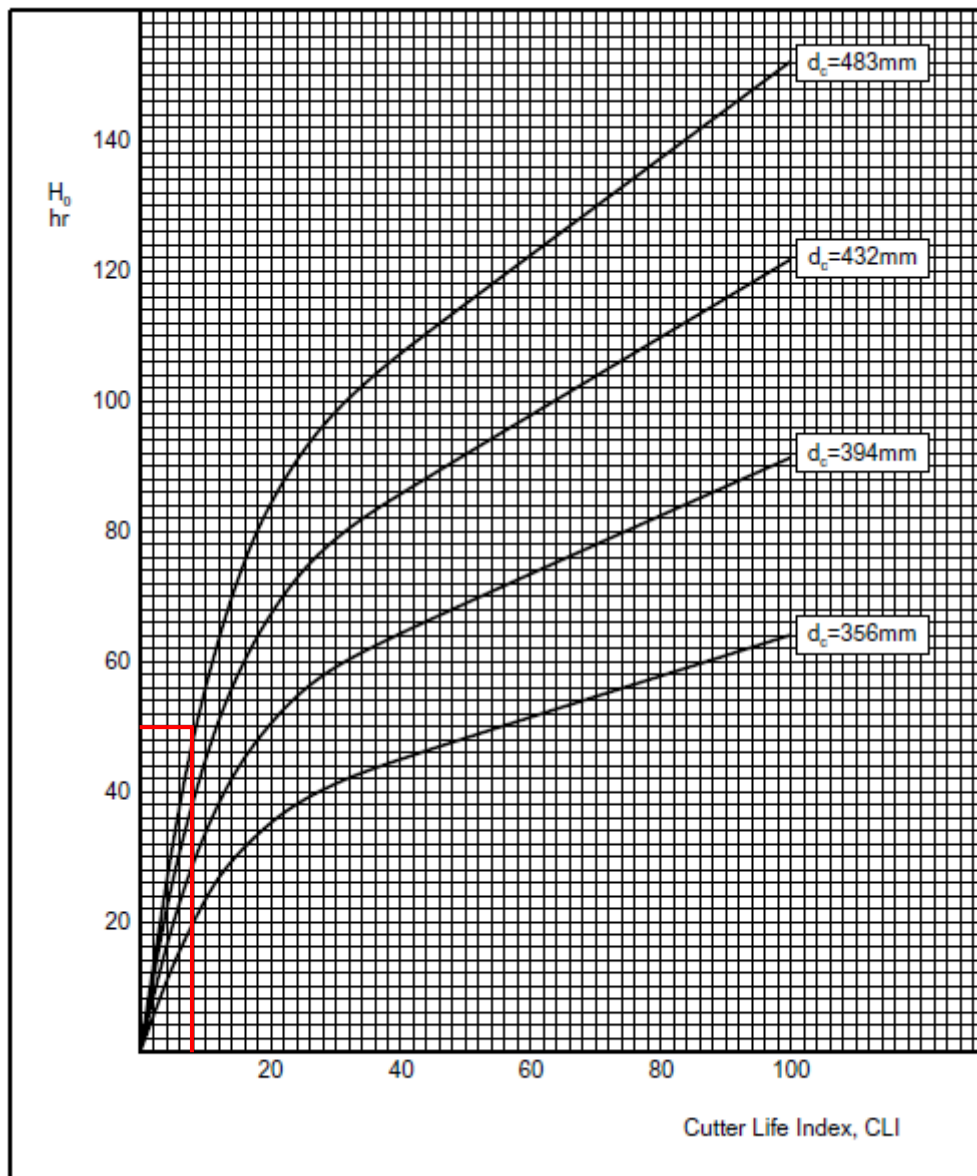


Figura 53: fator de vida útil básica dos cortadores (Bruland, 2000).

O valor de Vida Útil Básica do disco de corte foi estimado em 50 horas.

5.2.3. Fator de Correção de Vida Útil Devido ao Diâmetro

O fator de correção para o diâmetro da TBM é mostrado na Figura 54. Os cortadores centrais e da periferia do cortador têm um tempo de vida menor que os cortadores de face. Com o aumento do diâmetro da TBM, a proporção de cortadores centrais e de periferia para os de face diminui e o cortador de face apresentará maior vida útil. Dessa forma, pode-se chegar a esse fator baseado no diâmetro da tuneladora.

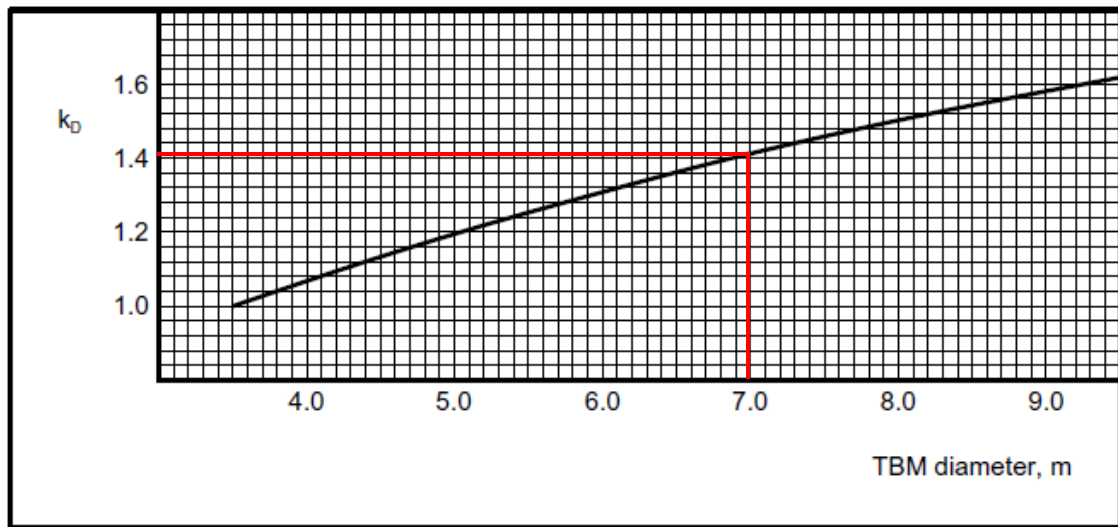


Figura 54: Fator de correção para o diâmetro da TBM. (Bruland, 2000).

O fator para correção do Diâmetro da tuneladora foi 1,41.

5.2.4. Fator de Correção para a Rotação da Cabeça de Corte

A vida útil do disco de corte é inversamente proporcional à rotação da cabeça de corte, de acordo com a suposição de que o desgaste dependente do tempo é proporcional à velocidade de rolamento do cortador. Portanto, a vida útil do anel de corte em determinadas condições de rocha é constante se medida em distância rolada, independente da velocidade desse rolamento. O fator de correção para variar as RPM da cabeça de corte é mostrado na equação 5.13.

$$k_{RPM} = \frac{50/d_{TBM}}{RPM} \quad (5.13)$$

O valor de correção para as RPM da TBM foi de 0,99.

5.2.5. Fator de Correção para Número Real de Discos de Corte

Quando o número real de cortadores na cabeça de corte for diferente do modelo, a vida útil do cortador médio será alterada. A correção para se adequar o número real de cortadores na cabeça de corte será dado pela equação 5.14.

$$k_N = \frac{N_{TBM}}{N_0} \quad (5.14)$$

Onde

N_{TBM} : É o valor real de discos na face de corte da TBM.

N_0 : É a quantidade de discos na cabeça de corte segundo o modelo.

Como a quantidade de discos na cabeça de corte foi a ideal, sugerida pelo método, esse fator terá valor 1.

5.2.6. Fator de correção para Conteúdo de Quartzo

A vida útil do disco de corte varia com o teor de quartzo da rocha e com a concentração de outros minerais duros e abrasivos. A Figura 55 mostra o fator de correção em função apenas do conteúdo de quartzo. De acordo com a experiência empírica do método, o conteúdo de minerais, como epídoto e granada, pode ser incluído no conteúdo de quartzo ao estimar a vida útil do disco de corte. O fator de correção é baseado em dados de campo e laboratório normalizados. Para os tipos de rochas do Grupo 1, a curva pode ser explicada pelo fato de que o CLI e o conteúdo de quartzo da rocha não são variáveis independentes. Outra possível explicação é que os procedimentos de teste de laboratório para o CLI são influenciados pela composição mineral da rocha.

Ao usar o modelo de estimativa, o CLI e o conteúdo de quartzo de rocha não devem ser variados independentemente. Para os tipos de rocha do Grupo 1, deve-se ter cautela ao usar o conteúdo de quartzo próximo a 0% e 27%.

