

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

**MÉTODO DE ESCOLHA, DIMENSIONAMENTO E AVALIAÇÃO DO
DESEMPENHO DE TUNELADORAS**

MATHEUS SILVA DE OLIVEIRA

ORIENTADOR: ANDRÉ PACHECO DE ASSIS, PhD

**DISSERTAÇÃO DE MESTRADO EM GEOTECNIA
PUBLICAÇÃO: N°353/2021**

BRASÍLIA/DF: MAIO / 2021

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

**MÉTODO DE ESCOLHA, DIMENSIONAMENTO E AVALIAÇÃO DO
DESEMPENHO DE TUNELADORAS**

MATHEUS SILVA DE OLIVEIRA

DISSERTAÇÃO DE MESTRADO SUBMETIDA AO DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA CIVIL E AMBIENTAL DA UNIVERSIDADE DE BRASÍLIA COMO PARTE DOS REQUISITOS NECESSÁRIOS PARA A OBTENÇÃO DO GRAU DE MESTRE.

APROVADA POR:

**ANDRÉ PACHECO DE ASSIS, PhD (UnB)
(ORIENTADOR)**

**JUAN FELIX REBOLEDO, PhD (UnB)
(EXAMINADOR INTERNO)**

**VICTOR HUGO FRANCO RATTIA, Dr
(EXAMINADOR EXTERNO)**

BRASÍLIA/DF, 13 DE MAIO DE 2021

FICHA CATALOGRÁFICA

OLIVEIRA, MATHEUS SILVA

Método de escolha, dimensionamento e avaliação do desempenho de tuneladoras. [Distrito Federal] 2021.

xv, 128 p., 210x297 mm (ENC/FT/UnB, Mestre, Geotecnia, 2020)

Dissertação de Mestrado – Universidade de Brasília, Faculdade de Tecnologia

Departamento de Engenharia Civil e Ambiental

Palavras chaves:

1. Tuneladoras

2. Métodos de Desempenho

3. Túneis

I. ENC/FT/UnB

II. Mestre

REFERÊNCIA BIBLIOGRÁFICA

OLIVEIRA, M. S. (2021). Método de Escolha, Dimensionamento e Avaliação do Desempenho de Tuneladoras. Dissertação de Mestrado, Publicação G.DM-353/2021, Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, Universidade de Brasília, Brasília, DF, 143 p.

CESSÃO DE DIREITOS

NOME DO AUTOR: Matheus Silva de Oliveira

TÍTULO DA DISSERTAÇÃO DE MESTRADO: Método de Escolha, Dimensionamento e Avaliação de Desempenho de Tuneladora.

GRAU / ANO: Mestre / 2021

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

Matheus Silva de Oliveira

Universidade de Brasília, Secretaria da Coordenação de Pós-Graduação em Geotecnia
Campus Darcy Ribeiro, Departamento de Engenharia Civil e Ambiental. Prédio SG-12,
Universidade de Brasília. CEP 70910-900 – Brasília, DF – Brasil
E-mail: matheus.s.o15@gmail.com

AGRADECIMENTOS

Primeiramente agradecer a Deus, por essa oportunidade...

A minha mãe, Denise Almeida da Silva de Oliveira, que com carinho e simplicidade me ajudou na formação do homem que sou e sem ela não teria chegado até onde cheguei.

Ao meu pai, Carlos Alberto pelo apoio a me dedicar.

Aos meus irmãos, Yago e Gabriel, por todo apoio e confiança.

Aos meus avós, tios, tias, primos e primas, em especial Zilmar, José e Denilson, que estiveram sempre muito presentes em todos os momentos de lutas e glórias.

A minha namorada, Letícia, por entender as ausências e amparo nas horas ruins.

Ao meu orientador, o Prof. André Pacheco de Assis, pelo qual tenho imenso respeito e admiração, um grande nome para a Engenharia Geotécnica no Brasil, um nome que tenho grande orgulho de carregar nesta dissertação, sendo para mim um grande professor e uma pessoa incrível.

Aos meus amigos e colegas da UnB, principalmente aqueles que dividiram momentos tão especiais e também difíceis desses dois anos, Danielli, Leilanny, Moisés, Márcio, Nathalia, Joaquim, Thiago, Charles, Iago, Igor, Melchior e Arthur.

À CNPQ, pelo apoio financeiro que facilitou no desenvolvimento da pesquisa.

RESUMO

MÉTODO DE ESCOLHA, DIMENSIONAMENTO E AVALIAÇÃO DO DESEMPENHO DE TUNELADORAS

O crescente aumento no transporte de insumos pelo globo gera um constante aumento na demanda por estradas e rodovias, as quais, normalmente, demandam túneis. A partir disso, foi necessária a criação de mecanismos para diminuir recalques superficiais, cumprimento de prazos e custos para escavação, com isso veio o advento das tuneladoras, a qual exerce esse papel de maneira única. A criação das tuneladoras, por sua vez, ocasionou outros problemas como, por exemplo, o alto custo inicial para sua implementação assim como a elaboração de métodos para prever o desempenho desses equipamentos antes mesmo de irem a campo. Essas metodologias conseguem ser bem implementadas e estabelecidas em seus países de origem, necessitando o estudo e aprimoramento em demais localidades. Esse trabalho consiste na aplicação dos métodos de desempenho á túneis hipotéticos e a um caso estudo. Valeu-se das seguintes metodologias: NTNU, RME, Q_{tbm} e CSM. Diante das várias respostas dos métodos utilizou-se a taxa de avanço para efetuar a comparação entre eles, o que é comum para todos. Os túneis hipotéticos foram gerados a partir de geologias conhecidas, com valores básicos estimados a partir de resultados médios encontrados na literatura. Já o caso estudo foram valores obtidos de uma obra que já foi executada. Outro ponto importante para esses equipamentos são mecanismos como torque na cabeça de corte, discos de corte e ainda o mecanismo de reação e avanço. Esse ponto é delicado por se tratar de segredo de fabricante, encontrando apenas recomendações de órgãos de alguns países, entre eles o Grupo de Trabalho 14 (WG-14), onde listam recomendações para tal. Os métodos foram bem empregados e admitem uma adaptabilidade e empregabilidade desde que se tenha estudos detalhados da região a ser escavado o túnel e o equipamento que irá realizar a obra. Por se tratar de uma experimentação hipotética pode-se dizer que os resultados foram satisfatórios para um melhor entendimento das metodologias e seus procedimentos.

ABSTRACT

TUNNELING BORING MACHINES CHOOSING, SIZING AND PERFORMANCE EVALUATING METHOD

The increasing increase in the transport of inputs across the globe generates a constant growth of roads and highways, which normally require tunnels. From there, it was necessary to create mechanisms to reduce surface settlements, compliance with deadlines and costs for excavation, with the advent of tunneling machines, which play this role in a unique way. The creation of tunneling machines in turn caused other problems, such as the high initial cost for their implementation, as well as the elaboration of methods to predict the performance of this equipment even before going to the field. These methodologies can be well implemented and established in their countries of origin, requiring study and improvement in other locations. This work consists in the application of different performance methods on hypothetical tunnels and a case study. It used the following methodologies: NTNU, RME, Qtbm and CSM. In view of the various responses of the methods, the rate of advance was used to make the comparison between them, which is common for all. From know geologies, with basic values estimated from average results found in the literature, hypothetical tunnels were generated. Values obtained from an already executed tunneling work were used to the case study. Another important point for these equipments are mechanisms such as torque in the cutting head, cutting discs and also the reaction and advance mechanism. This point is delicate because it is a manufacturer's secret, finding only recommendations from agencies in some countries, among them the Working Group 14 (WG-14), where they list recommendations for this. The methods were well used and admit adaptability and employability as long as there are detailed studies of the region to be excavated, the tunnel and the equipment that will carry out the work. As it is a hypothetical experimentation, it can be said that the results were satisfactory for a better understanding of the methodologies and their procedures.

SUMÁRIO

1 - INTRODUÇÃO.....	1
1.1 - JUSTIFICATIVA	3
1.2 - OBJETIVOS	3
1.3 - Estrutura da Dissertação	4
2 - REFERENCIAL TEÓRICO.....	5
2.1 - TUNELADORAS.....	5
2.1.1 - Tuneladora Aberta (<i>Gripper TBM</i>)	6
2.1.2 - Escudo Duplo ou Duplo <i>Shield</i>	8
2.1.3 - Tuneladora EPB.....	9
2.1.4 - Tuneladora SPB	11
2.2 - Dimensionamento de tuneladora	15
2.2.1 - Dimensionamento da Cabeça de Corte.....	15
2.2.2 - Discos de corte	18
2.2.3 - Mecanismos de reação e avanço.....	20
2.3 - MÉTODOS DE DESEMPENHO.....	24
2.3.1 - Método NTNU.....	24
2.3.2 - Método RME	42
2.3.3 - Método Qtbm.....	51
2.3.4 - Método CSM	56
3 - METODOLOGIA.....	65
4 - RESULTADOS E DISCUSSÃO.....	69
4.1 - Túnel 1.....	69
4.1.1 - NTNU	70
Como a porosidade do maciço é de 2%, não há necessidade de correção.	76
4.1.2 - Método RME	78
4.1.3 - Método Qtbm.....	79

4.1.4 - CSM.....	81
4.2 - Túnel 2.....	82
4.2.1 - NTNU.....	83
4.2.2 - Método RME.....	90
4.2.3 - Método Qtbm.....	91
4.2.4 - CSM.....	92
4.3 - Túnel 3.....	94
4.3.1 - NTNU.....	95
4.3.2 - Método RME.....	98
4.3.3 - Método Qtbm.....	100
4.3.4 - CSM.....	101
4.4 - Túnel 4.....	102
4.4.1 - NTNU.....	103
4.4.2 - Método RME.....	107
4.4.3 - Método Qtbm.....	108
4.4.4 - CSM.....	110
4.5 - Túnel 5.....	111
4.5.1 - NTNU.....	112
4.5.2 - Método RME.....	116
4.5.3 - Método Qtbm.....	117
4.5.4 - CSM.....	118
4.6 - Comparativo dos Túneis.....	120
5 - CONSIDERAÇÕES FINAIS.....	123
5.1 - CONCLUSÕES.....	123
5.2 - SUGESTÕES PARA PESQUISAS FUTURAS.....	124
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	125

LISTA DE TABELAS

Tabela 2.1 – Classe de fraturamento (Bruland, 2000).....	34
Tabela 2.2 – Recomendação do uso de TBM.....	45
Tabela 2.3 – Coeficiente de F_{E1} (Modificado - Bieniawski et al 2008).	46
Tabela 2.4 – Coeficiente de F_{E2} (Modificado - Bieniawski et al 2008).	46
Tabela 2.5 – Coeficiente de F_{E3} (Modificado - Bieniawski et al 2008).....	46
Tabela 3.1 – Comparação entre os métodos de desempenho	66
Tabela 4.1 – Características do Túnel 1.	69
Tabela 4.2 – Obtenção do valor de RME.	78
Tabela 4.3 – Características do Túnel 2.	82
Tabela 4.4 – Ângulos de fraturamento	84
Tabela 4.5 – Ângulos equivalentes de cada família.	85
Tabela 4.6 - Fator de fraturamento equivalente.....	86
Tabela 4.7 – Obtenção do valor de RME.	90
Tabela 4.8 – Características do Túnel 3.	94
Tabela 4.9 – Ângulos de fraturamento	96
Tabela 4.10 – Ângulos equivalentes de cada família.	97
Tabela 4.11 – Fator de fraturamento equivalente.....	97
Tabela 4.12 – Obtenção do valor de RME.	98
Tabela 4.13 – Características do Túnel 4.	102
Tabela 4.14 – Ângulos de fraturamento	104
Tabela 4.15 – Ângulos equivalentes de cada família.	105
Tabela 4.16 – Fator de fraturamento equivalente.....	106
Tabela 4.17 – Obtenção do valor de RME.	107
Tabela 4.18 – Características do Túnel 5.	111
Tabela 4.19 – Ângulos de fraturamento	113
Tabela 4.20 – Ângulos equivalentes de cada família.	114
Tabela 4.21 – Fator de fraturamento equivalente.....	114
Tabela 4.22 – Obtenção do valor de RME.	116

LISTA DE FIGURAS

Figura 1.1 – Antes X Depois da Artéria Central de Boston, I – 93 (Shawn Adderly, 2016).	2
Figura 2.1 – Uma das maiores tuneladoras já feita (Prandi, 2013).	5
Figura 2.2 – Tueladora Gripper (Herrenknecht, 2020a).	7
Figura 2.3 – Tuneladora de escudo telescópico (Herrenknecht, 2020b).	8
Figura 2.4 – Tuneladora EPB (Herrenknecht, 2020c).	9
Figura 2.5 – Como é feito o controle de pressão de uma EPB (Herrenknecht, 2020c).	11
Figura 2.6 – Representação de uma SPB (Herrenknecht, 2020d).	12
Figura 2.7 – Estação de tratamento utilizada na escavação do Túnel <i>Water Lee</i> (MS SA, 2014).	13
Figura 2.8 – Bentonita Sódica por Bruno (2020).	14
Figura 2.9 – Parâmetros individuais.	24
Figura 2.10 – Obtenção da taxa de penetração final.	25
Figura 2.11 – Rotação da cabeça de corte pelo diâmetro Bruland (Modificado - 2000).	27
Figura 2.12 – Número de disco de corte x diâmetro (Modificado - Bruland, 2000).	28
Figura 2.13 – Potência instalada na cabeça de corte (Modificado - Bruland, 2000).	29
Figura 2.14 – Empuxo máximo por disco x diâmetro da TMB (Modificado - Bruland, 2000).	30
Figura 2.15 – Correlação dos discos de corte (Bruland, 2000).	30
Figura 2.16 – Correlação para o espaçamento (Bruland, 2000).	31
Figura 2.17 – Teste de Fragilidade (Modificado - Bruland 1998).	32
Figura 2.18 – Ensaio Sievers' Miniature Drill Test (Modificado - Bruland 1998).	33
Figura 2.19 – Classe de fraturamento segundo o tipo de rocha (Modificado - Bruland, 2000).	35
Figura 2.20 – Ábaco de obtenção do DRI (Modificado - Bruland, 1998).	36
Figura 2.21 – DRI de acordo com cada rocha (Modificado - Bruland, 1998).	37
Figura 2.22 – Fator de fraturamento equivalente (Modificado - Bruland, 2000).	38
Figura 2.23 – Fator de DRI (Bruland, 2000).	39
Figura 2.24 – Fator de porosidade (Modificado - Bruland, 2000).	40
Figura 2.25 – Penetração básica (Modificado - Bruland, 2000).	41

Figura 2.26 – Parâmetros de Bieniawski para a obtenção do valor de RME (Bieniawski <i>et al.</i> 2006a).	43
Figura 2.27 – Tempo de sustentação x vão sem suporte. (Modificado - Bieniawski <i>et al.</i> , 2006b).	44
Figura 2.28 – Coeficiente F_A em função do comprimento escavado (Bieniawski <i>et al.</i> 2008).	47
Figura 2.29 – Coeficiente F_D em relação ao diâmetro do túnel (Bieniawski <i>et al.</i> , 2008).	47
Figura 2.30 – Correlação RME X ARA com $\sigma_{ci} > 45$ Mpa (Modificado - Bieniawski <i>et al.</i> , 2008).	49
Figura 2.31 – Correlação RME X ARA com $\sigma_{ci} < 45$ MPa (Modificado - Bieniawski <i>et al.</i> , 2008).	50
Figura 2.32 – Estimativa de CLI por tipo de rocha (Miranda <i>et al.</i> , 2010).	53
Figura 2.33 – Coeficiente de domínio m em relação a Q (Modificado - Barton, 2009).	54
Figura 2.34 – Valor de PR e AR a partir do Q_{tbn} (Miranda <i>et al.</i> , 2010)	55
Figura 2.35 – Zona de compressão do disco de corte (Modificado - Rostami & Ozdemir, 1993).	57
Figura 2.36 – Distribuição linear (Modificado - Rostami & Ozdemir, 1993).	59
Figura 2.37 – Distribuição uniforme (Modificado - Rostami e Ozdemir, 1993).	60
Figura 3.1 – Metodologia da Dissertação.	68
Figura 4.1 – Aferição do RPM (Modificado - Bruland 2000).	70
Figura 4.2 – Número de disco de corte encontrado (Modificado - Bruland 2000).	71
Figura 4.3 – Potência necessária da cabeça de corte (Modificado - Bruland 2000).	72
Figura 4.4 – Empuxo máximo por disco de corte (Modificado - Bruland, 2000).	73
Figura 4.5 – Obtenção do DRI (Modificado - Bruland, 1998).	75
Figura 4.6 – Fator de DRI (Modificado - Bruland, 2000).	76
Figura 4.7 – Penetração básica (Modificado - Bruland, 2000).	77
Figura 4.8 – Fator de fraturamento equivalente (Modificado - Bruland, 2000).	86
Figura 4.9 – Fator de DRI (Modificado - Bruland, 2000).	87
Figura 4.10 – Fator de porosidade (Modificado - Bruland, 2000).	88
Figura 4.11 – Penetração básica (Modificado - Bruland, 2000).	89
Figura 4.12 – Comparação das taxas de avanço encontradas.	120