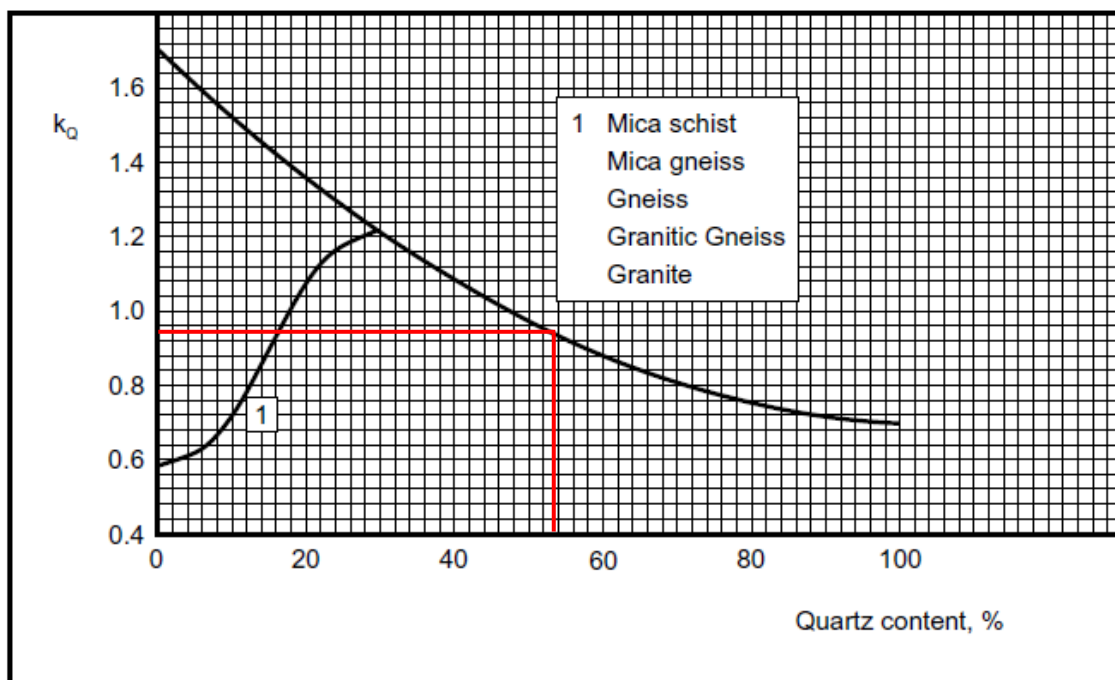


Figura 55: Fator de correção para o conteúdo de quartzo (Bruland, 2000).

Para o conteúdo de Quartzo de 53,7 do Granito-Gnaisse o coeficiente de correção encontrado foi de 0,94.

5.2.7. Vida Útil dos Cortadores em Horas

$$H_h = \frac{H_0 \times k_D \times k_Q \times k_{RPM} \times k_N}{N_{TBM}} \quad (5.15)$$

O valor encontrado para a vida útil média dos discos em horas foi de 1,43 horas, ou 1 hora e 26 minutos por disco.

Dessa forma, como são 46 discos na cabeça de corte, a vida útil média (H_t) dos cortadores será de 65,78 horas, ou 65 horas e 47 minutos.

5.2.8. Vida Média dos Cortadores em Metros

$$H_m = H_h \times I_n \quad (5.16)$$

O valor encontrado para a vida útil média dos discos em metros de escavação avançados foi de 5,82 m.

5.2.9. Vida Média dos Cortadores em Metros Cúbicos de Sólido

$$H_f = \frac{H_h \times I_n \times \pi \times d_{TBM}^2}{4} \quad (5.17)$$

O valor encontrado para a vida útil média dos discos por metros cúbicos de sólidos da escavação foi de 223,9 m³.

Pode-se resumir os parâmetros de vida útil do método como mostrado na Tabela 8.

Tabela 8: Parâmetros de Vida Útil (Autor).

Parâmetros de Vida Útil	Índice	Valor	Unidade
Cutter Life Index	CLI	8	h
Vida Útil Básica do Cortador	H_0	50	h
Fator de Vida Útil do Diâmetro	k_D	1,41	-
Fator de Vida Útil de RPM	k_{rpm}	0,992063492	-
Quantidade Real de discos de corte	N_{TBM}	46	Unidades
Fator de Vida Útil do Número de Discos	k_N	1	-
Conteúdo de Quartzo	Q	53,67	%
Fator de correção para Conteúdo de Quartzo	k_Q	0,94	-
Vida Média dos Discos em Horas por disco	H_h	1,429218427	h/c
Vida Média dos Discos em Metros	H_m	5,816918996	m/c
Vida Média dos Discos em Metros Cúbicos de Sólidos	H_f	223,8612773	m ³ /c
Vida Útil Média Total Dos Cortadores	H_t	65,78	h

5.3. Parâmetros de Avanço

A taxa de avanço bruta é dada em metros por semana como uma média por um período mais longo.

A taxa bruta de avanço depende da taxa de penetração líquida, da utilização da máquina e número de horas de trabalho durante o período.

O modelo é em grande parte baseado em dados de experiência de um sistema de turnos que totaliza aproximadamente 100 horas de trabalho por semana.

A utilização da máquina inclui apenas pequenas quantidades de trabalho de suporte de rocha. O modelo não é, portanto, diretamente aplicável para túneis com quantidades substanciais de suporte para a escavação. As possibilidades de troca de discos, realização de manutenção e reparo da TBM e o trabalho de backup, durante a instalação do suporte para a escavação, devem ser avaliados.

A utilização da máquina é o tempo de perfuração final expresso em porcentagem em relação ao tempo total de tunelamento. O tempo total de tunelamento inclui as atividades de Perfuração (T_b), Refixação (T_t), Troca de discos e inspeção (T_c), Reparo e serviços da TBM (T_{tbm}), Reparo e serviços de backup (T_{bak}) e Atividades variadas (T_a). Os três primeiros fatores podem ser calculados por meio de equações. Os três últimos serão estimados de acordo com as curvas do NTNU baseado em seu amplo banco de dados de escavações anteriores.

De posse de todos esses parâmetros, pode-se calcular a taxa de utilização da TBM, e, com ela, o avanço semanal da máquina.

5.3.1. Tempo de Perfuração

O tempo de escavação depende da Taxa média de penetração líquida I_n , e é dada pela fórmula abaixo.

$$T_b = \frac{1000}{I_n} \quad (5.18)$$

O T_b calculado foi de 245,7 h/km.

5.3.2. Tempo de Refixação

O tempo de Refixação depende do tamanho dos cilindros de fixação (l_s) e do tempo gasto a cada nova fixação (t_{tak}), dado abaixo.

$$T_t = \frac{1000 \times t_{tak}}{60 \times l_s} \quad (5.19)$$

Em média, o tempo por fixação (t_{tak}) é de 4,5 minutos, e o comprimento dos cilindros (l_s) varia 1,5 a 2 metros. O consumo de tempo varia de acordo com a fixação dos Grippers, o comprimento do curso, o diâmetro da TBM, perfuração em curvas, e a capacidade do sistema hidráulico. Em condições favoráveis, o consumo de tempo será um pouco menor, mas pode aumentar substancialmente sob condições difíceis.

Para um t_{tak} de 4,5 minutos e com cilindros de comprimento l_s de 2 metros, tem-se um valor de T_t de 37,5 h/km.

5.3.3. Troca de discos e Inspeção

O tempo de troca e inspeção do cortador depende da vida útil do disco de corte H_h , da taxa de penetração da rede I_n e do tempo característico para o determinado diâmetro do disco de corte.

O tempo de alteração de cada cortador (t_c) varia com o tamanho do mesmo. Normalmente, o consumo de tempo é de 45 minutos por cortador para diâmetros de disco menores ou iguais a 432mm, e de 60 minutos por cortador para diâmetros de disco maiores ou iguais a 483mm.

O valor de t_c é baseado em dados em que os discos frontais serão trocados sob condições de trabalho favoráveis. Ingresso de água, condições de rochas instáveis, alta temperatura da rocha e cortadores com carga reversa podem alterar substancialmente o tempo analisado.

O tempo de inspeção por cortador trocado aumenta ao perfurar em rocha com baixa abrasividade. Isso aumenta o tempo total por cortador alterado. O tempo por cortador alterado também depende do número de cortadores alterados de uma só vez. Poucos cortadores mudados a cada parada dão um tempo unitário mais alto t_c e também podem resultar em vida útil reduzida.

Isto posto, t_c será 60 min.

5.3.4. Tempo de Reparo e Serviços

As taxas de Reparo e serviços para a TBM e seus sistemas de atividades suporte (Backup) são dispostas a seguir, além da curva que engloba variadas atividades a serem consideradas, em função da taxa média de penetração líquida I_n .

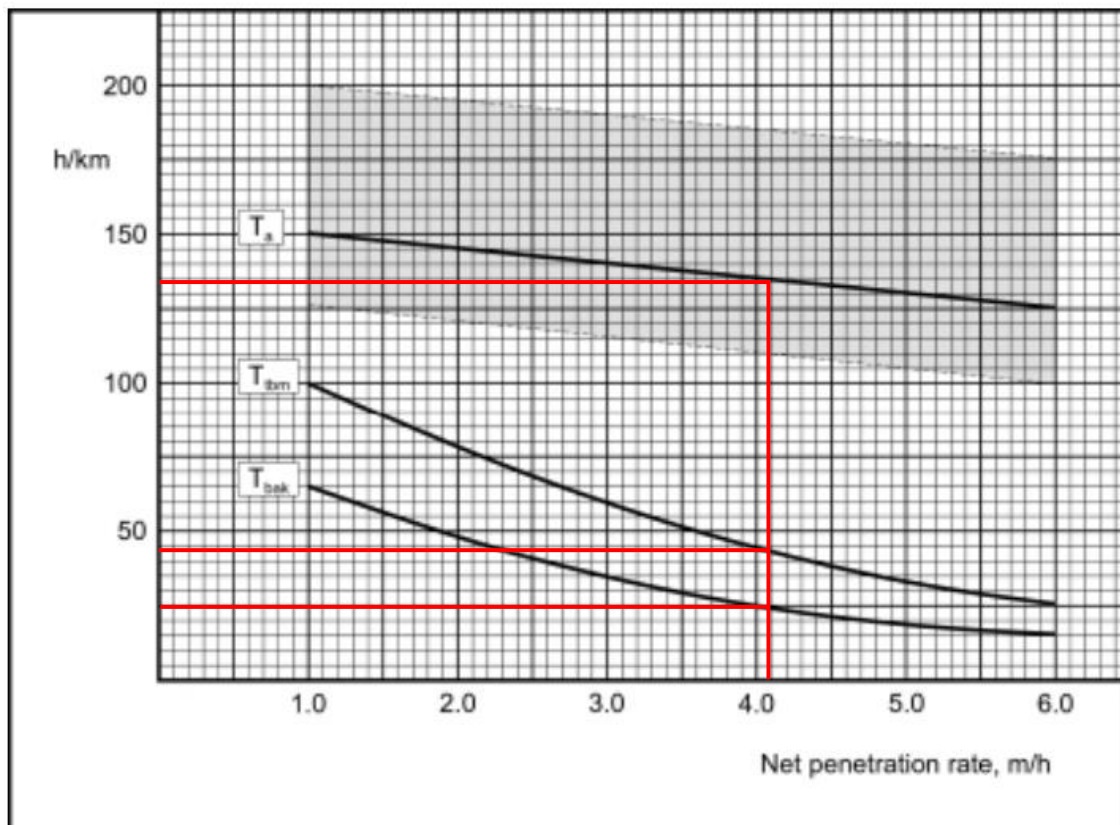


Figura 56: Taxas de reparos e serviços de backup (Bruland, 2000).

A curva de Atividades variadas inclui o tempo gasto com: Suporte normal para rochas em boas condições para escavação, ou seja, suportes instalados durante a perfuração e sem aumento da equipe no túnel; Tempo de espera pelo transporte; instalação e manutenção de pistas ou estradas; Levantamento e movimentação de laser; Instalações e manutenção de Água, ventilação e cabeamento elétrico; Lavagem e limpeza da TBM e dos equipamentos de backup e mudança de equipe.

No caso de utilização de um transportador contínuo, o consumo de tempo é representativo de operações de tunelamento bem organizadas. O tempo para possível falha do rolamento principal e outras paradas de longa duração não está incluído. Tais riscos devem ser avaliados separadamente.

O método NTNU possui poucos dados do tunelamento usando o transportador contínuo para o transporte de resíduos. Os poucos dados disponíveis sugerem que um sistema baseado em transportadores tem mais tempo de parada do que um sistema baseado em trilhos, considerando somente o transporte de resíduos. No entanto, quando as vantagens do sistema baseado em transportador são incorporadas totalmente nas operações de encapsulamento total em túneis longos, esperamos uma utilização de máquina igual ou melhor do que para um sistema baseado em trilho.

Em túneis que exigem uma grande quantidade de instalações após a escavação (por exemplo, túneis ferroviários), a utilização de um transportador contínuo para o transporte solução para reduzir o tempo total de construção.

Além dos itens listados, as atividades variadas incluem o consumo de tempo relacionado ao método e organização de tunelamento.

Para perfurações longas (> 8 km), as atividades variadas exigem uma parte crescente do tempo de tunelamento disponível. A espera pelo transporte aumentará substancialmente se a capacidade do sistema de transporte for muito baixa, observado na Figura 56.

Para as condições analisadas, tem-se:

Tempo de Reparo e serviços da TBM (T_{tbm}): 135 h/km;

Tempo de Reparo e serviços de backup (T_{bak}): 44 h/km;

Tempo para Atividades variadas (T_a): 25 h/km.

5.3.5. Utilização da Tuneladora

A taxa de utilização da Máquina é dada em porcentagem pela equação 5.20.

$$u = \frac{100 \times T_b}{T_b + T_t + T_c + T_{tbm} + T_{bak} + T_a} \quad (5.20)$$

O valor de utilização da TBM calculado foi de 44,9%.

5.3.6. Horas de Trabalho efetivas

A maioria dos dados são obtidos de operações de tunelamento com base em aproximadamente 100 horas de trabalho por semana. Portanto, pressupõe-se algum tempo disponível fora das horas de trabalho padrão para lidar com incidentes imprevistos e críticos, como grandes reparos. Algumas partes desse consumo de tempo não são registradas no registro de turnos e são portanto não incluído nas curvas do método.

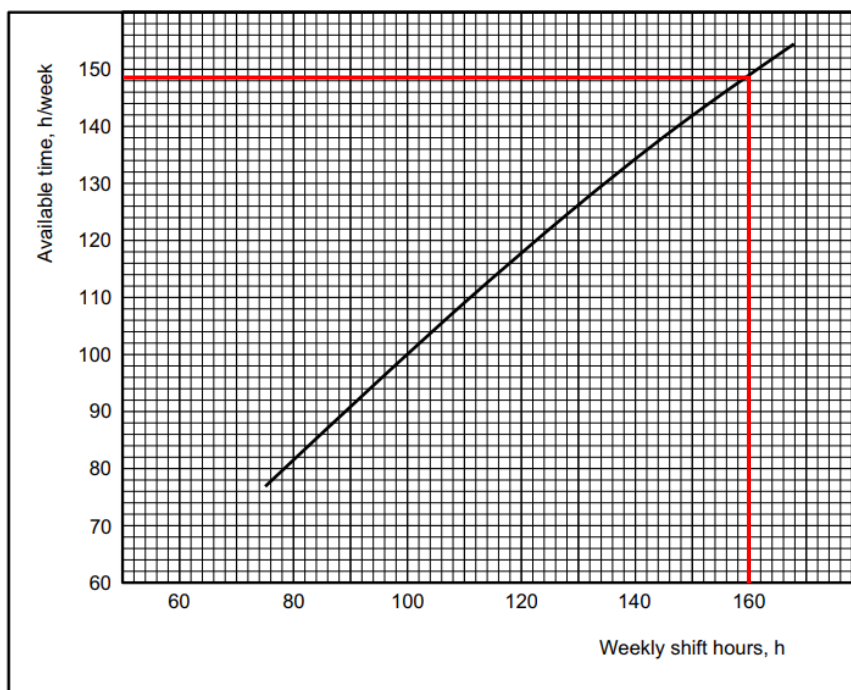


Figura 57: Tempo efetivo de trabalho em função do turno semanal (Bruland, 2000).

A Figura 57 indica que as possibilidades de lidar com incidentes imprevistos e críticos de maneira flexível são menores, à medida que as horas de trabalho semanais aumentam, se aproximando de 168 horas.

O valor de T_e expressa as horas de trabalho efetivas disponíveis quando o horário de trabalho semanal difere de 100, que é a base para o modelo. A curva é baseada em poucas observações, mas acredita-se que seja uma estimativa conservadora em relação à perda de horas de trabalho efetivas.

No caso estudado, com 3 turnos de trabalho, e turno semanal de 160 horas, o valor de T_e foi de 149 h/semana.

5.3.7. Taxa de Avanço Semanal

Finalmente, a taxa de avanço semanal I_u será:

$$I_u = \frac{u \times T_e \times I_m}{100} \quad (5.21)$$

Onde:

u = utilização de máquinas;

T_e = horas de trabalho efetivas por semana;

I_m = taxa média de penetração líquida no túnel.

Na s condições do maciço rochoso em questão, com o uso da Tunnel Boring Machine analisada, o avanço semanal calculado I_u foi de 272,3 m/semana.

5.3.8. Consumo de Tempo Adicional

A estimativa do consumo de tempo para um túnel é baseada na taxa de avanço semanal, estimada com base na taxa de penetração líquida e na utilização da máquina. Além disso, o tempo extra deve ser adicionado para:

- Escavação da câmara subterrânea e área de partida, com instalação de estação;
- Montagem e desmontagem da TBM e do equipamento de backup no túnel, normalmente, de 4 a 8 semanas, dependendo principalmente do diâmetro da TBM;
- Escavação de nichos e ramificações;
- Perfuração e estabilização de zonas de baixa qualidade de rocha;
- Tempo adicional para condições inesperadas do maciço rochoso;
- Suporte permanente de rocha e trabalho de revestimento;
- Tempo de inatividade da TBM (tempo adicional para possíveis avarias importantes da máquina);
- Desmontagem de faixas, ventilação e limpeza invertida.

Além disso, o tempo de manufatura ou para recondicionar a TBM e o equipamento de backup pode influenciar o cronograma geral, dependendo da duração do tempo gasto pelas atividades necessárias que precedem a escavação. Recondicionar uma TBM usada pode levar de 3 a 6 meses. A fabricação de uma nova TBM pode levar de 6 meses a um ano, dependendo principalmente do diâmetro da TBM.

O transporte da TBM e do sistema de backup para o local da obra também podem influenciar o cronograma, pelos mesmos motivos supramencionados. O transporte da máquina é um desafio de operação, já que o maior componente pode pesar 20 toneladas ou mais, mesmo para uma máquina de 3,5 m de diâmetro.

O resumo dos parâmetros desta etapa está resumido na Tabela 9.

Tabela 9: Parâmetros de Avanço (Autor).