LISTA DE SÍMBOLOS, NOMENCLATURA E ABREVIACÕES

- A – Área da face de escavação
- ARA – Taxa média de avanço
- ARA_R – Taxa média de avanço real
- ARA_{TA} – Taxa média de avanço tuneladora aberta
- ARA_{TED} – Taxa média de avanço tuneladora escudo duplo
- ARA_{TEU} – Taxa média de avanço tuneladora escudo único
- AVS – Índice de abrasão do aço
- C – Coeficiente de corte
- CC – Coeficiente de corte global
- CCS – Cutting cross section
- CLI – Tempo de vida dos discos de corte
- CMC – Carboximetilcelulose
- CSM – Colorado School of Mine
- D₀ – Diâmetro externo do anel de segmento.
- D – Diâmetro da tuneladora
- D_c – Diâmetro externo da cabeça de corte
- D_{EX} – Diâmetro externo da tuneladora
- D_T – Diâmetro do túnel
- DRI – Drilling Rate Index
- EPB – Earth Pressure Balance
- F_A – Coeficiente da adaptabilidade ao terreno
- F_D – Coeficiente do diâmetro do túnel
- F_E – Coeficiente de eficiência da equipe de campo
- F_L – Perda por atrito
- F_n – Força normal
- F_R – Força média de corte para um determinado avanço
- F_t – Força tangencial
- F – Capacidade de corte
- G – Peso dos equipamentos da tuneladora.
- G_s – Peso próprio do escudo

I_0 – Taxa de penetração básica
 i_0 – Penetração básica
 J_a – Índice de influência da alteração das paredes das descontinuidades
 J_n – Número de famílias de descontinuidades
 J_r – Índice de influência da rugosidade das paredes das descontinuidades
 J_w – Índice de influência da pressão de água subterrânea
 JSCE – Sociedade de engenharia Civil do Japão
 K – Fator de desgaste
 k_A – Fator de correção do espaçamento dos discos de corte
 k_D – Fator de correção do diâmetro dos discos de corte
 K_D – Fator multiplicador do RME
 k_{DRI} – Fator de correção do DRI
 K_S – Fator de fraturamento da descontinuidade
 L – Distância de escavação
 l – Comprimento do escudo
 l_M – Comprimento do escudo de revestimento
 l_T – Comprimento da vedação da cauda
 l_S – Comprimento de contato entre o segmento e a vedação.
 M_{EKV} – Torque equivalente
 M_B – Força bruta de empuxo
 m – Gradiente de desaceleração
 N – Velocidade de rotação da cabeça de corte
 N' – Número total de discos de corte
 N_R – Número de cortadores
 NTNU – Norwegian Institute of Technology
 n – Porosidade do maciço
 n_1 – Quantidade de lâminas
 P_M – Pressão média do solo atuando contra a máquina.
 P – Pressão
 PR – Taxa de penetração
 P_f – Pressão atuante na face de escavação.
 P' – Pressão base
 p – Penetração
 p_{base} – Pressão de suporte na base do escudo

p_{topo} – Pressão de suporte no topo do escudo
 p_v – Pressão de terra vertical máxima
 p_h – Pressão horizontal máxima
 $p_{\text{uni-pico}}$ – Resistência de pico uniaxial do maciço
Q – Sistema de classificação geológica
 Q_0 – Valor do Q ao longo do eixo do túnel
 Q_c – Q com mecanismo de fraturamento por compressão
 Q_t – Q com mecanismo de fraturamento por tração
 Q_{tbm} – Valor de escavação obtido a partir do método
q – Teor de quartzo do maciço
 q_2 – Carga devido à mudança de direção.
R – Raio do disco de corte
RME – Rock Mass Excavability
 R_n – Forças resistivas
RQD – % recuperada no alinhamento do túnel
R1 – Resistência causada por atrito externo da tuneladora com o solo
R2 – Resistência à pressão do solo na cabeça de corte
R3 – Resistência à mudança de direção da tuneladora
R4 – Resistência ao atrito devido à vedação do túnel
R5 – Resistência ao arrasto das partes
 r_e – Raio do escudo
S – Espaçamento entre os discos de corte
SIGMA – Resistência média do maciço rochoso
SPB – Slurry pressure balanced
SRF – Tensões in situ
TBM – Tunnel Boring Machine
T – Torque na cabeça de corte
 T_e – Espessura da ponta do disco
 T_p – Tempo
 T_{EPB} – Torque na cabeça de corte
 T_{OPEN} – Torque líquido para o corte da rocha
 T_1 – Torque relativo para vencer a resistência ao corte do solo
 T_2 – Torque relativo para vencer a resistência ao atrito do solo
 T_3 – Torque relativo para vencer a resistência da mistura e movimentação do solo

T_4 – Torque relativo para vencer a resistência do rolamento da cabeça de corte
 T_5 – Torque relativo para vencer a resistência ao atrito da vedação da unidade de acionamento do cortador
 T_6 – Torque para vencer as perdas mecânicas nas engrenagens de redução
 t – Espessura da lâmina
 V – Velocidade circunferencial da cabeça de corte (m/min)
 V' – Velocidade linear máxima
 V_A – Velocidade de avanço
 W – Peso da tuneladora
 W_{ST} – Força de resistência devido à pressão de terra e de água na face
 W_T – Força de impulso gerada pelos macacos hidráulicos
 W_r – Resistência ao movimento da tuneladora.
 W_M – Força de atrito aplicada no escudo
 α – Fator que torque
 α_m – Ângulo de mergulho
 α_t – Ângulo entre o plano de fraqueza e o eixo do túnel
 α_z – Ângulo de direção
 c – Forças adesivas.
 δ – Quantidade de desgaste
 ϕ – Ângulo de contato entre a rocha e o cortador
 μ – Coeficiente de atrito entre o escudo e o maciço
 μ_1 – Coeficiente de atrito entre aço e solo
 μ_2 – Coeficiente de atrito entre vedações
 μ_3 – Coeficiente de atrito entre roda e trilho
 Ψ – Arranjo de forças
 σ_θ – Tensão biaxial induzida pela face do túnel
 σ_c – Resistência à compressão da rocha
 σ_t – Resistência à tração da rocha
 Θ – Ângulo entre a normal e a face

CAPÍTULO 1**1 - INTRODUÇÃO**

O crescimento da população mundial veio acompanhado de uma necessidade crescente de insumos de maneira global, exigindo formas mais eficientes de transporte, tanto de pessoas como de cargas. Diante disso, houve um aumento nos modais de transporte, uma vez que seu dimensionamento está diretamente relacionado com a demanda, como é o caso das rodovias, por exemplo. No entanto, há alguns problemas que impedem a ampliação desses meios de transportes, como por exemplo: obstáculos físicos, custos, áreas de superfície utilizada para fins nobres, leis e diretrizes ambientais, dentre outros.

A partir de 1960, deu-se início a Era Ambiental nas construções, onde se desejava uma melhor qualidade de vida, com o menor impacto ambiental possível. Sendo assim, leis e diretrizes ambientais foram criadas para proteger e conservar parte da superfície para restauração da fauna e flora, dificultando assim, a abertura de novas vias de transporte, o que, por sua vez, fomentou a demanda por transportes subterrâneos.

No caso das rodovias e outros transportes superficiais, tem-se que verificar os obstáculos físicos, que podem dificultar ou até mesmo inviabilizar a sua construção e ou aplicação, como acontece por exemplo, na presença de grandes vales ou montanhas, tornando a construção menos viável do ponto de vista econômico.

Uma das vantagens pela opção de obras subterrâneas apresenta-se no fato de ser mais segura em comparação com as outras, tendo em vista que raramente ocorrem acidentes. Além disso, elas ainda contribuem para a valorização do terreno, já que fornecem um meio prático de acesso ao local e não contribuem para o aumento de ruídos, enquanto uma obra superficial tem o efeito inverso.

Ao cogitar uma obra subterrânea os custos são um grande fator a ser considerado. Enquanto se investe na infraestrutura como aporte à obra, há uma economia que não seria possível em obras acima do nível do solo, uma vez que nessas obras não é necessário levar em conta custos como: desapropriações, indenizações construtivas, desvio de trânsito e de utilidade pública, ou mesmo desvalorização de imóveis, como foi dito anteriormente. A soma desses fatores, em um balanço final, faz com que a obra subterrânea se torne mais barata que uma obra de superfície, tornando-se, dessa forma, mais atrativa e viável.

Um ponto que também necessita ser observado é o uso de áreas de superfície para fins nobres como: escritórios, moradias, áreas de comércio, lazer, dentre outros. Nos grandes centros

urbanos são escassas as áreas destinadas à expansão dos meios de transporte (ISSA *et al.*, 2016). Pode-se perceber isso no projeto de revitalização do centro de Boston, o qual estava hipersaturado com o trânsito e conforme pode ser ilustrado na Figura 1.1, houve uma modificação total na área de superfície.



Figura 1.1 – Antes X Depois da Artéria Central de Boston, I – 93 (Shawn Adderly, 2016).

Diante do exposto, a solução que pode contornar todos esses problemas é a ocupação de espaços subterrâneos, considerados menos nobres, podendo ser utilizado tanto para o armazenamento de bens quanto para o transporte de massa, cargas e insumos. Com isso, o uso do subsolo tanto para a construção de ferrovias quanto de rodovias vem crescendo, tendo como principais objetivos, o encurtamento de distâncias e a diminuição de custos. A construção subterrânea torna-se menos agressiva, do ponto de vista ambiental, e ainda não ocupa áreas destinadas a fins mais nobres.

A partir dessa demanda por construções subterrâneas, juntamente com o avanço de novas tecnologias que chegou para ajudar o ser humano a ser mais eficiente, preciso e com gastos menores, surgiu as tuneladoras ou TBM (*Tunnel Boring Machine*). A partir da criação da TBM a implementação de túneis e vias subterrâneas passou a ser mais comum, tendo em vista as vantagens que esse método proporciona ao ser utilizado, quando a geologia local permite.

O principal motivo para a utilização de tuneladoras vem da vantagem da redução dos recalques gerados na superfície. Como normalmente irá se construir estradas subterrâneas passando por grandes centros urbanos, em parte históricos ou empresariais, é imprescindível que essas construções não sofram recalques significativos, o que torna fundamental a utilização desses equipamentos. Segundo de Sá (2017) a utilização de tuneladoras possibilita a reorganização de metrópoles com possibilidade de ter um meio menos caótico, com a preservação de locais importantes para sociedade como lugares históricos e recreativos, parques, dentre outros.

Além de todos esses fatores acima, também se utilizam tuneladoras pelo fato de não haver necessidade de reconfigurar a superfície para iniciar a escavação, sendo uma construção mais limpa.

1.1 - JUSTIFICATIVA

Grande parte da tecnologia desenvolvida a respeito de tuneladoras foi feita no exterior e o assunto foi pouco tratado por pesquisadores brasileiros, fazendo com que haja uma falta de informação quanto aos parâmetros de atuação de TBM para o território nacional.

Dessa forma, o atual trabalho tem o intuito de produzir um documento descritivo a respeito da previsão do desempenho de tuneladoras, bem como os seus parâmetros para dimensionamento com base em modelos teóricos, além de realizar uma compilação de informações sobre esses maquinários de países estrangeiros.

1.2 - OBJETIVOS

O objetivo geral desta dissertação é revisar metodologias de projeto, acompanhamento e modelagem teórica da performance de tuneladoras a partir de metodologias aplicadas em outros países e, além disso, verificar qual dos modelos melhores se adequa aos cenários propostos.

A partir disso, o presente trabalho tem como objetivo criar um documento, em língua nacional, que possa ser utilizado para a seleção e o acompanhamento de futuros trabalhos.

Já os objetivos específicos são:

- Aplicar os métodos de desempenho das tuneladoras já consolidados em outros países;

- Escolher o(s) melhor(es) método(s) para acompanhar desempenho das tuneladoras por meio de obras hipotéticas e reais;
- Verificar o dimensionamento de partes da tuneladoras;
- Comparar os resultados obtidos com os métodos de previsão.

1.3 - Estrutura da Dissertação

O Capítulo 1 apresentação uma introdução ao tema de demanda crescente de obras subterrâneas e ao uso de tuneladoras. Daí apresenta-se a justificativa de métodos de projeto e avaliação de desempenho de tuneladoras e define-se os objetivos desta dissertação.

O Capítulo 2 apresenta a revisão da literatura que tem como principal objetivo a coleta de material tanto sobre as tuneladoras quanto sobre os métodos explicando como cada parte funciona e como cada método é calculado chegando a seus respectivos resultados.

Capítulo 3 composto pela metodologia é onde está contida como o trabalho está estruturado.

O Capítulo 4 é referente aos resultados e discursões que contém realmente os cálculos de previsão de cada método explicando o processo e a obtenção dos resultados a qual as tuneladoras teriam que atingir na obra.

Por fim o Capítulo 5 se trata da conclusão é a parte final do trabalho contendo a comparação dos resultados atingidos pelos métodos sendo ressaltado os pontos que pode ter dado certo ou errado para atingir os valores.

CAPÍTULO 2

2 - REFERENCIAL TEÓRICO

Neste capítulo é apresentada a revisão bibliográfica necessária para prover o conhecimento teórico para o desenvolvimento deste trabalho. Serão apresentados as tuneladoras, dimensionamento de alguns de seus mecanismos, assim como os métodos de previsão de desempenho.

2.1 - TUNELADORAS

Tuneladoras são equipamentos utilizados para a escavação de túneis, podendo ser de seção plena, onde toda a área deve ser escavada de uma única vez, ou parciais, sendo escavado cada área separadamente. Este trabalho abordará tuneladoras de seção plena.

Como normalmente são automatizadas, necessitam de um menor quantitativo de pessoal para gerir todo o processo. Na Figura 2.1, tem-se a imagem de uma das maiores tuneladoras já feita, segundo Prandi (2013), com um diâmetro de 17 m, pesando 7 ton e 100 m de comprimento. Foi utilizada no túnel da *Washington State Route 99*, no centro de Seattle.



Figura 2.1 – Uma das maiores tuneladoras já feita (Prandi, 2013).

O emprego de tuneladoras apresenta algumas vantagens em comparação com o método de escavação a fogo, quando se trata de escavações em maciços rochosos. Como diz Barton (1999), dependendo do tipo geológico, pode ser de duas a quatro vezes mais rápida. Outras vantagens, como afirma Assis (2018), são: menor impacto no maciço, boa qualidade, maior segurança, custo e prazos mais garantidos, contribuindo para sua aplicação. Segundo Maidl *et al.* (2012), outras vantagens no emprego de tuneladoras são: elevação da taxa de avanço diário, utilização de sistema de suporte eficaz e a fabricação dos materiais industrialmente.