Parâmetros de Avanço	Índice	Valor	Unidade
Tempo de Perfuração	T_b	245,7002457	h/km
Tempo de Fixação	t_{tak}	4,5	min
Comprimento dos cilindros de fixação	l_s	2	min
Tempo de Refixação	T_t	37,5	h/km
Tempo de Troca de discos e Inspeção	t_c	60	min
Tempo de reparo e Serviços da TBM	T_{tbm}	135	h/km
Tempo de reparo e Serviços de Backup	T_{bak}	44	h/km
Tempo para Atividades Variadas	T_a	25	h/km
Utilização da Tuneladora	u	44,90134053	(%)
Horas de Trabalho Efetivas	T_e	149	h/sem
Taxa de Avanço Semanal	I_u	272,2951994	m/sem

5.4. Custos

Os custos da escavação do túnel são divididos em seis categorias principais: Montagem e desmontagem da TBM, gastos com os cortadores, da própria TBM e do equipamento de backup, transporte de detritos oriundos da escavação, custos de mão-de-obra e outros custos como ventilação, instalações elétricas e suprimento de água. A depreciação do equipamento principal está baseado no conceito de vida útil econômica do mesmo. Equipamentos adicionais e acessórios à escavação.

Os gráficos e curvas do método são baseados no nível de preços de Janeiro de 1999, na moeda corrente que é a Coroa Norueguesa (NOK), que devem ser corrigidos segundo o aumento de preço de acordo com o nível de preços do modelo de custos.

Além disso, um fator de correção da eficiência de escavação pode ser incluído, refletindo a produtividade e nível de habilidade do empreiteiro, a localização do projeto e infraestrutura da área do projeto, as condições climáticas em casos extremos, os impactos de terceiros e a duração do projeto.

Os custos normalizados, abordados neste estudo, são usados principalmente para estimar as várias alternativas como rotas, seções transversais e métodos de tunelamento. Para uma análise de custos mais detalhada, deve-se consultar os Custos Detalhados presentes no método NTNU.

Os custos normalizados abordados nesta análise incluem todas as operações necessárias para escavar o túnel. Custos para o suporte da rocha não estão incluídos. Os custos totais de construção

para o túnel também devem incluir a preparação do local e operação, projeto e planejamento, gerenciamento da construção e interesse durante a construção.

5.4.1. Montagem e desmontagem

Além dos custos diretos de montagem e de desmontagem da tuneladora, a curva a seguir inclui o frete da TBM e do material de backup, concretagem dos blocos de início e o apoio para retirada do maquinário do túnel. Calcula-se o coeficiente C_{rig} que representará o custo total, sendo distribuído ao longo de todo o comprimento da escavação (l_j).

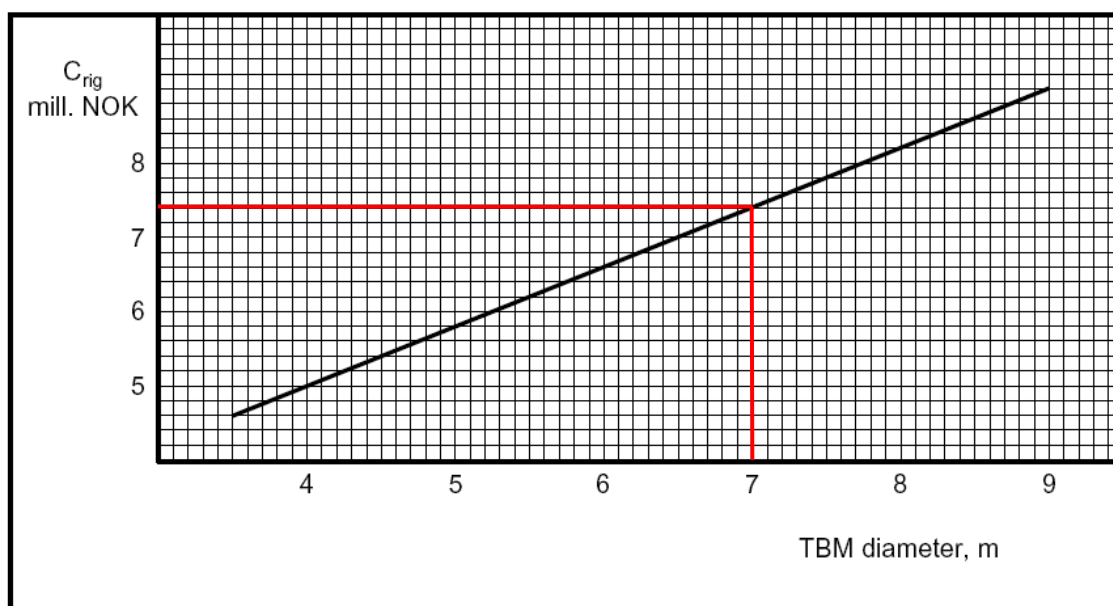


Figura 58: Coeficiente de custos de montagem e desmontagem em função do diâmetro da TBM. (Bruland, 2000).

O coeficiente de diâmetro para a TBM em relação aos custos de montagem e desmontagem foi: 7,4 milhões de coroas norueguesas (NOK).

Por meio da equação abaixo, pode-se calcular o custo dessas atividade por metro escavado.

$$c_{rig} = C_{rig}/l_j \quad (5.22)$$

Com a escavação dos 6000m de túnel, o custo total de montagem e desmontagem c_{rig} foi de 1233,3 NOK/m.

5.4.2. TBM e Equipamentos de Backup

Os custos da máquina e de seu equipamento de backup, que dá suporte às suas atividades principais, pode ser definido à partir das curvas mostradas na Figura 59, em função de seu diâmetro e sua taxa de penetração.

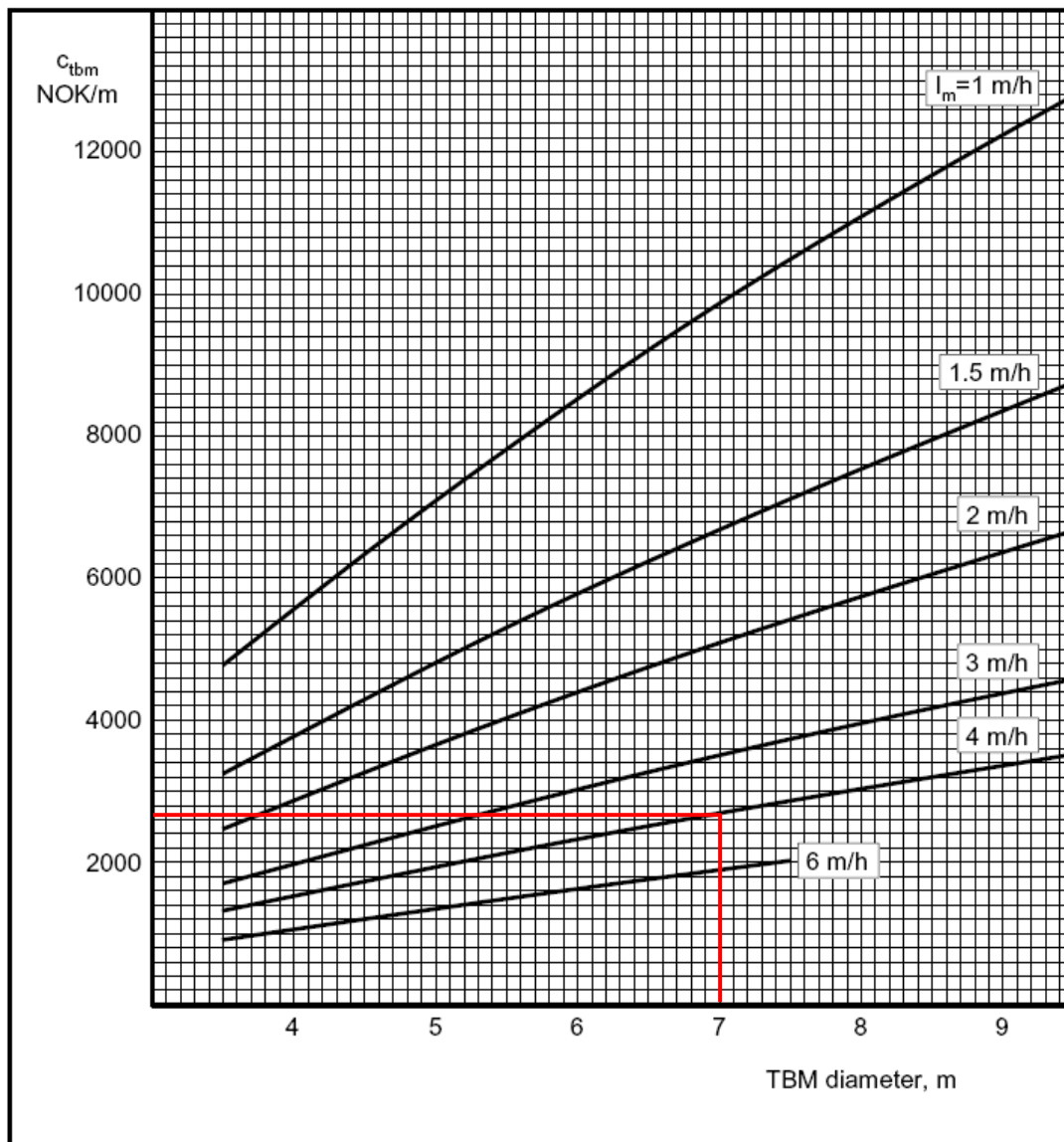


Figura 59: custo da TBM em função do Diâmetro e da taxa de penetração. (Bruland, 2000).