Essas máquinas não se adequam quando há heterogeneidades expressivas no subsolo, que demandam, previamente, um grande estudo de investigações para saber qual modelo será aplicado em cada obra ou se é possível a aplicação de aditivos para contornar o problema. Por terem grandes extensões, não há como fazer curvas acentuadas, sendo necessários grandes raios de curvatura (Fernández & Gonzáles, 2009).

Outra desvantagem é o alto investimento inicial, tanto na investigação prévia quanto na execução em si, o que pode ser um empecilho para determinadas obras, com prazos ou comprimentos curtos. Esse estudo anterior deve incluir grande quantidade de ensaios para validar sua aplicação, tendo em vista que a não adequação de uma tuneladora pode ocasionar um atraso de vários meses.

Cada ambiente geológico necessita de um tipo de tuneladora, e essas são diferenciadas por face, plena ou parcial, embora este último não seja tão usual atualmente, por mecanismo de reação e avanço, se possuem ou não pressão de frente para evitar o desmoronamento de face, dentre outros. Os principais tipos de tuneladoras serão listados abaixo.

2.1.1 - Tuneladora Aberta (*Gripper TBM*)

Uma tuneladora de face plena escava toda a circunferência do túnel de uma única vez. São usadas para a escavação de rocha com resistência elevada, tendo um tempo de auto sustentação, de médio a alto, não podendo ser empregada em maciços com grandes discontinuidades ou zonas fortemente intemperizadas.

Aplica o torque da cabeça de corte, uma vez que o equipamento se sustenta radialmente por grandes sapatas laterais (*grippers*), como ilustrado na Figura 2.2, as quais se fixam contra a parede do túnel, sendo a reação para impulsionar o avanço longitudinal do equipamento.

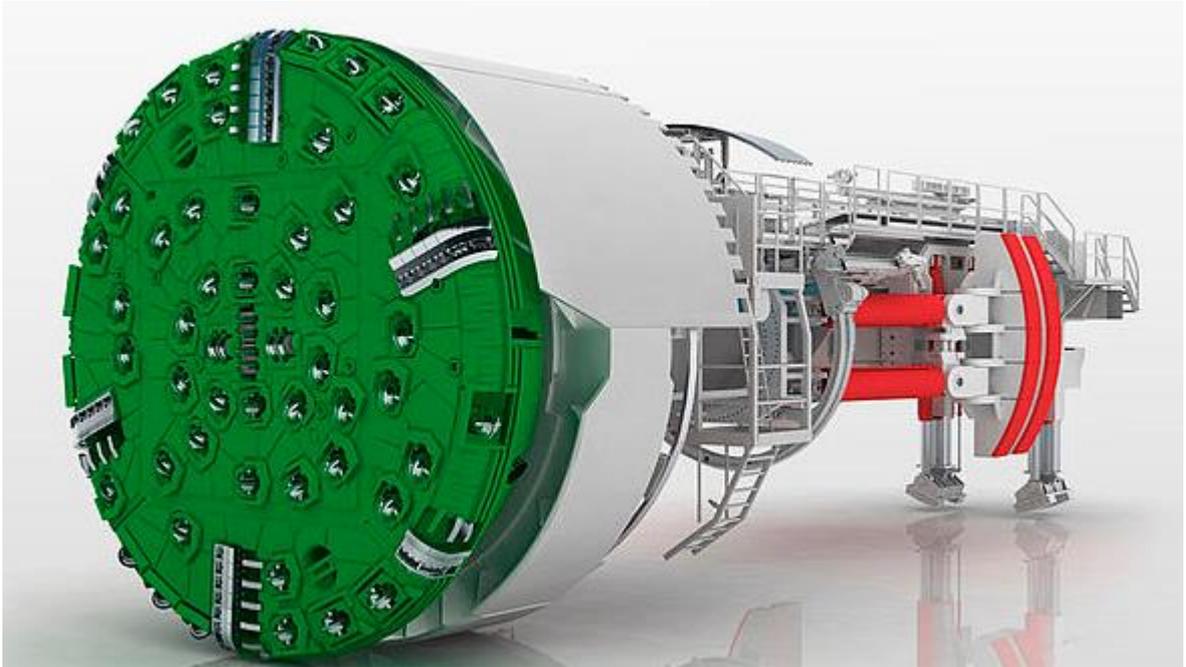


Figura 2.2 – Tueladora Gripper (Herrenknecht, 2020a).

Pode ser em forma de travamento simples, que se caracteriza na sustentação das duas sapatas laterais ou duplo, que consiste no travamento por quatro sapatas em forma de X. A de travamento simples, concentra todas as forças em apenas dois pontos, já no travamento duplo (forma de X), há maior distribuição de tensões, porém possuem um espaço de trabalho menor nas laterais do equipamento (Assis, 2018).

O concreto projetado pode ser necessário para esse modo de escavação, sendo executado normalmente por maquinário, aplicado à uma distância cabeça de corte. No caso do tempo de auto sustentação ser menor ou podendo haver queda de rocha, há a colocação de um suporte parcial (chumbadores e telas metálicas), que fornece um tempo maior para a inserção do suporte definitivo. Em casos excepcionais, como forma de precaução, pode ser instalado o sistema de suporte definitivo o mais próximo possível da cabeça de corte, para evitar quedas e acidentes, porém isso retarda o avanço.

Quando as condições geológicas são ruins ou há presença de zonas heterogêneas no maciço rochoso, é recomendado fazer furos de sondagem à frente da escavação, evitando, com isso, qualquer complicação que a geologia possa oferecer. Uma vez identificadas tais zonas, estas devem ser tratadas antes da tuneladora adentrá-las.

Nesse tipo de escavação, como normalmente as rochas a serem cortadas são de boa competência, isso gera muito resíduo sólido em suspensão. Para diminuir essa quantidade, são

necessários alguns equipamentos adicionais, como por exemplo, *spray* de água e escudo de poeira na cabeça de corte e sistema de ventilação na parte de *backup*.

2.1.2 - Escudo Duplo ou Duplo *Shield*

Esse modelo, também conhecido por tuneladora de escudo telescópico, é o mais adaptável que existe atualmente, pois consegue escavar rochas de elevada a baixa resistência. O equipamento ganha esses nomes por possuir dois escudos de proteção ligados por um cilindro telescópico, sendo o primeiro escudo na cabeça de corte da tuneladora e o segundo, o principal, no local das sapatas (*grippers*), como pode-se ver na Figura 2.3.

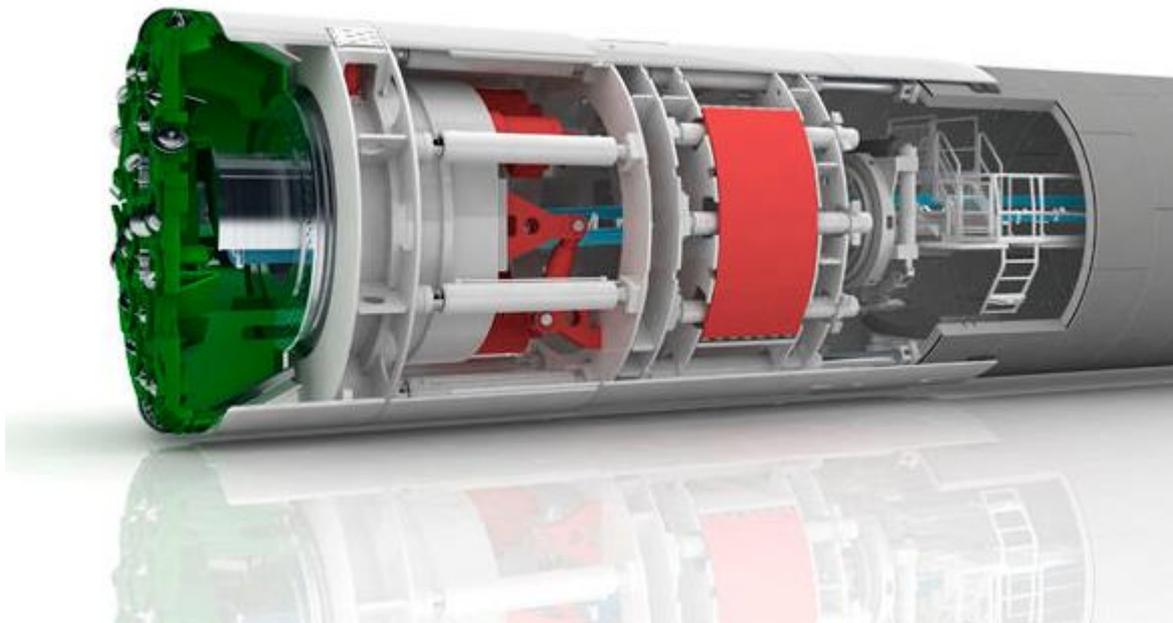


Figura 2.3 – Tuneladora de escudo telescópico (Herrenknecht, 2020b).

É indicada para obras onde o maciço possui competência e/ou contenha descontinuidades ou zonas de baixa competência geomecânica. O avanço da tuneladora pode ser executado com sapatas laterais e macacos hidráulicos ou apenas com o último.

Em sua forma usual a tuneladora utiliza as duas partes, que funcionam independentemente, ou seja, ao mesmo tempo em que se instala o sistema de suporte, também se dá continuidade ao processo de escavação. As sapatas são fixadas na parede do túnel, de modo a resistir aos esforços criados pela operação de corte da tuneladora, quando esta se encontra em terreno competente para tal. Já os macacos são recolhidos em pares para a instalação do novo segmento de suporte (aduela) até completar o anel fechado. Ao término do

fechamento do anel a segunda parte faz o avanço contra a cabeça, espremendo o cilindro telescópico, sendo essa uma manobra contínua e trazendo consigo o *backup* da tuneladora.

Caso a tuneladora entre em uma região de maciço com baixa resistência, inicia-se a operação única e exclusivamente dos macacos hidráulicos, onde as sapatas não se fixam na parede do túnel, diminuindo a velocidade do avanço, ou seja, funcionando como um corpo só. De acordo com Barbosa (2008) essa tecnologia permite à tuneladora, em condições normais, dobrar sua velocidade de avanço em comparação com uma *single shield*.

Porém, a sua principal vantagem pode tornar-se também uma desvantagem, pois ao adentrar em uma zona de falha ou baixa competência, o material pode preencher a junta telescópica, interrompendo o avanço da tuneladora.

2.1.3 - Tuneladora EPB

Esse tipo de tuneladora se aplica a solos moles ou coesivos, bem como em rochas intemperizadas, utilizando o próprio material escavado para fazer pressão contra a face. Essa tuneladora requer a garantia de suporte, tanto no perímetro da tuneladora como na parte frontal, uma vez que isso não ocorra pode vir a ocasionar recalque na superfície por movimentação de material para dentro do túnel. A designação dessa tuneladora vem exatamente por isso, *Earth Pressure Balance (EPB)* que traduzido significa face balanceada por pressão de terra, como se pode verificar na Figura 2.4. Um grande obstáculo é a presença de água livre, o que para esse tipo de tuneladora é inviável sem o uso de aditivos.

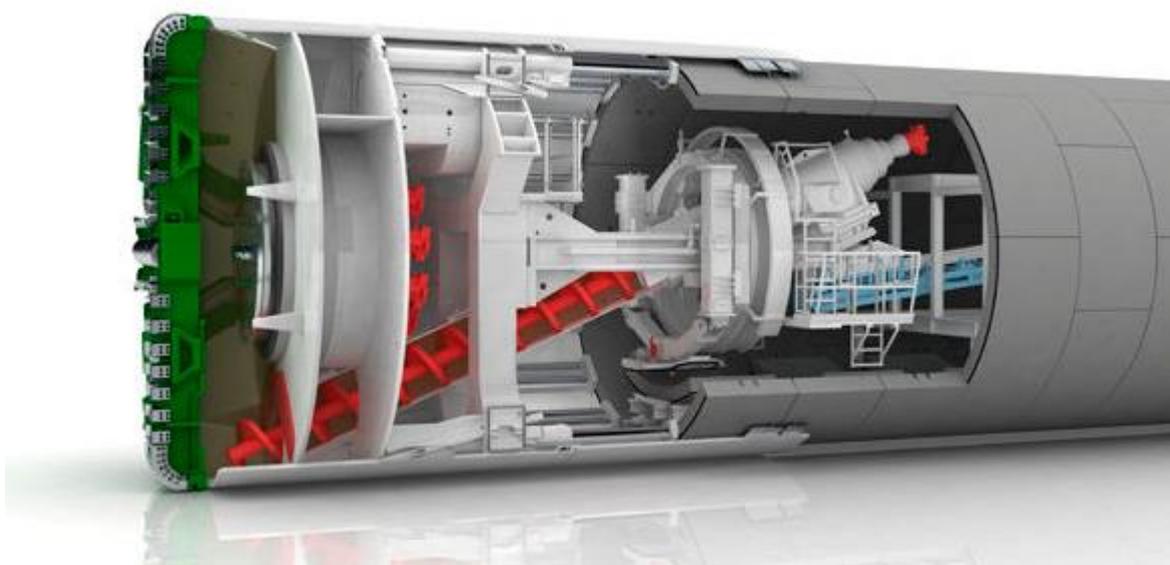


Figura 2.4 – Tuneladora EPB (Herrenknecht, 2020c).

Segundo Maidl *et al.* (2012), esse tipo de tuneladora pode ser utilizada para solos com as seguintes características: boa ductilidade, baixa consistência, baixa fricção, baixa permeabilidade, com um médio nível de estabilidade de face. Caso haja a possibilidade de entrada de água livre na frente de escavação, isto prejudicaria o funcionamento da tuneladora como um todo. Com essa problemática, de entrada de água no sistema, a fluidez e a impermeabilização não podem ser alcançadas com o preenchimento da câmara de controle de pressão utilizando-se o próprio solo escavado. Para conseguir contornar essa situação, são injetados aditivos diretamente na câmara e revolvidos, contribuindo para o fluxo plástico do solo escavado, melhorando a impermeabilização, estabilização da face, além de tornar a saída de resíduos mais homogêneos, como afirma JSCE (2016). Segundo Reis (2020), a partir do avanço tecnológico, com a inserção desses produtos ao maciço, a tuneladora tem uma área de atuação maior, sendo utilizada em terrenos mais permeáveis. O equipamento para injeção de aditivos, se necessário, deve ser capaz de injetar quantidade suficiente do produto e em local previamente estabelecido para se chegar ao fluxo plástico ideal para escavação como descrito no projeto do equipamento.

Para examinar a estabilidade do maciço posterior à cabeça de corte, é necessária instrumentação para aferir a pressão de solo. Esses instrumentos têm que ser capazes de notar a mudança de pressão para fazer sua correção no interior da câmara.

Para o controle da pressão na face da tuneladora utiliza-se um parafuso de rosca sem fim, o qual, quando há necessidade de aumentar a pressão, diminui a rotação do parafuso, retirando menos material na escavação. Quando se deseja diminuir a pressão na cabeça de corte, aumenta-se a velocidade de rotação do parafuso, retirando assim, uma maior quantidade de material, aliviando a pressão. O controle de pressão de face também pode ser feito pelo aumento ou diminuição da taxa de avanço da própria tuneladora. Pode-se notar esse mecanismo na Figura 2.5.

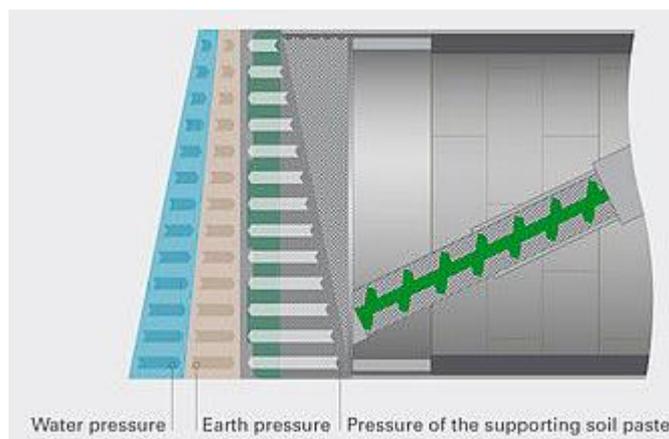


Figura 2.5 – Como é feito o controle de pressão de uma EPB (Herrenknecht, 2020c).