Para o diâmetro de 7 metros e uma taxa de penetração de 4,07 m/h, tem-se um custo para a TBM c_{tbm} 2650 NOK/m.

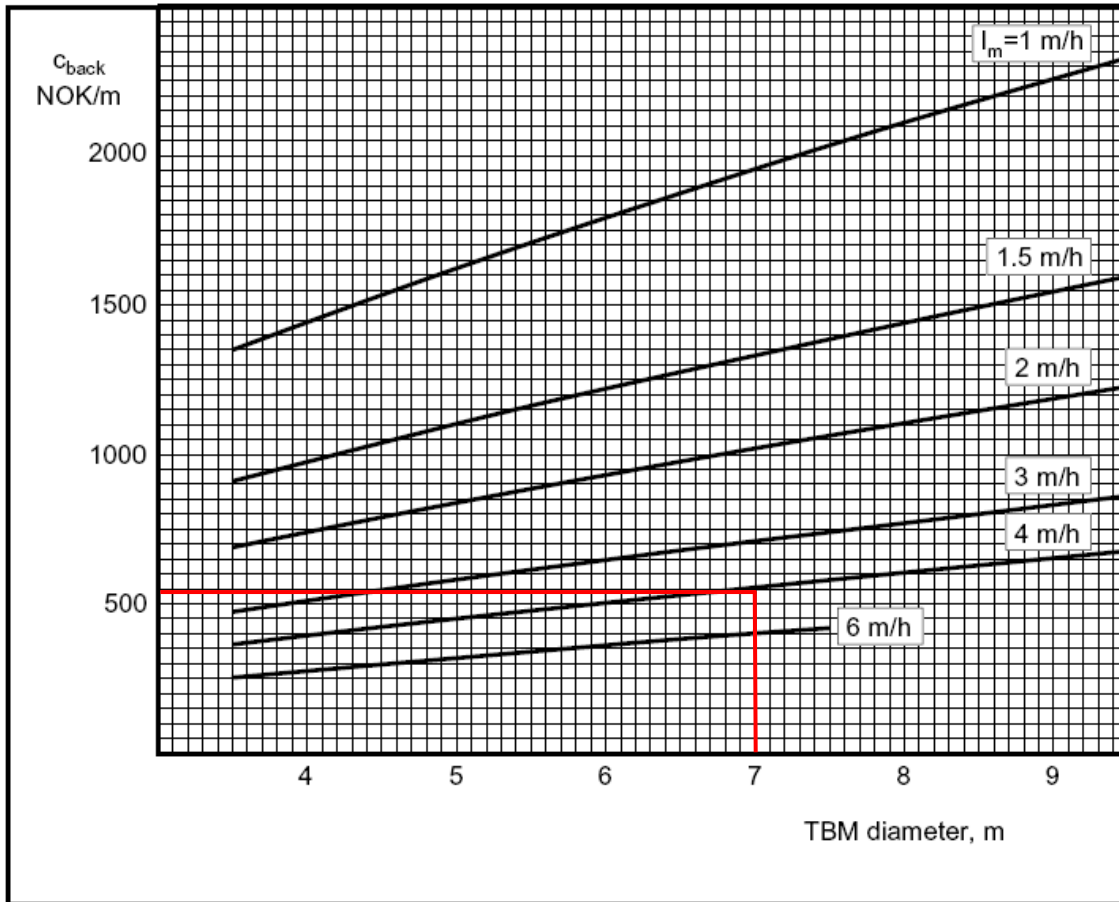


Figura 60: Custo do equipamento de backup em função do diâmetro e da taxa de penetração (Bruland, 2000).

Para o diâmetro e taxa de penetração supracitada, tem-se um custo para o equipamento de backup c_{back} de 510 NOK/m.

Dessa forma, tem-se um custo total da tuneladora (C_{tbm}) de, aproximadamente, 15.900.000 NOK, e do equipamento de backup (C_{bak}) foi de 3.030.000 NOK.

5.4.3. Cortadores

O custo dos cortadores inclui os discos de corte, rolamentos e outras peças de corte. A curva abaixo mostra os custos básicos dos cortadores c_{0b} em função da vida útil dos discos de corte e do diâmetro dos mesmos.

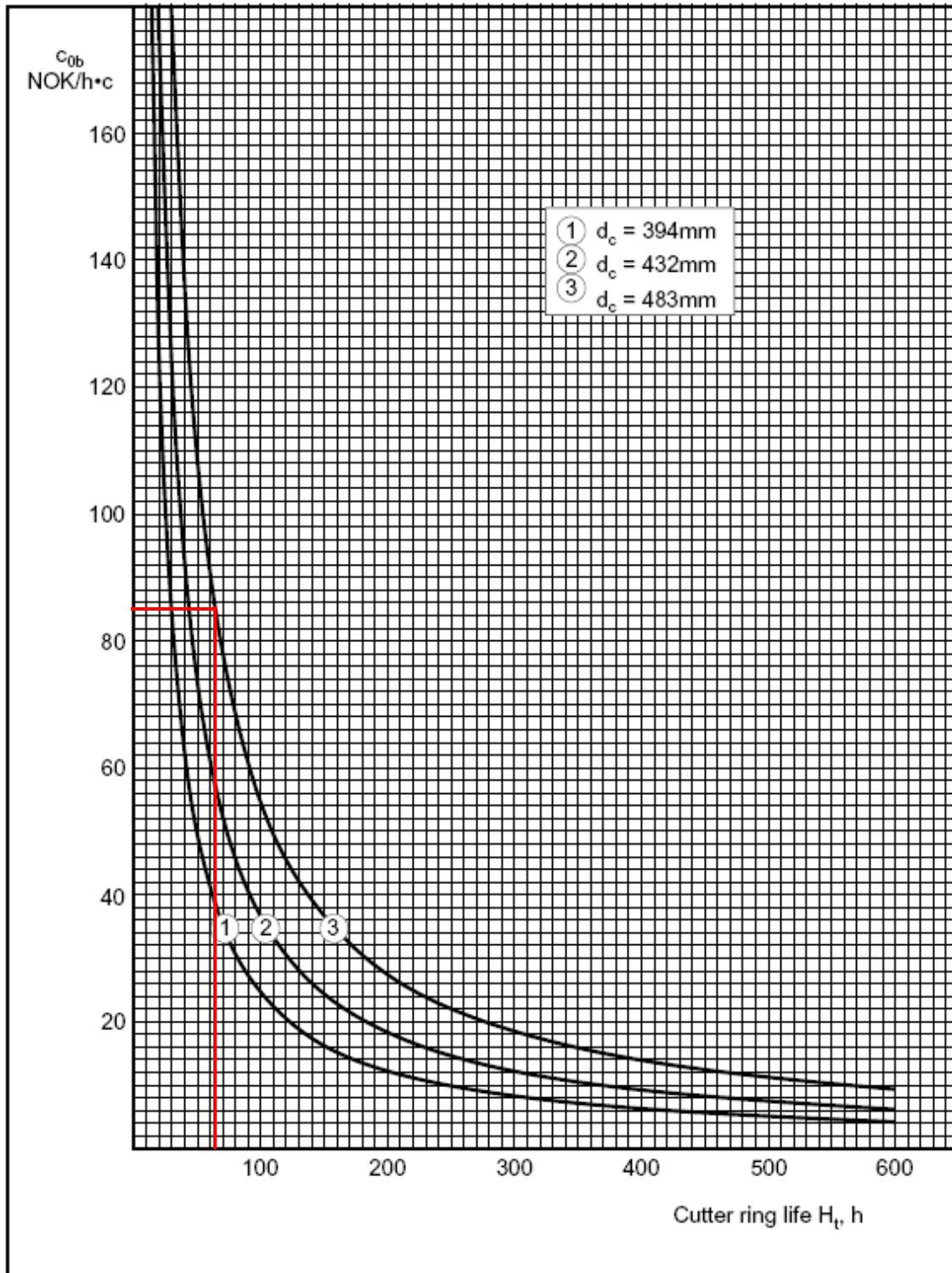


Figura 61: Custo dos cortadores em função do diâmetro e vida útil dos discos. (Bruland, 2000).

O custo dos cortadores (C_{0b}), com base na vida útil média de 65,78 horas foi de 85 NOK/h.c..

Os custos médios dos cortadores são calculados pela equação:

$$C_b = C_{0b} \times \frac{N_{tbm}}{I_m} \quad (5.23)$$

O custo médio dos cortadores por metro de escavação (c_b) calculado foi de 960,69 NOK/m.

Dessa forma, o custo total dos cortadores (C_b), para o comprimento da escavação foi de NOK 5.764.127,76.

5.4.4. Transporte de Detritos e Outros Custos

Esta etapa estima os custos dos serviços de suporte à escavação que acontecem atrás da face de corte, incluindo o transporte de detritos, ventilação, instalações elétricas e suprimento hídrico.

Na escavação analisada, o transporte de detritos foi realizado por meio de trilhos, seguindo a curva de cálculo para os parâmetros de correção para o comprimento (k_{lbs}) do túnel, a taxa de penetração líquida (k_{ibs}) e o custo segundo o diâmetro da TBM (c_{obs}).

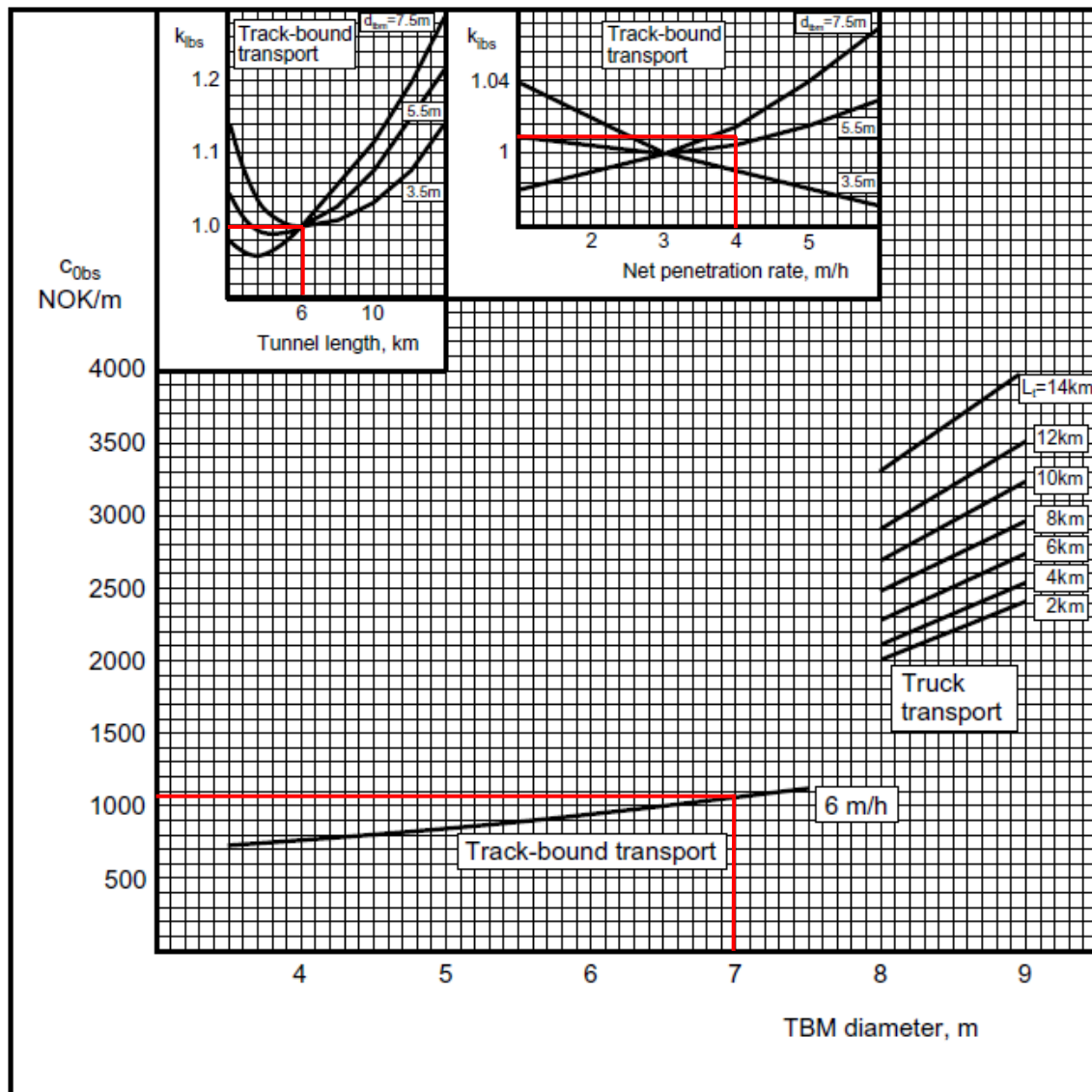


Figura 62: Custos de transporte por meio de trilhos (Bruland, 2000).

O valor de correção para o comprimento (k_{lbs}) foi de 1.

O valor de correção para a taxa de penetração líquida (k_{ibs}) 1,01.

Custo de transporte para o diâmetro da TBM (c_{obs}) 1080 NOK/m.

Com isso, o custo corrigido pode ser encontrado por:

$$c_{bs} = c_{obs} \times k_{lbs} \times k_{ibs} \quad (5.24)$$

Assim, o custo para transporte de detritos e atividades mencionadas (c_{bs}) foi de 1090,8 NOK/m.

Esse valor por metro resulta num valor total (C_{bs}) de 6.544.800,00 NOK.

5.4.5. Custos de Mão-de-Obra

Os custos de mão de obra são oriundos dos serviços relacionados à escavação do túnel, na zona de entrada e nos equipamentos e atividades suporte, sendo estimados em 225 NOK / h + 50% de encargos sociais para o trabalho dentro do túnel e 160 NOK / h + 50% de encargos sociais para o trabalho fora do túnel.

Estima-se uma quantidade de pessoal padrão para cada área de atividade. Na TBM, 3 pessoas (Operador, mecânico e eletricitista), no transporte de detritos pelo sistema de trilhos, de 1 a 3 pessoas (operadores do sistema de transporte), na zona de entrada de 2 a 3 pessoas (oficina mecânica e de corte, trabalhadores externos), na área de equipamento, uma pessoa (depósito e suprimentos).

Os custos de mão de obra são encontrados pelas curvas da Figura 63 em função da taxa de penetração líquida, comprimento do túnel e vida útil dos discos de corte.

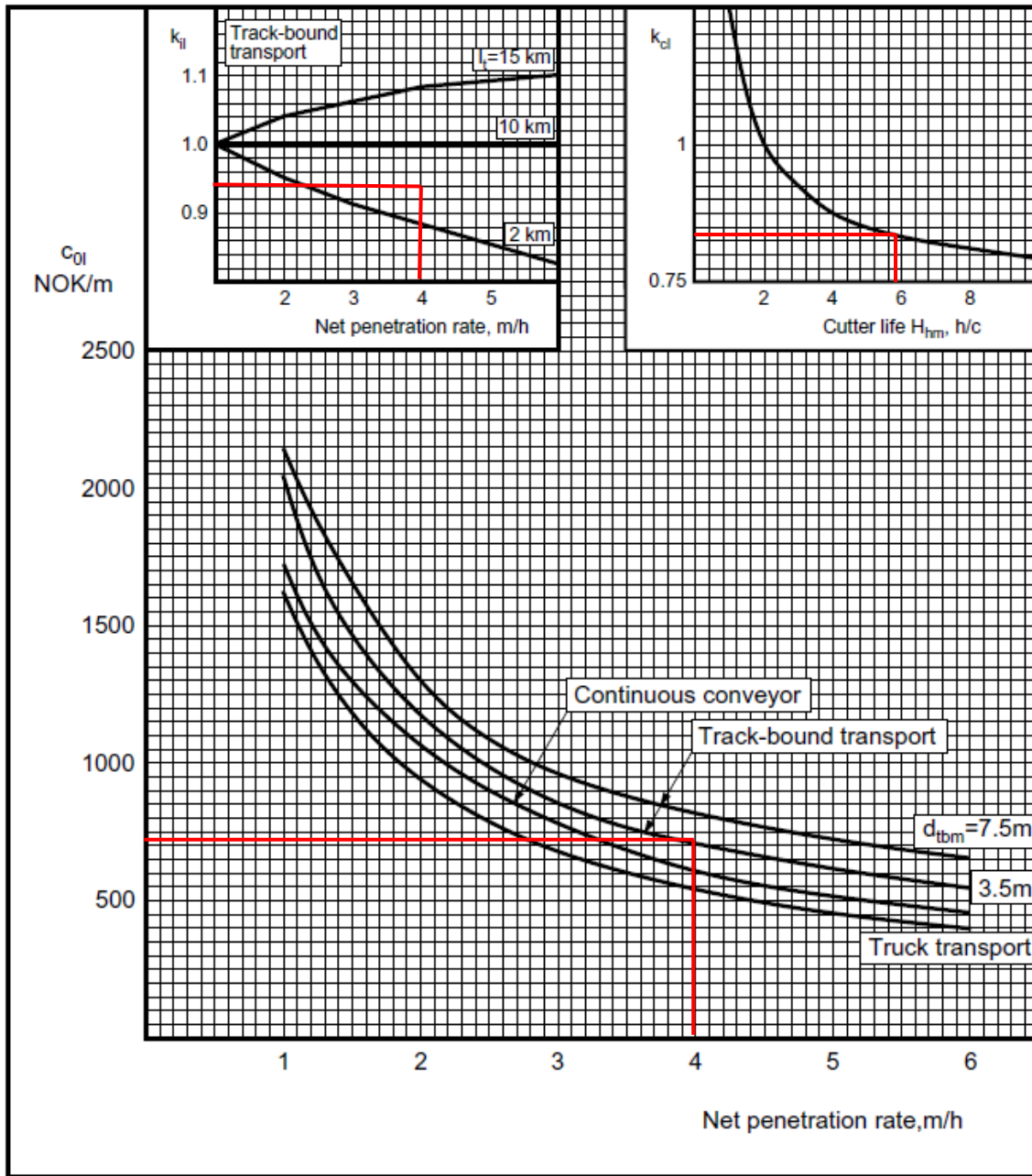


Figura 63: Custos básicos de mão de obra (Bruland, 2000).