O funcionamento dessa máquina se dá pela movimentação realizada por macacos hidráulicos, que empurram a tuneladora para frente, apoiados no próprio sistema de suporte de concreto já instalado, uma vez que ela é uma tuneladora de escudo simples. De acordo com Nôro (2014), a cabeça de corte desse maquinário é diferente ao comparar com os outros tipos de tuneladoras, devido a presença de sensores para indicar pressão na frente de escavação, sendo este item extremamente indispensável nessa tuneladora.

Nesse tipo de tuneladora há a necessidade de uma câmara hiperbárica, localizada dentro da câmara de pressurização da face, com o intuito de ambientar os trabalhadores quando irão fazer reparos ou modificações na cabeça de corte, pois esta fica pressurizada, para garantir a estabilidade de face e a entrada de água para o interior do equipamento.

Outro ponto fundamental nesse equipamento é a instalação do sistema de suporte, que deve estar o mais próximo da cabeça de corte para evitar deslocamentos e eventuais rupturas, e serve, não apenas para sua movimentação, feita por macacos hidráulicos, como também para suporte do túnel em relação a rupturas, salientando que, normalmente, são materiais de pouca competência.

2.1.4 - Tuneladora SPB

A eficiência desse tipo de tuneladora foi muito bem comprovada nos últimos anos sendo caracterizada pelo baixo impacto no maciço circundante, além da velocidade e segurança da operação como disse Xie *et al.* (2016). O princípio de funcionamento desse modelo de tuneladora é praticamente igual ao da EPB, sendo a grande diferença entre elas a utilização de lama bentonítica para fazer a contrapressão na frente da escavação (Maidl et al. 2012). O nome

dessa tuneladora é derivado desse método, SPB, (*slurry pressure balanced*), significa face balanceada por pressão de lama. Pode-se verificar o interior de uma SPB na Figura 2.6.

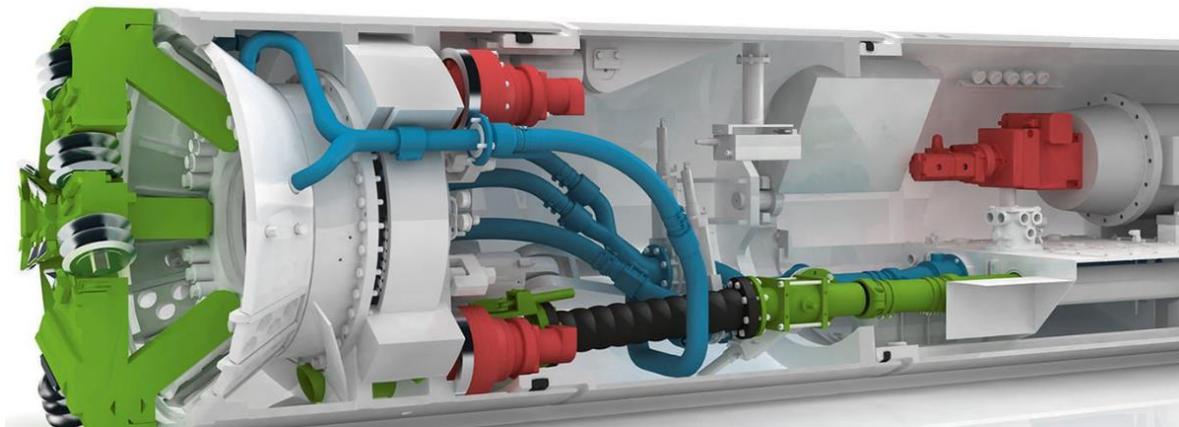


Figura 2.6 – Representação de uma SPB (Herrenknecht, 2020d).

A lama é injetada na frente da face de escavação, que se mistura e cria uma barreira impermeabilizante e a tuneladora escava a lama juntamente com o maciço. A partir dessa técnica, cria-se vários benefícios para a escavação, como o suporte da frente de escavação, a facilidade da remoção do material escavado, além da redução do atrito entre a máquina e o maciço escavado e do resfriamento da cabeça de corte e da impermeabilização da face da tuneladora. O sistema deve ser capaz de estabilizar a face, mantendo uma pressão suficiente para resistir tanto à pressão feita pelo solo quanto a da água. Essa estabilização é garantida por ações combinadas, como a pressão da lama equilibrada com a do solo e água, uma proteção impermeável que se forma anteriormente a cabeça de corte, fazendo com que a pasta haja verdadeiramente sobre o maciço e a penetrabilidade da pasta no maciço circundante, além disso, o sistema também tem que ser capaz de controlar as propriedades físicas da lama, como massa específica, filtrabilidade, viscosidade, teor de areia e manutenção da pressão da pasta, como afirma JSCE (2016).

O controle da pressão é feito a partir do ajuste da velocidade de bombeamento da lama e descarga dela. A lama é processada em uma estação de tratamento, sendo preparada e injetada na tuneladora. Posteriormente é feita uma filtragem para retirada dos materiais provenientes da escavação do túnel e a lama betonítica é bombeada novamente para a frente de escavação. Nesse processo de filtragem da lama são utilizadas técnicas mecânicas como: centrifugadores, agitadores, hidrociclones dentre outras.

Essa estação de tratamento de lama é uma construção que deve ser levada em conta, devido ao seu tamanho, pois ocupa uma grande área e é de extrema importância para a execução do túnel. Em alguns locais com espaço superficial restrito, esta estrutura é disposta em forma de um edifício com vários andares. Pode-se verificar o tamanho dessa estrutura na Figura 2.7.



Figura 2.7 – Estação de tratamento utilizada na escavação do Túnel *Water Lee* (MS SA, 2014).

A tuneladora tem uma câmara de armazenamento em uma cavidade anterior à face de escavação, que reserva lama para, caso seja necessário, utilizar em uma emergência, como por exemplo, quando da passagem por uma lente de alta permeabilidade. Segundo Hernández (2016), a granulometria e a permeabilidade do material escavado é que vão determinar a quantidade de lama a ser aplicada.

Para esse equipamento também é necessária a instalação de medidores de pressão de alta acurácia e de grande durabilidade, para ficar monitorando a pressão em tempo real, tanto do compartimento de lama quanto da frente de escavação.

Esse tipo de tuneladora tende a ser mais cara e requer mão de obra mais qualificada do que a EPB, tendo em vista sua alta complexidade, contudo pode se tornar a tuneladora mais versátil pela sua adaptabilidade ao maciço, chegando até mesmo a conseguir perfurar rochas de baixa competência ou até solos arenosos. Caso haja a presença de rochas brandas ou matações

no solo escavado, pode haver a necessidade da instalação de uma unidade de quebra ou esmagamento, chamado *crusher*, para compatibilizar a granulometria da escavação com aquela do sistema de bombeamento de lama, como afirma JSCE (2016).

A cabeça de corte desse equipamento é mais aberta que as tuneladoras para rochas, tendo em vista a necessidade de retirar e misturar o solo com a bentonita, segundo Norô (2014). O princípio de avanço desse equipamento ocorre da mesma forma que o da tuneladora EPB, ou seja, por macacos hidráulicos apoiados nas aduelas de concreto pré-moldado, já montados.

O torque desse equipamento é determinado pelo seu diâmetro externo juntamente com as condições do solo, como por exemplo a presença ou não de cascalho. Normalmente esse torque entre a cabeça de corte e o solo é menor do que o de uma tuneladora do tipo EPB, de acordo com JSCE (2016).

A bentonita tem o mineral montmorilonita, como seu principal constituinte, bem como a presença de quartzo e caulinita, podendo ou não contar com mica e feldspato. Existem dois tipos principais de bentonita: a sódica e a cálcica. A sódica é mais expansiva e possui menor condutividade hidráulica, sendo mais bem empregada para impermeabilização, já a cálcica é mais estável quimicamente quando exposta a componentes químicos conforme Machado (2020). A bentonita é um mineral muito fino, como pode ser visualizada na Figura 2.8.



Figura 2.8 – Bentonita Sódica por Bruno (2020).

Segundo Norô (2014) as propriedades da lama devem ser especificadas para cada projeto separadamente, de acordo com as propriedades geotécnicas do solo a escavar. O funcionamento desse mecanismo se baseia na criação de uma pasta, onde a mistura é composta de bentonita, água e aditivos, que formam uma membrana entre o solo e a lama, retendo a água devido à pressão aplicada. Para se obter sucesso nesse processo tem-se que manter as características da bentonita, bem como a pressão aplicada na câmara de escavação.

Normalmente na criação de lamas tem-se que manter as concentrações entre 60 e 80%. Para melhorar a qualidade da lama, adiciona-se aditivos, que dependem, exclusivamente, das condições geotécnicas do solo a ser escavado. Quando o solo possui um alto teor de sal, normalmente se aplica o Carboximetilcelulose (CMC), que diminui a reatividade da bentonita ao sal, já para aqueles com alto teor de argila, empregam-se polímeros para diminuir a sua floculação, conforme Norô (2014). Geralmente os polímeros tendem a aumentar o desempenho em relação a viscosidade e tensão

2.2 - Dimensionamento de tuneladora

Dependendo do tipo de tuneladora, seu dimensionamento leva em consideração vários pontos importantes. Como por exemplo, um ponto muito importante da tuneladora tipo aberta (*gripper*), são as sapatas laterais, que fazem força para o mecanismo de ação e reação do equipamento. Já nos tipos *shield* simples ou duplo, o ponto crucial é o dimensionamento da cabeça de corte, que leva em conta o torque necessário para poder triturar a rocha e o arranjo dos discos de corte na cabeça de corte. A seguir são apresentadas as formulações de dimensionamentos da cabeça de corte, discos de corte e mecanismos de reação e avanço para tuneladoras do tipo EPB, SPB e abertas (*grippers*).

2.2.1 - Dimensionamento da Cabeça de Corte

Um dos fatores necessários para o dimensionamento de uma tuneladora é o torque necessário que será empregado para a quebra da rocha ou desagregação do solo. As tuneladoras de rocha possuem um torque muito maior do que as de solo, tendo em vista que a rocha necessita de uma energia muito maior para ser escavada.

- **Dimensionamento de EPB e SPB**

Para saber a capacidade de corte desses equipamentos, é necessário atrelar tanto o torque quanto a velocidade de rotação das cabeças de corte. O torque requerido é calculado a partir da soma do torque decorrente das forças que resistem ao movimento de corte, como mostra a equação abaixo, segundo JSCE (2016):

$$T_{EPB} = T_1 + T_2 + T_3 + T_4 + T_5 + T_6 \quad (2.1)$$

Onde:

T_{EPB} – Torque na cabeça de corte

T_1 – Torque relativo para vencer a resistência ao corte do solo

T_2 – Torque relativo para vencer a resistência ao atrito do solo

T_3 – Torque relativo para vencer a resistência da mistura e movimentação do solo

T_4 – Torque relativo para vencer a resistência do rolamento da cabeça de corte

T_5 – Torque relativo para vencer a resistência ao atrito da vedação da unidade de acionamento do cortador

T_6 – Torque para vencer as perdas mecânicas nas engrenagens de redução

Para essa previsão é imprescindível a utilização de um fator de segurança, com o intuito de garantir uma tolerância no torque, evitando com isso o desgaste prematuro do equipamento e até mesmo o travamento durante a escavação. De acordo com JSCE (2016), existe um modelo empírico para esse fator de segurança nos solos, que é amplamente aceito pelo mundo e que pode ser obtido por meio da equação:

$$T = \alpha \cdot D^3 \quad (2.2)$$

Onde:

T – Torque na cabeça de corte (kN.m)

D – Diâmetro da tuneladora (m)

α – Fator de torque (kN/m²)

O fator de torque varia de acordo com o tipo de solo a ser escavado e da tuneladora utilizada na escavação, como visto abaixo:

$$\alpha = 10 - 25 \text{ para tuneladoras EPB}$$

$\alpha = 8 - 20$ para tuneladoras SPB

Na maioria dos casos a velocidade da cabeça de corte é definida a partir da velocidade da circunferência do ponto mais distante do eixo da cabeça de corte. A velocidade de rotação da parte mais extrema é calculada a partir da seguinte equação:

$$V = \pi \cdot D_c \cdot N \quad (2.3)$$

Onde:

V – Velocidade circunferencial da cabeça de corte (m/min)

D_c – Diâmetro externo da cabeça de corte (m)

N – Velocidade de rotação da cabeça de corte (rpm)

Essa velocidade normalmente varia de acordo com o solo e a taxa de avanço planejada, e que usualmente, está entre 15 a 25 m/min, podendo ser alterada de acordo com o projeto.

- **Dimensionamento de tuneladora tipo aberta**

Já para tuneladoras do tipo aberta, Bilgin *et al.* (2008) sugerem a seguinte fórmula para estimar o torque necessário na cabeça de corte:

$$T_{open} = N_c \cdot F_r \cdot \frac{D}{4} \cdot F_l \quad (2.4)$$

Onde:

T_{open} – Torque líquido para o corte da rocha

N_c – Número de cortadores

F_r – Força média de corte para um determinado avanço

D – Diâmetro da tuneladora

F_l – Perda por atrito

Devido ao torque obtido ser líquido, não incluindo o atrito das peças metálicas e do eixo principal, é necessária a aplicação de um fator de segurança. A perda por atrito pode ser considerada 1,2 para cortador em formato de disco.

2.2.2 - Discos de corte

Os discos de corte de uma tuneladora são uma das partes importantes do seu dimensionamento, devido à sua influência direta na taxa de avanço dos equipamentos. Vieram da adaptação dos cortadores utilizados em perfurações de poços de petróleo. As formas desses discos vão depender do maciço, assim como o material que os constitui.

Existem vários tipos de brocas, e cada qual com uma funcionalidade diferente, assim como a adaptabilidade para cada tipo de solo ou rocha. Brocas tipo dente, para cortar e segurar o solo, tipo rolo, para triturar cascalhos e rochas, estilo pré-corte, para garantir um corte temporário e os do tipo rabo de peixe, para abrir o solo no centro da cabeça de corte e coletá-lo para dentro da tuneladora, segundo o JSCE (2016).

Inicialmente se utilizava discos de corte menores, com diâmetro de 254 mm (10”), mas em virtude da necessidade de ampliar sua capacidade, eles sofreram um aumento considerável, chegando a 483 mm (19”). Além de aumentar a capacidade de corte de cada disco, esse aumento proporcionou também o aumento da vida útil deles, diminuindo assim a frequência de interrupções para substituição desses itens.

A angulação e folga dos discos de corte devem ser previamente e devidamente escolhidos para cada tipo de solo. Normalmente, para argila consolidada, os cortadores são ajustados em grandes ângulos para obter inclinação e folga. Já para cascalhos, utiliza-se ângulos menores, para menor inclinação e folga. Para evitar desgaste excessivo, em solo que tenha presença de cascalhos, utilizam-se pontas mais grossas.

Os discos de corte são distribuídos na cabeça de corte, com determinado padrão, de acordo com as condições do maciço, do diâmetro e da velocidade com que o equipamento trabalha, independente da tensão aplicada sobre eles. A quantidade de discos é maior nas extremidades da cabeça de corte.

De acordo com Huo *et al.* (2011), o arranjo dos discos de corte influencia diretamente no equilíbrio, força e rigidez da cabeça de corte da tuneladora. Outro ponto que também é significativo é o espaçamento entre eles, que define como a rocha se rompe, impactando diretamente na eficácia da escavação. De acordo com Cigla & Ozdemir (2001) há um espaçamento ideal para cada penetração dos discos de corte, mantendo-se uma razão do espaçamento pela penetração, entre 10 e 20, para sua otimização, sendo sugerido, para rochas mais resistentes, valores menores e maiores para rochas mais brandas.