Tem-se k_{ii} : 0,94 (correção pela taxa de penetração líquida); k_{cl} :0,84 (correção para a vida útil dos discos) e c_{01} (custos básicos de mão de obra): 720 NOK/m

Pela equação abaixo se pode encontrar os custos de mão de obra por metro escavado.

$$c_1 = c_{01} \times k_{ii} \times k_{cl} \quad (5.25)$$

O valor de c_1 foi de 568,5 NOK/m.

Como resultado, o valor total de mão de obra (C_1) gasto no túnel estudado foi de 3.411.072,00 NOK.

O serviço de suporte da rocha não está incluído no método caso seja do tipo que tenha que interromper a perfuração (concreto projetado, rejuntamento, montagem de segmentos). No entanto, o trabalho de suporte de rocha realizado ao mesmo tempo da perfuração (arcos de sustentação) e sem aumentar a equipe de trabalho, está incluído no método.

5.4.6. Entradas adicionais declinadas

Entradas adicionais declinadas (Declined Adits) são úteis ao longo da perfuração do túnel, pois demandam menos energia e esforços para transportar trabalhadores e peças para dentro e para fora da perfuração. Normalmente escavadas nos lados da perfuração principal. A curva da Figura 64 mostra o acréscimo nos custos da obra oriundos da construção de entradas inclinadas de comprimento de 300m, em função da taxa líquida de penetração e do comprimento total do túnel. Esses custos já incluem bombeamento de água, ventilação extra e outros custos que aumentam com as entradas declinadas.

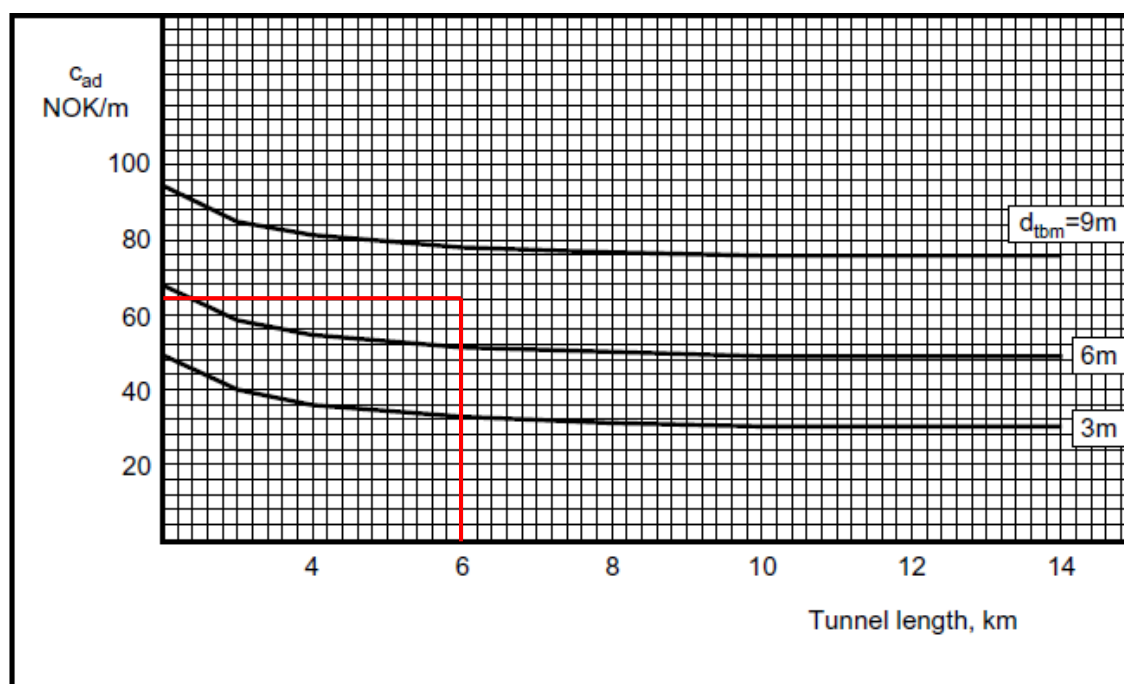


Figura 64: Custo de entradas adicionais ao túnel (Bruland, 2000).

O custo adicional pelas entradas declinadas (c_{ad}) foi de 64,00 NOK/m.

Dessa forma, o custo total das entradas declinadas para todo o comprimento de escavação (C_{ad}) foi de 384.000,00 NOK. O resumo dos parâmetros desta etapa é mostrado na tabela 10.

Tabela 10: Parâmetros de Custos (Autor).

Parâmetros de Custos	Índice	Valor	Unidade
Custo total de Montagem e desmontagem	C_{rig}	7.400.000,00	NOK
Custo de Montagem e desmontagem por metro	c_{rig}	1.233,33	NOK/m
Custo da TBM por metro	c_{tbm}	2.650,00	NOK/m
Custo do Equipamento de backup por metro	c_{back}	510,00	NOK/m
Custo total da TBM	C_{tbm}	15.900.000,00	NOK
Custo total do equipamento de backup	C_{back}	3.060.000,00	NOK
Custo dos Cortadores	c_{ob}	85,00	NOK/h.c.
Custo médio dos cortadores por metro	c_b	960,69	NOK/m
Custo médio total dos cortadores	C_b	5.764.127,76	NOK
Correção custo de transporte pelo comprimento	k_{lbs}	1	-
Correção custo de transporte para penetração	k_{ibs}	1,01	-
Custo de transporte em Função do diâmetro	c_{obs}	1.080,00	NOK/m
Custo do transporte e atividades de suporte por metro	c_{bs}	1.090,80	NOK/m
Custo total do transporte e atividades de suporte	C_{bs}	6.544.800,00	NOK
Correção custo de mão de obra pela taxa de penetração líquida	k_{il}	0,94	-
Correção custo de mão de obra pela vida útil	k_{cl}	0,84	-
Custos básicos de mão de obra	c_{ol}	720,00	NOK/m
Custos de mão de obra por metro escavado	c_1	568,50	NOK/m
Custos totais de mão de obra	C_1	3.411.072,00	NOK
Custos por entradas declinadas por metro	c_{ad}	64,00	NOK/m
Custos totais de entradas declinadas	C_{ad}	384.000,00	NOK

Pela figura 65, que foi baseada na Tabela 11, observa-se os custos dispostos em porcentagem, de forma a representar seus pesos em relação ao custo total.

Tabela 11: Tabela de custos totais (Autor).

Atividade	Custo	Porcentagem
Montagem e desmontagem	NOK 7.400.000,00	17,43%
Custo da TBM	NOK 15.900.000,00	37,44%
Equipamentos de Backup	NOK 3.060.000,00	7,21%
Cortadores	NOK 5.764.127,00	13,57%
Transporte e atividades	NOK 6.544.800,00	15,41%
Mão de Obra	NOK 3.411.072,00	8,03%
Entradas adicionais	NOK 384.000,00	0,90%
TOTAL	NOK 42.463.999,00	100,00%

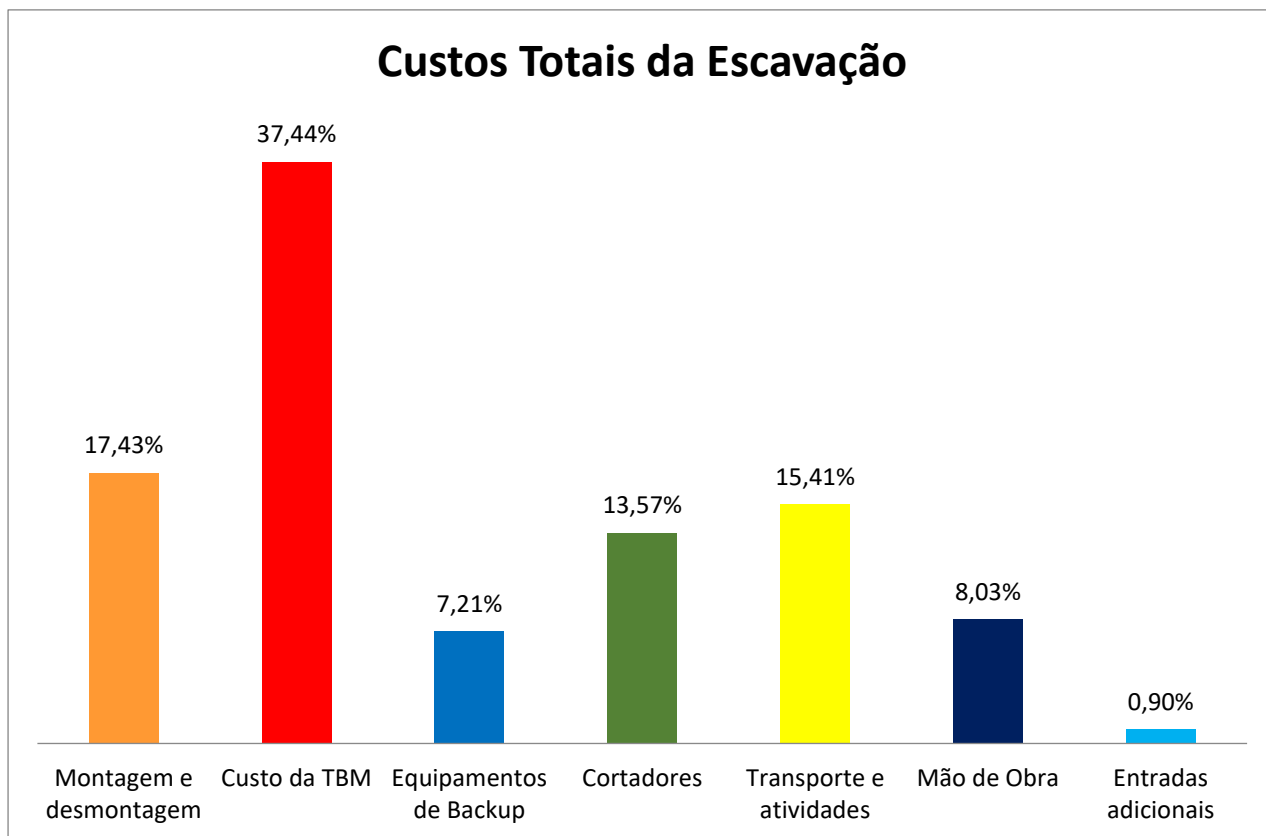


Figura 65: Gráfico de custos totais da escavação (Autor).