Normalmente o projetista especifica o *layout* para as piores condições possíveis, por exemplo, em rochas brandas, pode-se adotar um espaçamento maior e para condições de rochas

mais duras, um espaçamento menor. Caso necessário, pode-se inserir uma segunda linha de cortadores, entre os espaços da primeira linha, sendo preferível duplicar a quantidade de cortadores da primeira linha de discos.

O método de substituição das brocas deve ser estabelecido de acordo com a distância de utilização, as condições do solo e a durabilidade dos cortadores. Devido a necessidade de substituição, torna-se indispensável que sejam de fácil acesso para facilitar as trocas. Caso necessário, deve-se fazer a estabilização da face com métodos químicos, como afirma JSCE (2016).

Outro fator muito importante para a operação como um todo é a durabilidade dos dentes ou discos de corte. A durabilidade é aferida em relação ao desgaste, que vai depender do tipo do equipamento, das condições do solo, dos materiais que constituem os discos e a forma deles, como afirma JSCE (2016). A partir de estudos preliminares, há possibilidade de previsão onde deve ocorrer a parada da operação para substituição dos discos de corte. A partir da fórmula abaixo, a JSCE (2016) consegue estimar o desgaste dos discos de corte.

$$\delta = K \cdot \pi \cdot D_c \cdot N \cdot L/V \quad (2.5)$$

Onde:

δ – Quantidade de desgaste (mm)

K – Fator de desgaste (mm/km)

D_c – Diâmetro externo do equipamento (m)

N – Velocidade de rotação do cortador (rpm)

L – Distância de escavação (km)

V_a – Velocidade de avanço (m/min)

O fator de desgaste, utilizado com base em construções reais, é diferenciado a partir dos tipos de solo, do equipamento, dos discos de corte e se há presença de dentes pré-cortes. Normalmente o material da extremidade da broca é de liga sintetizada, superendurecida, produzida para fornecer dureza e resistência. Esse processo varia de acordo com cada localidade e conforme suas respectivas normas técnicas. As novas tecnologias têm buscado novos materiais em substituição aos atuais discos de tungstênio, com o intuito de transmitir maior força da tuneladora para a rocha. As propriedades desejáveis são: resistência à abrasão e a impactos e uma alta dureza a elevadas temperaturas. Os mais empregados atualmente são os de

liga de aço. Alguns materiais têm elevada dureza, porém falham em outros quesitos. O diamante sintético se tornou uma possibilidade, porém, devido ao seu alto custo, não é competitivo.

2.2.3 - Mecanismos de reação e avanço

Nesse ponto adentra-se em uma área delicada, pois a respeito do dimensionamento desse mecanismo, trata-se de um segredo de fabricante e não foi encontrada formulação ou dados que possam estimar como ele é calculado para cada tuneladora, sendo os dados abaixo apresentados pela Sociedade de Engenharia Civil do Japão (JSCE).

Como pode-se perceber, cada tipo de tuneladora tem um tipo de avanço diferente, a qual há necessidades diferentes em cada equipamento. Esse dimensionamento deve levar em consideração não somente a força necessária para a cabeça de corte escavar o maciço, mas também, para carregar todo o *backup* da tuneladora, que pode chegar a muitas toneladas.

As tuneladoras tipo aberta (*gripper*) possuem sapatas laterais que garantem o avanço do equipamento, juntamente com toda parte de *backup* da máquina, sendo necessário torque suficiente para execução das duas ações, além do torque para fazer a escavação da rocha, que são operações de extrema importância para o funcionamento da máquina e o cronograma da obra.

Já em tuneladoras do tipo escudo duplo, há dois tipos de mecanismos, o que a torna mais versátil. Esses mecanismos são: as sapatas, citadas no modelo anterior e um segundo escudo, composto por um conjunto de macacos hidráulicos, que vão fazendo a movimentação do *backup* juntamente com a instalação do suporte, quando o maciço não possui um adequado tempo de auto sustentação. Em condições anormais esse equipamento pode trabalhar de forma integral com todo o processo de reação e avanço sendo feito apenas por esses macacos hidráulicos.

A capacidade da força de empuxo de uma tuneladora é determinada pelo somatório de todas as forças resistentes no processo de escavação, mais um fator de segurança adequado. De acordo com JSCE (2016), as forças levadas em consideração para uma tuneladora devem ser:

- Resistência causada por atrito externo da tuneladora com o solo (R1).
- Resistência à pressão do solo na cabeça de corte (R2).
- Resistência à mudança de direção da tuneladora (R3).
- Resistência ao atrito devido à vedação do túnel (R4).
- Resistência ao arrasto das partes (R5).

As forças resistivas (R_n) é demonstrada pela seguinte equação, acrescida de um fator de segurança:

$$R_n = (R_1 + R_2 + R_3 + R_4 + R_5) \cdot \text{fator de segurança} \quad (2.6)$$

$$R_1 = \begin{cases} \mu_1 \cdot (\pi \cdot D \cdot l_M \cdot P_m + W) & \text{para solos arenosos} \\ c \cdot \pi \cdot D \cdot l_m & \text{para solos argilosos} \end{cases} \quad (2.7)$$

$$R_2 = P_f \cdot \pi/4 \cdot D^2 \quad (2.8)$$

$$R_3 = \mu_1 \cdot q_2/2 \cdot D \cdot l_M \quad (2.9)$$

$$R_4 = \mu_2 \cdot P_m \cdot \pi \cdot D_0 \cdot l_s \quad (2.10)$$

$$R_5 = \mu_3 \cdot G \quad (2.11)$$

Onde:

μ_1 – Coeficiente de atrito entre aço e solo.

μ_2 – Coeficiente de atrito entre vedações (0,2 – 0,3 a depender do fornecedor).

μ_3 – Coeficiente de atrito entre roda e trilho.

D_{ex} – Diâmetro externo da tuneladora.

D_0 – Diâmetro externo do anel de segmento.

l_M – Comprimento do escudo de revestimento.

l_t – Comprimento da vedação da cauda.

l_s – Comprimento de contato entre o segmento e a vedação.

W – Peso da tuneladora.

G – Peso dos equipamentos da tuneladora.

c – Forças adesivas.

P_m – Pressão média do solo atuando contra a máquina.

P_f – Pressão atuante na face de escavação.

q_2 – Carga devido à mudança de direção.

Porém, como afirma o autor, no caso de equipamentos mais específicos, deve-se fazer um estudo mais detalhado quando se trata do empuxo total, aumentando assim o fator de segurança, no intuito de antever possíveis erros de cálculo.

A quarta força de resistência (R_4) se dá pela multiplicação de um coeficiente de atrito com a pressão na área de uma circunferência da estanqueidade da parte de trás do equipamento.

O arranjo do sistema de reação e avanço deve ser cuidadosamente escolhido de forma a melhorar a capacidade de manobra e a trabalhabilidade dos outros seguimentos da tuneladora.

A força de empuxo de cada macaco hidráulico e a sua quantidade, dependem do diâmetro externo da máquina e da força requerida para movimentar toda a tuneladora. Segundo JSCE (2016), geralmente a força de empuxo por macaco está entre 500 a 1500 kN para equipamentos de pequeno e médio diâmetro e entre 2000 a 5000 kN para equipamentos de diâmetros maiores.

Para tuneladoras do tipo EPB Maidl *et al* (2012), ratificado por Reis (2020), calcula a força como:

$$W_T = \sum W \cdot \text{Fator de segurança} \quad (2.12)$$

Onde

W_T – Força de impulso gerada pelos macacos hidráulicos.

W_r – Resistência ao movimento da tuneladora.

A qual as forças de resistência do movimento podem ser divididas entre a força aplicada no escudo, força aplicada nas lâminas da cabeça de corte e resistência devido a terra e/ou água. Sendo assim, a força de atrito aplicada no escudo se calcula a partir de:

$$W_M = \mu \cdot [2\pi \cdot r_e \cdot l \cdot (p_v + p_h) \cdot 0,5 \cdot G_s] \quad (2.13)$$

Onde:

W_M – Força de atrito aplicada no escudo (kN).

μ – Coeficiente de atrito entre o escudo e o maciço.

r_e – Raio do escudo (m).

l – Comprimento do escudo (m);

p_v – Pressão de terra vertical máxima (kPa).

p_h – Pressão horizontal máxima (kPa).

G_s – Peso próprio do escudo (kN).

Segundo Maidl *et al.* (2012) o atrito entre escudo e o maciço fica próximo de 0,2.

Já a força aplicada nas lâminas da cabeça de corte é calculada como:

$$W_{ral} = 2\pi \cdot r_e \cdot p_{Uni-pico} \cdot t \cdot n \quad (2.14)$$

Onde:

W_{ral} – Força de resistência aplicada nas lâminas da cabeça de corte (kN).

r_e – Raio do escudo (m).

$p_{\text{Uni-pico}}$ – Resistência de pico uniaxial do maciço (kPa).

t – Espessura da lâmina (m).

n_1 – Quantidade de lâminas (m).

A resistência de pico ($p_{\text{Uni-pico}}$) é determinante para o cálculo, sendo que para argilas, pode variar de 400 a 1000 kPa (Maidl *et al.*, 2012).

A resistência devido à pressão de água e/ou terra é calculada a partir da formulação :

$$W_{ST} = A \cdot (p_{st\ topo} + p_{st\ base}) \cdot 0,5 \quad (2.15)$$

Onde:

W_{ST} – Força de resistência devido à pressão de terra e de água na face;

A – Área da face de escavação;

p_{base} – Pressão de suporte na base do escudo;

p_{topo} – Pressão de suporte no topo do escudo.

2.3 - MÉTODOS DE DESEMPENHO

Para realizar o acompanhamento do desempenho de tuneladoras criaram-se vários métodos como NTNU (Bruland 2000), RME (Bieniawski 2006), Qtbm (Barton 1999) e RME (Rostami & Ozdemir 1993), com critérios próprios, onde esses são descritos abaixo.

2.3.1 - Método NTNU

Esse é o método do *Nowergian Institute of Technology*, que tem como base obras já executadas. É um método empírico que utiliza os critérios de taxa de avanço, taxa de penetração, durabilidade dos discos de corte e custo da obra. A partir desses critérios, faz-se uma retroanálise de dados, para a obtenção dos traços de desempenho das máquinas.

O método sofreu uma atualização por Bruland (2000) que o tornou mais confiável e bem aceito para análise do desempenho das máquinas. Uma das alterações foi a separação dos parâmetros, entre parâmetros de rochas e máquinas.

Para a aplicação desse método, divide-se a análise entre parâmetros da tuneladora e parâmetros do maciço. Os parâmetros da tuneladora resultam em um empuxo equivalente, já os do maciço acarretam um fator de fraturamento, como mostrado na Figura 2.9.

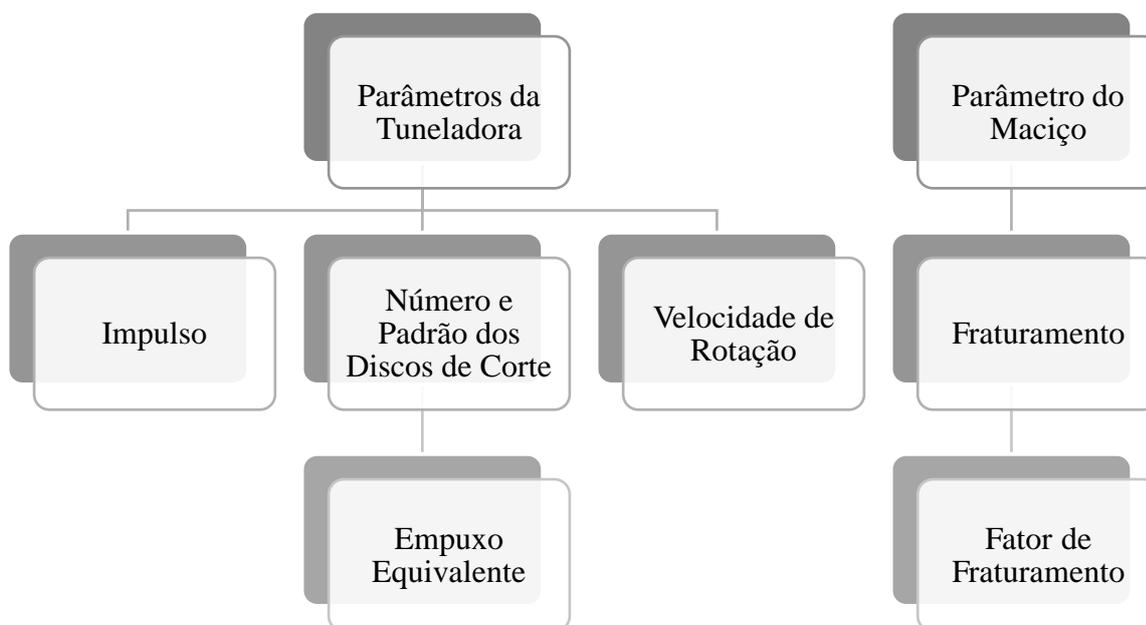


Figura 2.9 – Parâmetros individuais.

Ao juntar esses dois parâmetros, chega-se à taxa de penetração básica, que, por sua vez, gera a taxa de penetração final, levando em conta a velocidade de rotação, podendo ser visto na Figura 2.10.

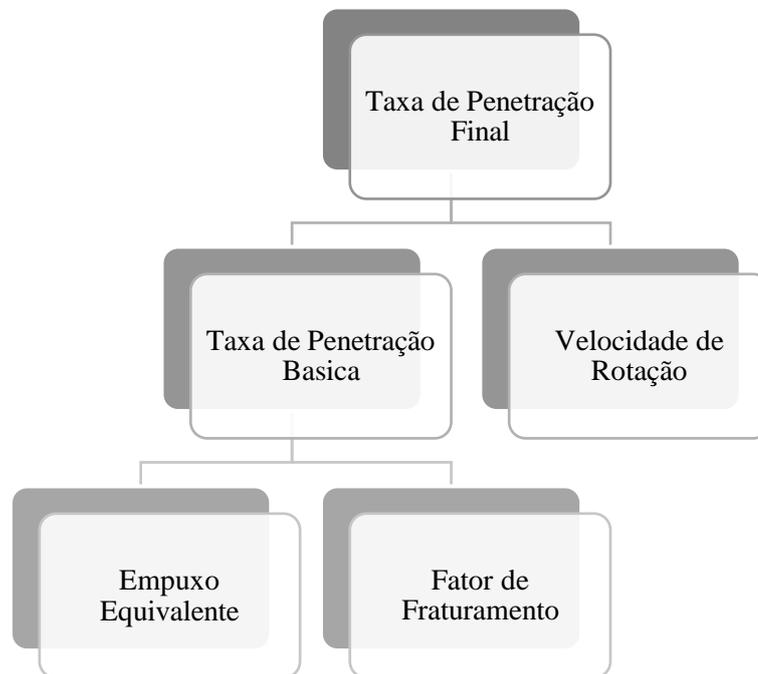


Figura 2.10 – Obtenção da taxa de penetração final.

Para conseguir a taxa de penetração final, os parâmetros devem ser calculados de forma separada.

2.3.1.1 - Parâmetros da Tuneladora

Os parâmetros principais da tuneladora são o diâmetro, o espaçamento, diâmetro dos discos de corte.

- **Diâmetro da Tuneladora**

Existem diversos modelos de tuneladoras capazes de escavar rochas, com vários tamanhos. Esse método foi elaborado para ser utilizado com diâmetros de 3 a 10 m. Esse

diâmetro influencia diretamente os discos de corte, afetando a propulsão que eles geram em determinado tempo de operação.

- **Espaçamento entre discos**

O espaçamento entre discos de corte é calculado de forma simples, sendo apenas a divisão do raio dos discos de corte pela sua quantidade. Alguns equipamentos admitem variar o tamanho dos discos de corte, gerando assim espaçamentos variáveis ao longo do diâmetro da cabeça de corte.

Antigamente se utilizavam espaçamentos entre 65 a 90 mm, atualmente, em virtude do aumento das tuneladoras, com a obtenção empírica desses espaçamentos e visando a maior taxa de avanço possível, são utilizados os de 80 a 95 mm. Para esse método é necessária a utilização de espaçamento de 70 mm, caso seja diferente, é necessário que se atribua o fator de correção do diâmetro.

- **Diâmetro dos discos**

Nas últimas décadas houve uma tendência em se utilizar discos de diâmetro levemente maior, devido ao fato que desse tipo de conformação suportar um tempo de operação maior antes de uma substituição. O mais usual para rochas é o de 483 mm (19 polegadas), pelo seu custo-benefício.

Essa mudança é significativa, uma vez que, para uma mesma carga, a área de contato entre o disco e o maciço aumenta. Isso é levado em consideração ao calcular o fator de correção do diâmetro.

Após as verificações dos parâmetros iniciais da tuneladora, emprega-se a curva do método com o intuito de maximizar o desempenho do equipamento e das peças, sendo possível obter correlações para todos os parâmetros anteriores caso não estejam de acordo com o padrão apresentado.

2.3.1.2 - Velocidade de rotação da cabeça de corte

A velocidade de rotação da cabeça de corte é importante, pois tem uma relação inversa ao diâmetro, quanto maior a cabeça de corte, menor tem que ser a velocidade de rotação, devendo ter um limite, de forma que os discos mais da extremidade não sofram desgaste prematuro ou até mesmo leve a sua ruptura. A Figura 2.11 ilustra, segundo Bruland (2000), a

rotação por minuto da cabeça de corte em função do diâmetro da tuneladora e dos discos de corte.

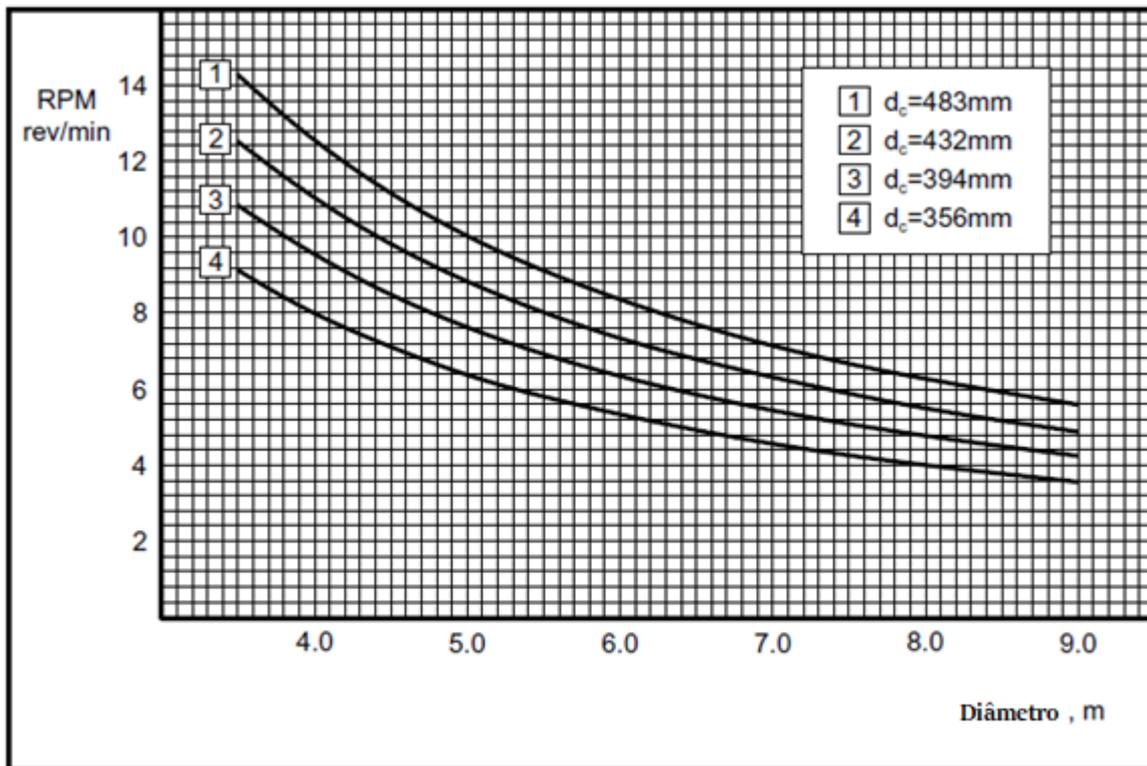


Figura 2.11 – Rotação da cabeça de corte pelo diâmetro Bruland (Modificado - 2000).

2.3.1.3 - Número de discos de corte e Padrão

Em tuneladoras pequenas é indicado que se utilize o número máximo de discos, devido à área limitada na cabeça de corte. Com base na Figura 2.12, calcula-se a quantidade de discos, de acordo com o diâmetro da cabeça de corte para os demais casos.

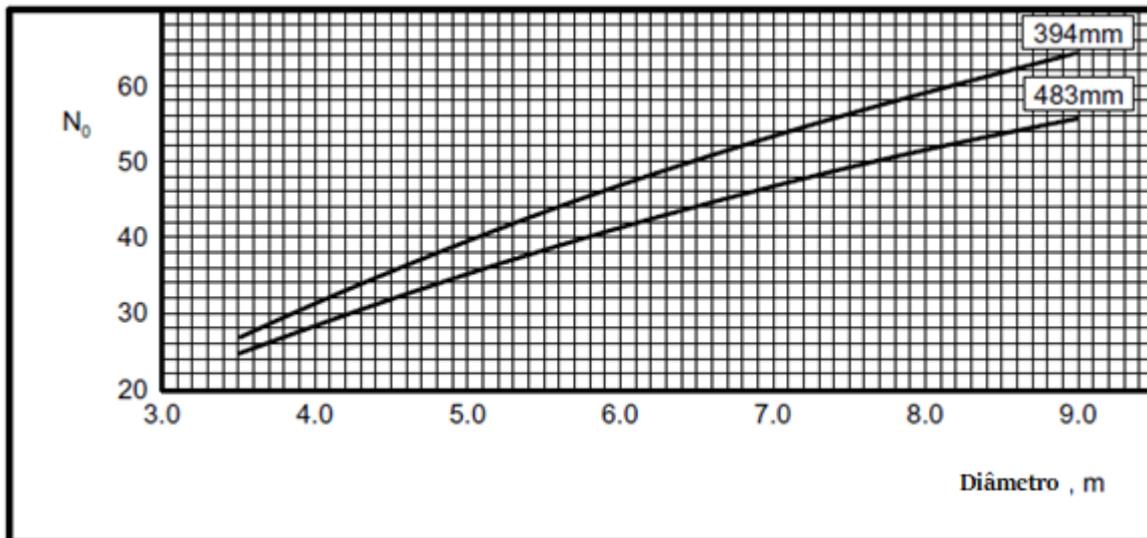


Figura 2.12 – Número de disco de corte x diâmetro (Modificado - Bruland, 2000).

2.3.1.4 - Potência da cabeça de corte

Nesse ponto, Bruland (2000) indica qual a potência necessária para que haja a rotação da cabeça de corte, associando as dimensões dos discos de corte e o diâmetro da tuneladora. Como é possível verificar na Figura 2.13, essa medida indica a energia necessária para que o torque gerado proporcione uma taxa de penetração de 10 mm/rot.

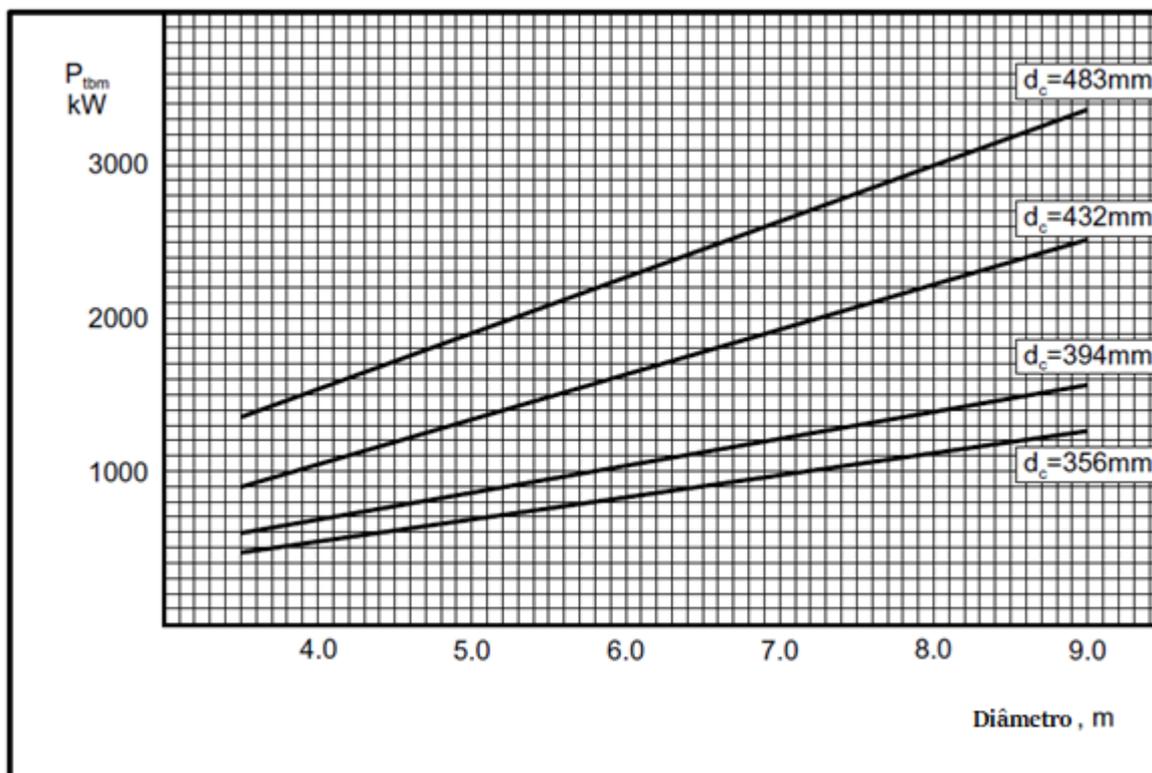


Figura 2.13 – Potência instalada na cabeça de corte (Modificado - Bruland, 2000).

2.3.1.5 - Força bruta de empuxo dos discos de corte

Bruland (2000) demonstra na Figura 2.14, a força média por disco, em função da sua espessura e do diâmetro da cabeça de corte. Nos dias de hoje, os discos são feitos de aço, sendo limitada o seu empuxo. O empuxo médio bruto é o empuxo que os discos podem aguentar durante um tempo sem apresentar picos de carga. Para determinar a taxa de penetração é necessário levar em conta a capacidade de empuxo dos discos, bem como a capacidade de rolamento principal e dos discos.

Na Figura 2.14 o limite superior indica um maciço homogêneo e no inferior um maciço altamente fraturado.

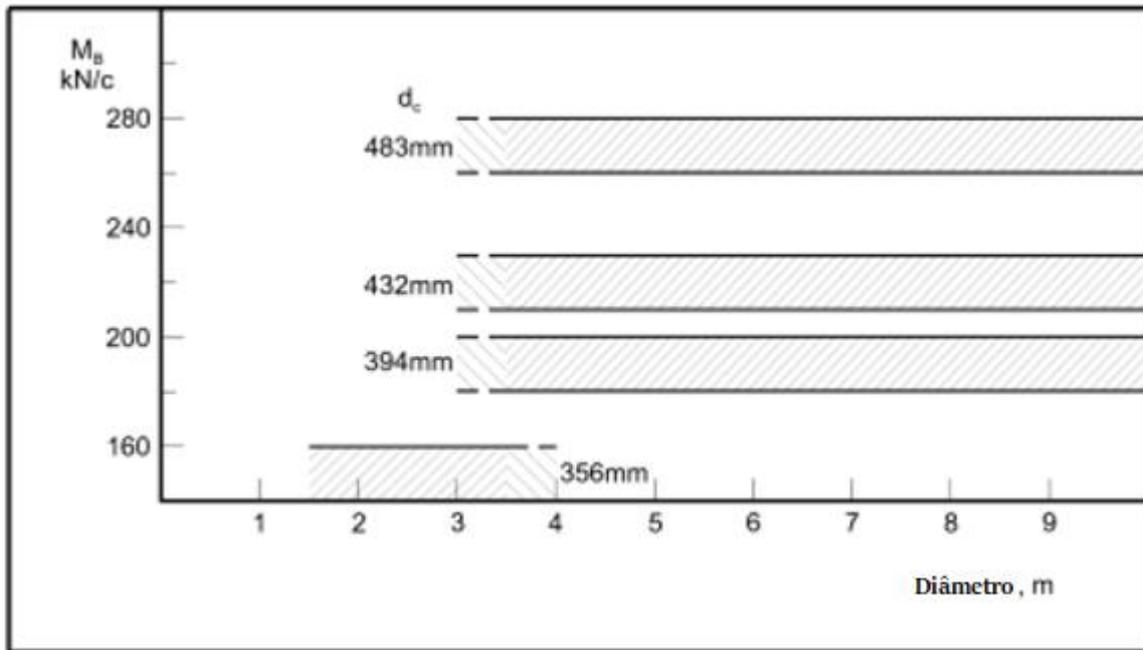


Figura 2.14 – Empuxo máximo por disco x diâmetro da TMB (Modificado - Bruland, 2000).

2.3.1.6 - Fator de correção do diâmetro dos discos

Como dito anteriormente, esse método possibilita a correção dos parâmetros que não estão de acordo com o que ele especifica. O primeiro parâmetro a aceitar correção são os discos de corte, como pode-se observar na Figura 2.15.

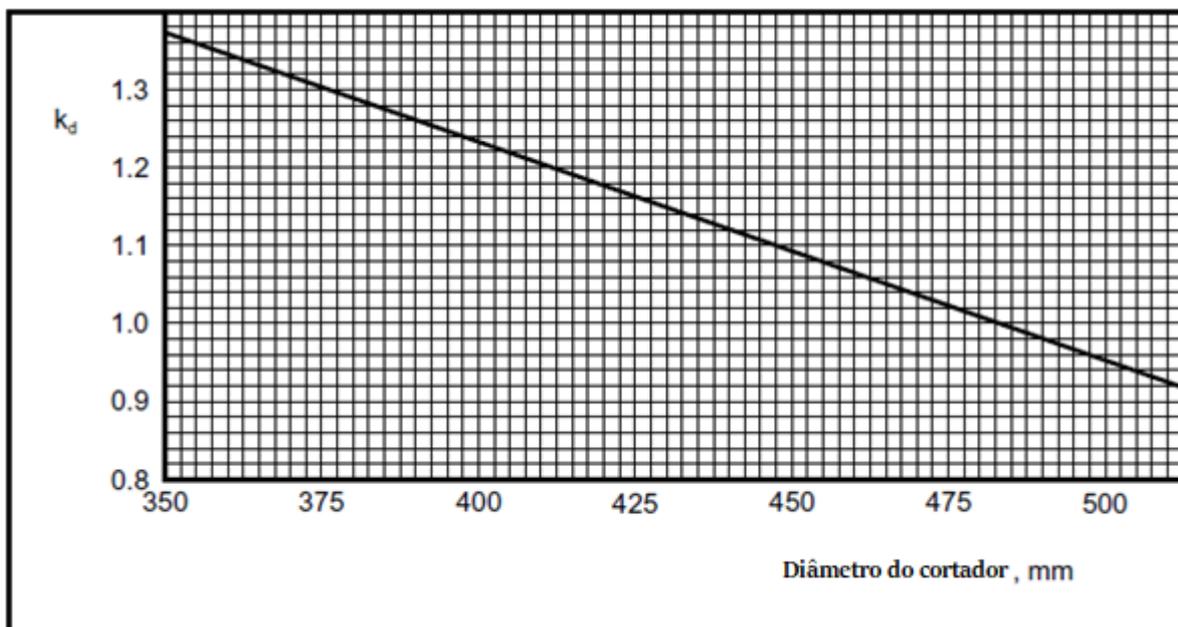


Figura 2.15 – Correlação dos discos de corte (Bruland, 2000).