Analisando os dados de custos gerados, e por meio do gráfico mostrado na Figura 65, percebe-se que o maior investimento é feito na tuneladora (37,44%), seguido pelos custos de instrumentação, preparação e montagem da máquina (17,43%). São seguidos pelos gastos com transporte de detritos e atividades de suporte (15,41%), custos com a troca e manutenção dos cortadores (13,57%), custo com a mão de obra (8,03%), equipamentos de backup (7,21%) e, finalmente, pelos custos com as entradas adicionais a serem escavadas nas laterais do túnel (0,90%) como vistos na tabela 11.

6. CONCLUSÃO

Atualmente, existe uma demanda crescente pela construção de túneis em todo o mundo, o que irá gerar a necessidade de um grande número de obras para o futuro. Isso requer um processo de melhora constante em todos os processos de uma escavação, fazendo com que melhores resultados sejam obtidos. A partir da complexidade das análises em um maciço rochoso, percebe-se que não existe uma solução unificada e um critério universal e aplicável, de forma segura e adequada, a todos os tipos de maciços, sendo necessária uma análise com multicritérios, como apresentada na presente monografia. Observa-se que a velocidade de rotação da cabeça de corte é elemento crucial na eficiência da tuneladora, sendo sua correta escolha um fator importante. A força de impulso gerada também terá papel fundamental na penetração da máquina, o que está intimamente ligado à correta escolha do tipo de TBM (Gripper, Shield, EPB, etc.). A vida útil dos sistemas de corte será resultado dessas escolhas, pois, para pequenos valores insuficientes de toque aplicados, o desgaste dos mesmos será alto e o processo de perfuração da rocha será deficiente. O avanço real da escavação levou em consideração condições importantes e muitas vezes negligenciadas no planejamento, como a utilização da máquina e as horas efetivamente trabalhadas pela equipe. Essa consideração possibilita um planejamento mais acurado e preciso. Pode-se perceber que o custo da TBM foi o maior em relação a todos os outros. Isso se deve ao fato do comprimento da escavação. Quanto maior a extensão escavada com uma tuneladora, maiores serão os demais gastos em relação ao custo da máquina, o que corrobora a ideia de que a utilização de TBMs será mais eficiente para maiores extensões de escavação. O método NTNU se mostrou eficiente e bastante completo na análise de desempenho da TBM, com resultados bem embasados por uma grande quantidade de observações e grande confiabilidade. Entretanto, numa análise ainda mais completa de uma escavação, recomenda-se o uso conjunto dos outros métodos citados nessa monografia, como o CSM e o QTBM. Esta monografia abordou os tipos de tuneladoras e os parâmetros relevantes que devem ser considerados de acordo com o tipo de maciço rochoso a ser escavado, a fim de que seja feita a escolha mais adequada. Analisou-se, também, o desempenho e desenvolvimento prático da TBM escolhida, com um panorama de resultados de penetração, vida útil, avanço e custos, atingindo, assim, os objetivos propostos. A partir dos resultados, é possível analisar a adequação das escolhas feitas, avaliando o que poderia ser otimizado em futuras escavações. Além disso, o presente trabalho pode servir de guia para futuras escolhas e decisões operacionais no planejamento prático de uma nova escavação em rocha.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALBER, M. (1996). Classifying TBM contracts. *Tunneling & Tunneling Int.* Vol. Dec., pp. 41-43.

ASSIS, A. P. (2003). Caracterização quantitativa de descontinuidades. *Mecânica e engenharia de rochas*. Apostila G.AP-AA001/03. Universidade de Brasília. Brasília. 17p.

ASSIS, A. P. (2010). Obras subterrâneas: princípios modernos de túneis. Notas de aula. Universidade de Brasília. Brasília.

ASSIS, A.P. (2017), Notas de aula..

BARBOSA, P. F. M. (2008). Avaliação do risco em túneis rodoviários extensos em maciços rochosos. Dissertação de Mestrado. Universidade do Porto. Cidade do Porto. 97p.

BARTON, N; LIEN, R; LUNDE, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. 45p.

BARTON, N. (1999) TBM Tunnelling in Jointed and Faulted Rock..

BARTON, N; CHOUBEY, V. (1978). The shear strength of rock joints in theory and practice. *Rock mechanics*. 54p.

BIENIAWSKI, Z. T. (1973). Engineering classification of jointed rock masses. *The civil engineer in South Africa*, pp. 335-343.

BIENIAWSKI, Z. T. (1989) *Engineering Rock Mass Classifications*..

BIENIAWSKI, Z. T; CELADA, B; GALERA, J. M; TARDÁGUILA, I. (2008). New applications of the excavability index for selection of TBM types and predicting their performance. Madrid. 10p.

BRULAND, A. (2000). Hard rock tunnel boring. Background and discussion. Volume 1. Norwegian University of Science and Technology, Trondheim. 49p.

- BRULAND, A. (2000). Hard rock tunnel boring .Advance Rate and Cutter Wear. Volume 3. Norwegian University of Science and Technology, Trondheim. 54p.
- BRULAND, A. (2000). Hard rock tunnel boring. Costs. Volume 1. Norwegian University of Science and Technology, Trondheim. 53p.
- BRULAND, A. (2000). Hard rock tunnel boring. The boring process. Volume 7. Norwegian University of Science and Technology, Trondheim. 86p.
- CASTRO, A. O. (2013). Métodos para Seleção de Tuneladoras e Análise Numérica de Diferentes Alinhamentos de Túneis Sujeitos a Altas Pressões Hidráulicas. Dissertação de Mestrado, Publicação G.DM-224/2013, Departamento de Engenharia CIVIL E AMBIENTAL, Universidade de Brasília, Brasília, DF, 363p.
- DEER et al., . Deer W.A., Howie R.A., Zussman J (1967). An Introduction to the Rock-Forming Minerals.
- Elastoplastic Concrete, www.elastoplastic.com, acessado em 20/11/2017.
- HERRENKCECHT, <https://www.herrenknecht.com>, acessado em 25/11/2017.
- HOEK, E; TORRES, C. C; CORKUM, B. (2002). Hoek-Brown criterion – 2002 edition. Proc. NARMS-TAC Conference. Toronto, pp. 267-273.
- HUDSON, J. A; HARRISON, J. P. (1997). Engineering Rock Mechanics. An Introduction and Principles. Imperial College of Science. University of London. UK. 444p.
- MAIA, P.A.S. (2011), Sobre o uso do gsi na avaliação do efeito da variabilidade do maciço no dimensionamento de túneis.. Faculdade de engenharia, Universidade do Porto 119p.
- MAIDL, B. ; HERRENKCECHT, M. ; MAIDL, U. ; WEHRMEYER, G. (2012) Mechanised Shield Tunnelling..
- MAIDL, B. ; HERRENKCECHT, M. ; SCHMID, L. ; RITZ, W. (2011) Hardrock Tunnel Boring Machines.

- MARINOS, V; MARINOS, P; HOEK, E. (2005). The geological strength index: applications and limitations. Bull. Eng. Geol. Environ, pp. 55-65.
- NILSEN, B; OZDEMIR, L. (1993). Hard rock tunnel boring prediction and field performance. Proceedings of the rapid excavation and tunneling conference. Boston, pp. 833-852.
- ROSTAMI, J; OZDEMIR, L. (1993). A new model for performance prediction of hard rock TBMs. Proceedings of the rapid excavation and tunneling conference. Boston, pp. 793-809.
- ROSTAMI, J; OZDEMIR, L; NILSEN, B. (1996). Comparison between CSM and NTH hard rock TBM performance prediction models. Proceedings of annual technical meeting of the institute of shaft drilling technology. Las Vegas. 11p.
- SANTOS, T.B. (2015) Aplicabilidade das classificações geomecânicas e retroanálises para estimação de propriedades dos maciços rochosos. 149p.
- SAPIGNI, M; BERTI, M; BETHAZ, E; BUSILLO, A; CARDONE, G. (2002). TBM performance estimation using rock mass classifications. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, pp. 771-788.
- Terzaghi, K. (1946) Rock Defects and Loads on Tunnel Supports.
- The Robbins Company, <http://www.therobbinscompany.com/>, acessado em 23/11/2017.