Esse passo só é necessário quando o diâmetro do disco de corte da tuneladora for diferente de 483 mm.

2.3.1.7 - Fator de correção do espaçamento

Caso o espaçamento não seja de 70 mm é necessário que seja realizada uma correção. Para tanto, utiliza-se o fator de correção k_a , como mostra a Figura 2.16:

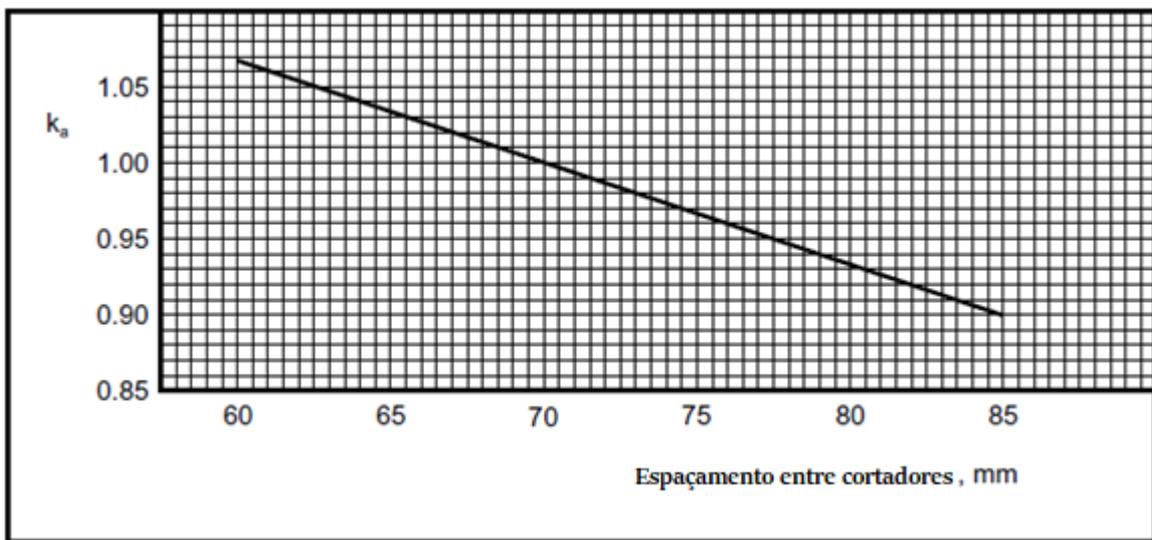


Figura 2.16 – Correlação para o espaçamento (Bruland, 2000).

2.3.1.8 - Torque equivalente

Para calcular o torque equivalente, basta aplicar a fórmula abaixo, a qual ajusta o valor do impulso por disco de corte a partir dos fatores de correção.

$$M_{ekv} = M_b \cdot k_d \cdot k_a \text{ (kN/cortador)} \quad (2.16)$$

Onde M_b é a força bruta de empuxo dos discos de corte, k_d é o fator de correção do diâmetro dos discos de corte e k_a é o fator de correção do espaçamento dos discos.

2.3.1.9 - Parâmetros do maciço

O maciço possui parâmetros iniciais para chegar ao fator de fraturamento. São eles: o índice S₂₀, SJ, ângulo e classe de fraturamento e a porosidade. O fraturamento tem uma grande importância nesse parâmetro, pois o comportamento da rocha, quando submetida a esforços externos, depende diretamente dele. Fratura significa qualquer junta ou fissura com algum ou nenhum grau de cisalhamento, forçada ao longo do plano de fraqueza. Para se ter uma alta influência na taxa de penetração a distância entre as duas bordas têm que ser mínima. A fratura de um maciço é definida pelo grau de fraturamento, tipo e espaçamento, além do ângulo entre o(s) plano(s) de fraqueza e do túnel.

- **Índice S₂₀**

Como demonstra a Figura 2.17, o índice S₂₀ é de fácil obtenção, pois é o percentual de material passante, em uma malha de abertura de 11,2 mm, depois de 20 golpes de um pilão, numa média dos ensaios realizados.

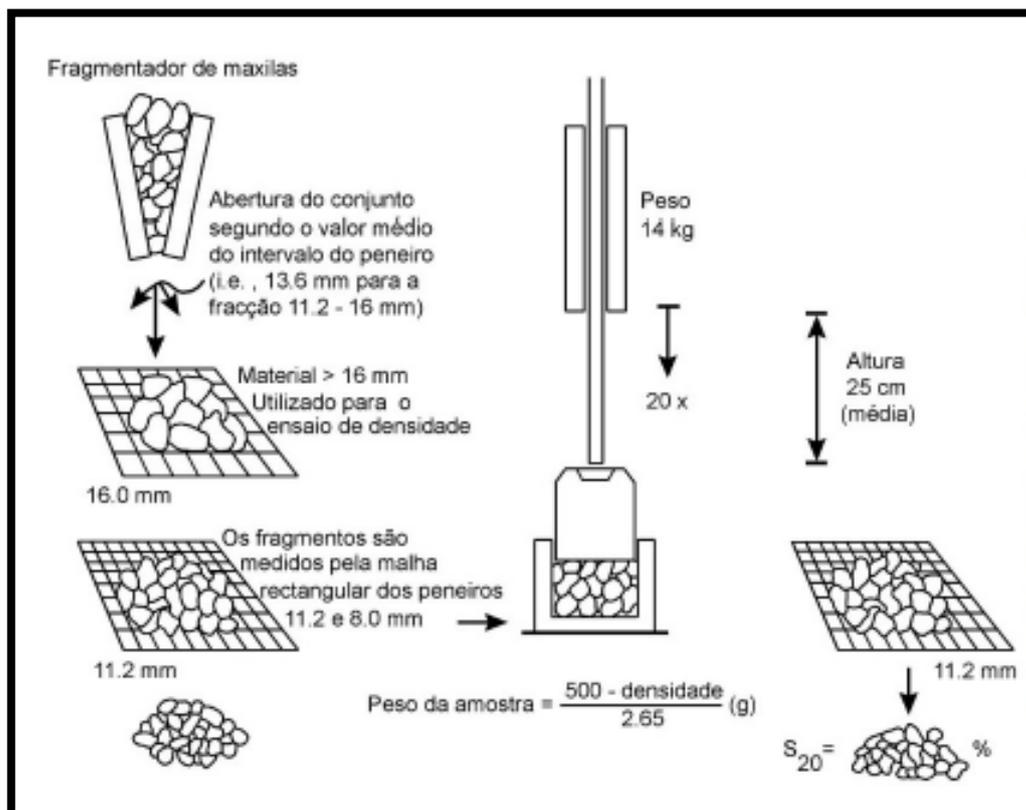


Figura 2.17 – Teste de Fragilidade (Modificado - Bruland 1998).

Esse índice indica uma medida de fragilidade da rocha ou sua competência ao sofrer impactos repetitivos.

- **Índice SJ**

O índice SJ também é um ensaio facilmente obtido, sendo realizado em corpos de prova de escala diminuta. O resultado gerado é o valor da profundidade da perfuração no maciço depois de 200 revoluções de uma broca padrão. Além disso, ele é obtido a partir da média de diversas repetições.

No ensaio o equipamento utilizado é o Sievers' Miniature Drill Test, que foi desenvolvido por Sievers na década de 50. O resultado desse teste demonstra a resistência da rocha à penetração. Sendo que ele deve ser medido paralelamente à estratificação da rocha. O procedimento do ensaio é indicado na Figura 2.18.

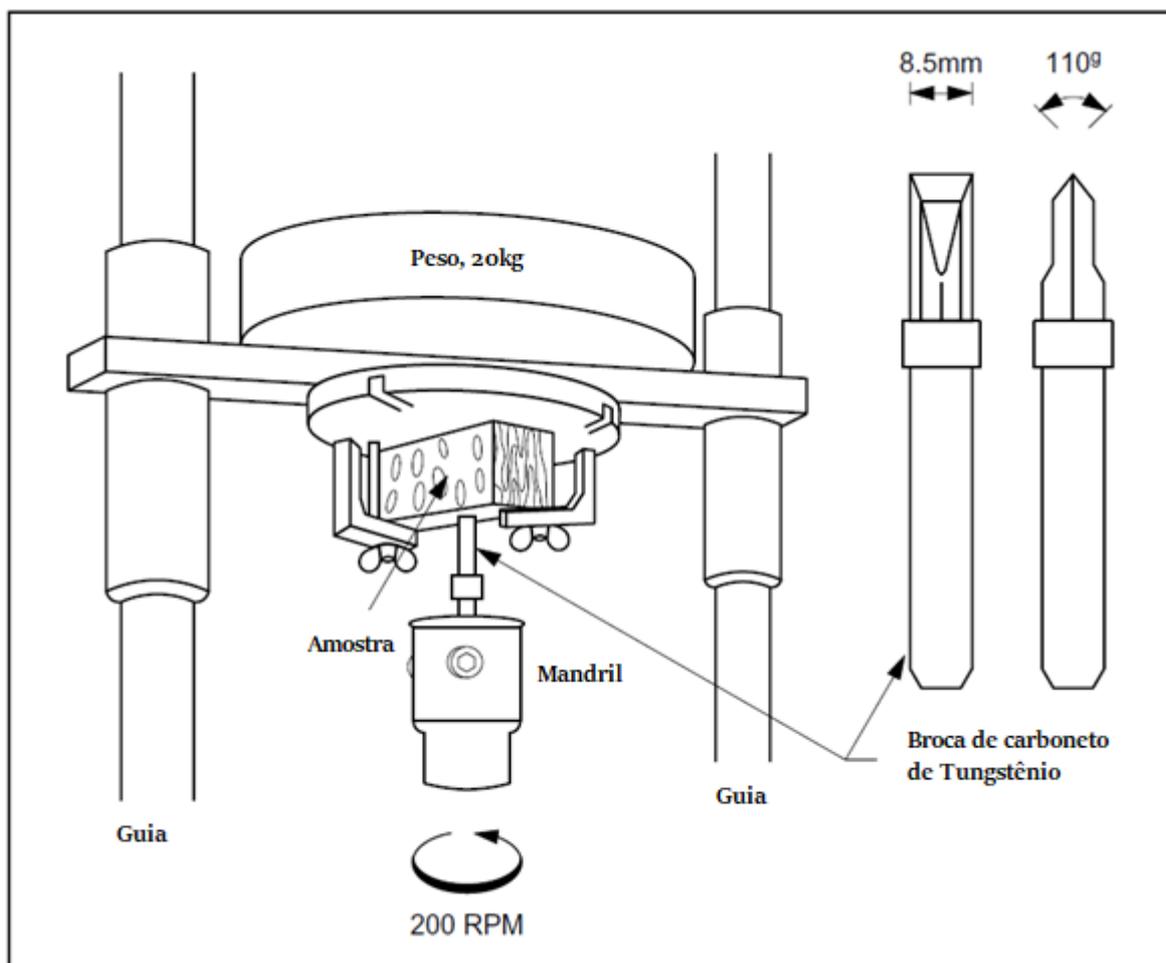


Figura 2.18 – Ensaio Sievers' Miniature Drill Test (Modificado - Bruland 1998).

- **Ângulo de fraturamento**

O ângulo de um plano de fraqueza é determinado a partir do seu ângulo de direção, ângulo de mergulho e o ângulo entre plano de fraqueza e o eixo do túnel. O ângulo de direção (α_z) é o ângulo que representa o sentido. A intercessão do plano da descontinuidade com o plano horizontal forma uma reta, sendo o ângulo de direção definido como o ângulo que essa reta faz em relação ao norte. Já o ângulo de mergulho (α_m) é o ângulo formado entre o plano horizontal e a descontinuidade, chegando ao máximo de 90° . O ângulo entre o plano de fraqueza e o eixo do túnel (α_t) representa se o plano de fraqueza irá convergir para o eixo do túnel.

- **Classe de fraturamento**

Segundo Bruland (2000), a classe de fraturamento é dividida a partir da distância dos planos de fraqueza, onde a classe 0 corresponde ao maciço intacto e a classe IV a uma rocha totalmente fissurada, conforme demonstra a Tabela 2.1.

Tabela 2.1 – Classe de fraturamento (Bruland, 2000).

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

Bruland (2000) também indica uma classe de fissuração a partir do tipo de rocha, como mostra a Figura 2.19.

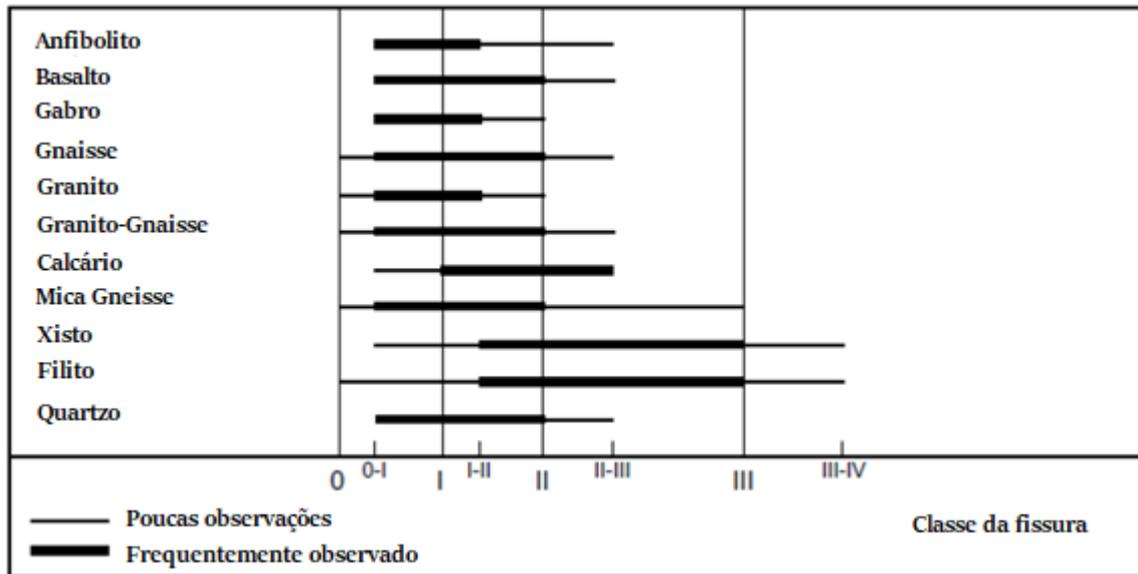


Figura 2.19 – Classe de fraturamento segundo o tipo de rocha (Modificado - Bruland, 2000).

- **Porosidade**

Esse item só deve ser mensurado caso a rocha possua uma porosidade acima de 2%. Segundo Bruland (2000), a máxima porosidade encontrada foi em torno de 15%.

- **Índice de perfuração**

O índice de perfuração, mais conhecido como *Drilling Rate Index* (DRI), indica o quanto se perfura uma determinada rocha. Esse índice é obtido a partir dos ensaios S20 e SJ, descritos acima. Com esses dados, obtém-se o valor de DRI, conforme Figura 2.20. Esse índice é necessário, pois indica a energia necessária para quebrar a rocha, com relação a sua dureza e fragilidade do maciço rochoso.

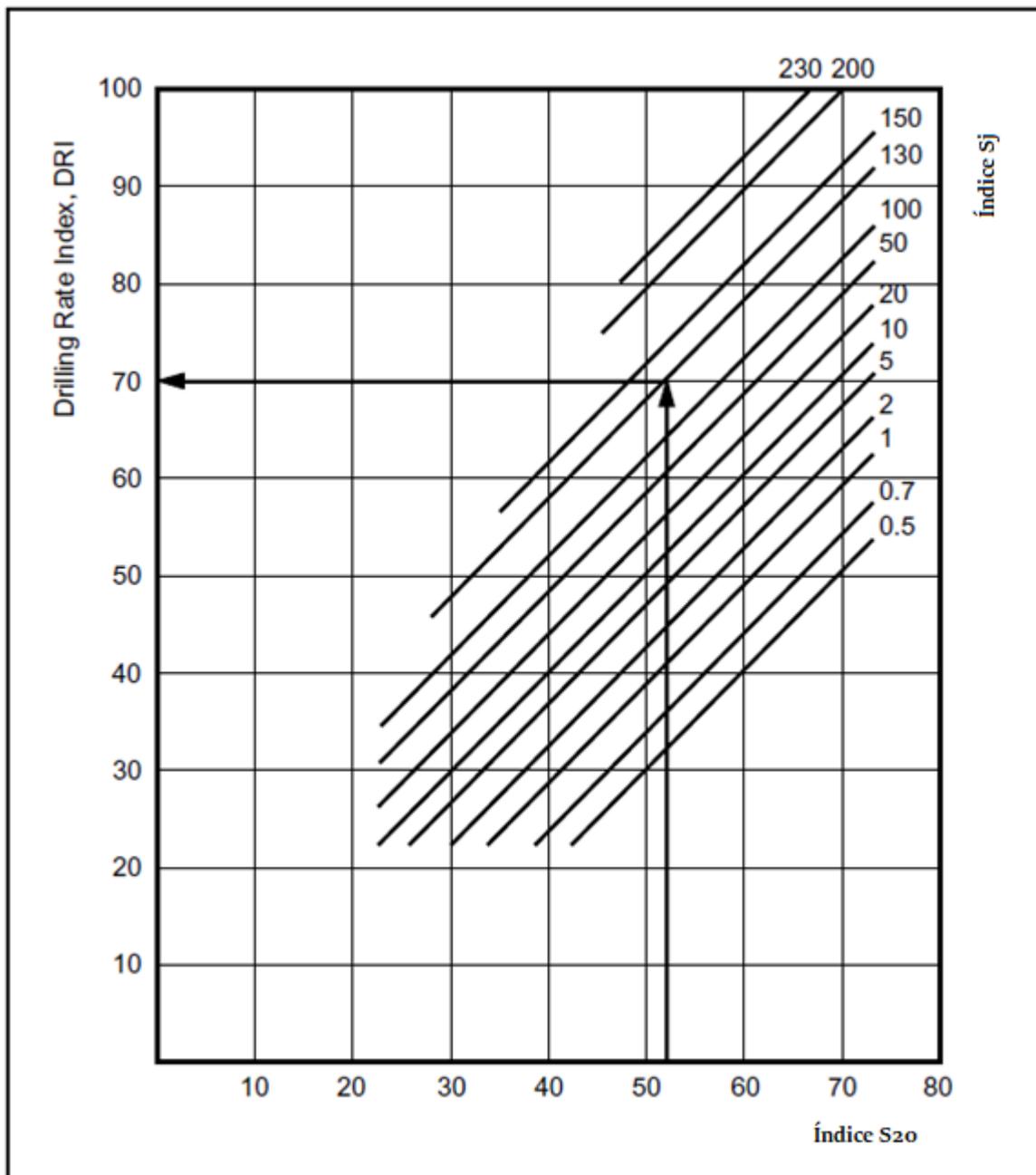


Figura 2.20 – Ábaco de obtenção do DRI (Modificado - Bruland, 1998).

O método também traz uma estimativa dos prováveis DRI de acordo com a rocha e experiência já avaliada, como pode ser visto na Figura 2.21.

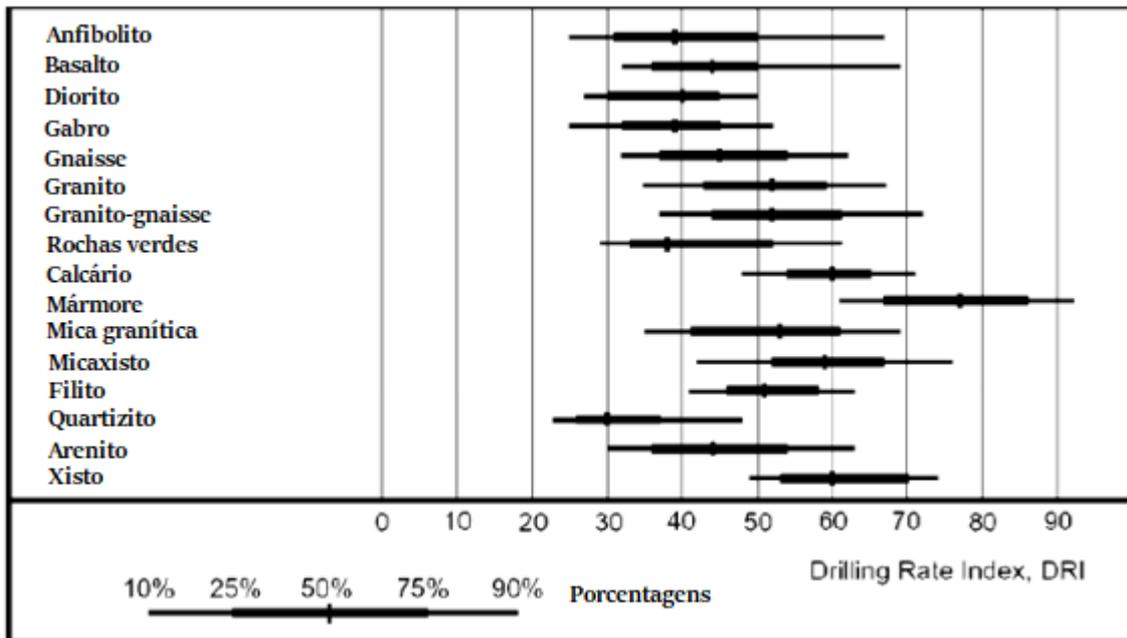


Figura 2.21 – DRI de acordo com cada rocha (Modificado - Bruland, 1998).

- **Ângulo de fraturamento equivalente**

Para calcular o ângulo de fraturamento equivalente, primeiramente é necessário a obtenção dos ângulos do plano de fraqueza citados: azimute, mergulho e ângulo em relação ao eixo do túnel. De posse desses ângulos, utilizar a equação abaixo:

$$\alpha = \arcsin(\sin \alpha_m \cdot \sin(\alpha_t - \alpha_z)) \quad (2.17)$$

A qual:

α_m – ângulo de mergulho

α_z – Azimute

α_t – Ângulo em relação ao eixo do túnel

- **Fator de fraturamento da descontinuidade**

De posse do ângulo equivalente das descontinuidades, assim como a classe de fraturamento, pode-se retirar graficamente o fator de fraturamento da descontinuidade, com o auxílio das curvas mostradas no método (Figura 2.22).

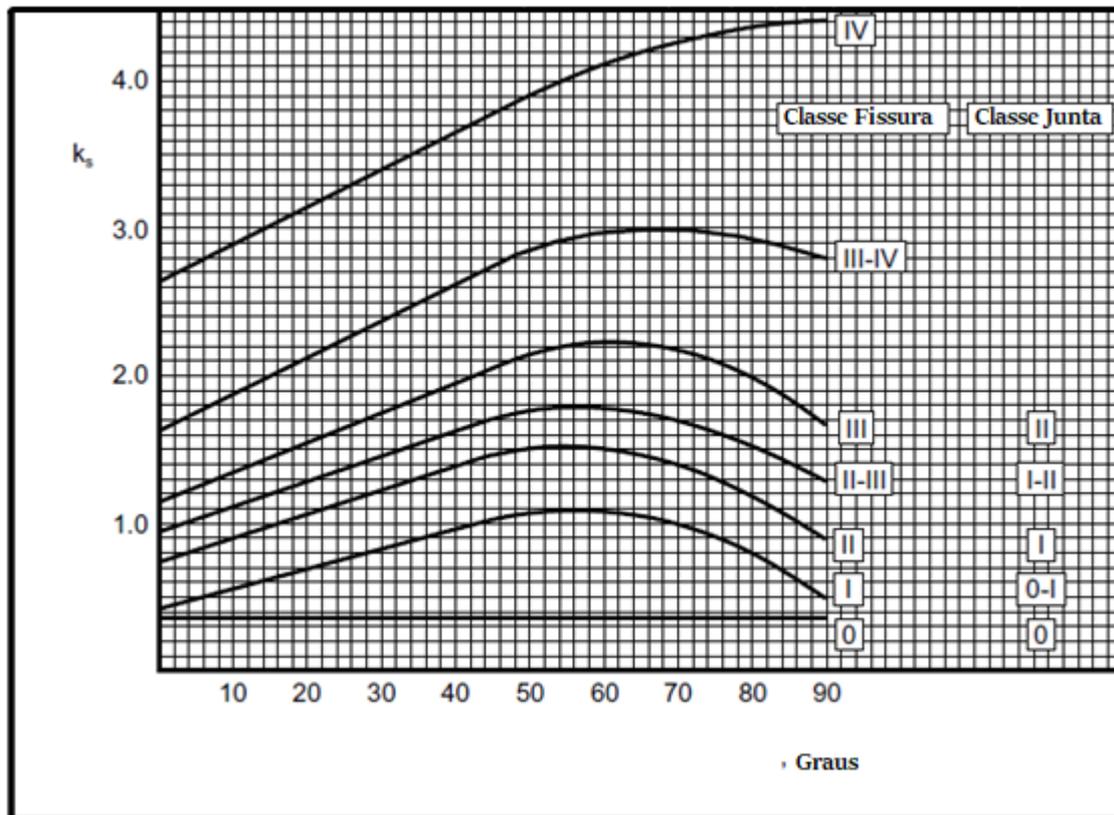


Figura 2.22 – Fator de fraturamento equivalente (Modificado - Bruland, 2000).

A partir do fator de fraturamento equivalente, calcula-se o valor de fraturamento total, por meio da equação abaixo:

$$k_{s-tot} = \sum_{i=1}^n k_{si} - (n - 1) \cdot 0,36 \quad (2.18)$$

Onde:

K_{s-tot} = Fator de fraturamento total

K_{si} = Fator de fraturamento equivalente para determinada família

n = Número de conjunto de falhas

- **Fator DRI**

Assim como nos parâmetros anteriores, que apresenta um fator de correção para índices não especificados pelo método, com o DRI não é diferente. Para achar esse fator de correção do DRI, insere o valor de DRI juntamente com o fator de fraturamento no diagrama ilustrado na Figura 2.23.

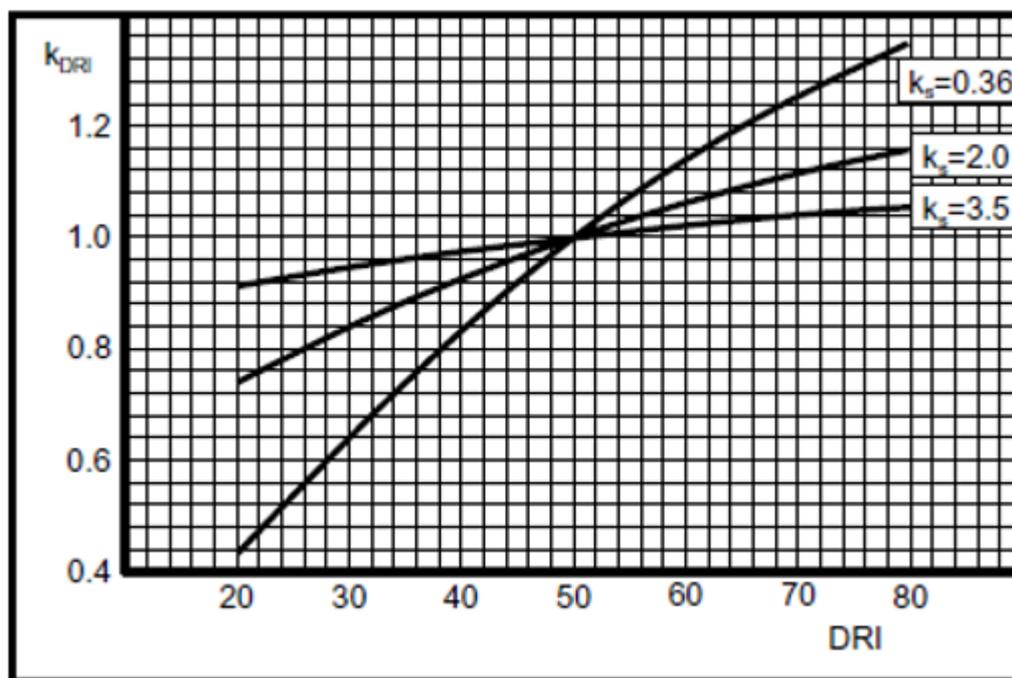


Figura 2.23 – Fator de DRI (Bruland, 2000).

- **Fator de porosidade**

Outro fator a se adequar ao método é o de porosidade, que irá impactar diretamente sobre o avanço do equipamento. Para obter esse fator, basta inserir o valor da porosidade na Figura 2.24, caso ela seja diferente de 2%.

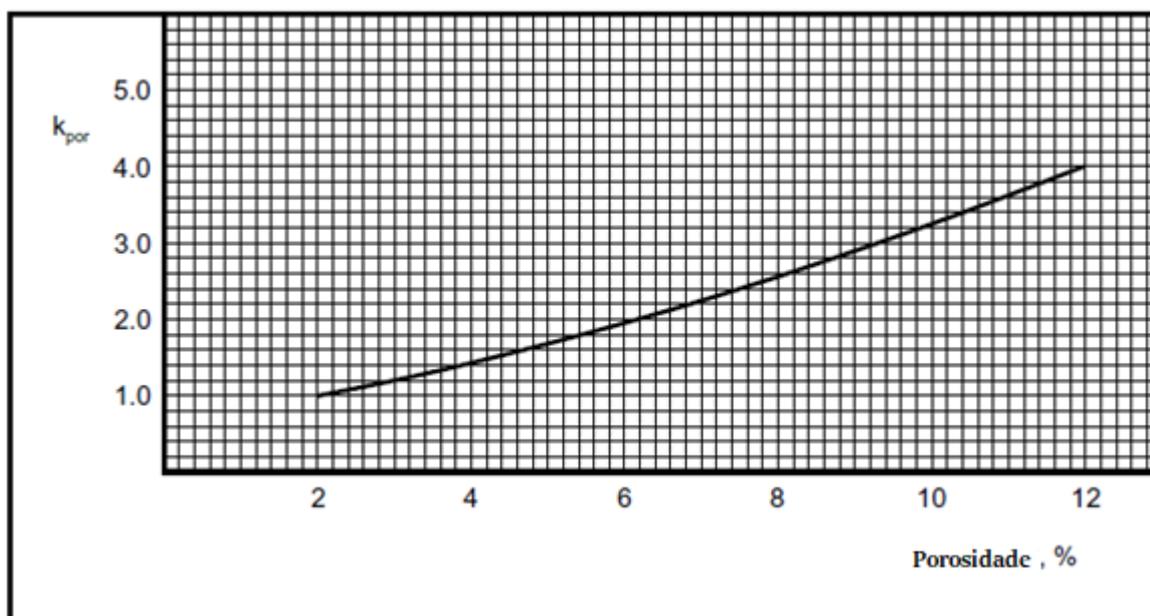


Figura 2.24 – Fator de porosidade (Modificado - Bruland, 2000).

- **Fator de fraturamento equivalente**

Para obter o fator de fraturamento equivalente é necessário coletar o valor dos fatores anteriores, DRI, de porosidade e de fraturamento da descontinuidade. A partir desses valores, aplicar a equação:

$$k_{ekv} = k_{s-tot} \cdot k_{DRI} \cdot k_{por} \quad (2.19)$$

2.3.1.10 - Penetração básica

Neste passo, interligar-se-á dois parâmetros já citados, o da tuneladora e o de maciço, chegando-se assim a taxa de penetração básica. De posse dos dados de empuxo equivalente da tuneladora e fator de fraturamento equivalente, basta os inserir na Figura 2.25.

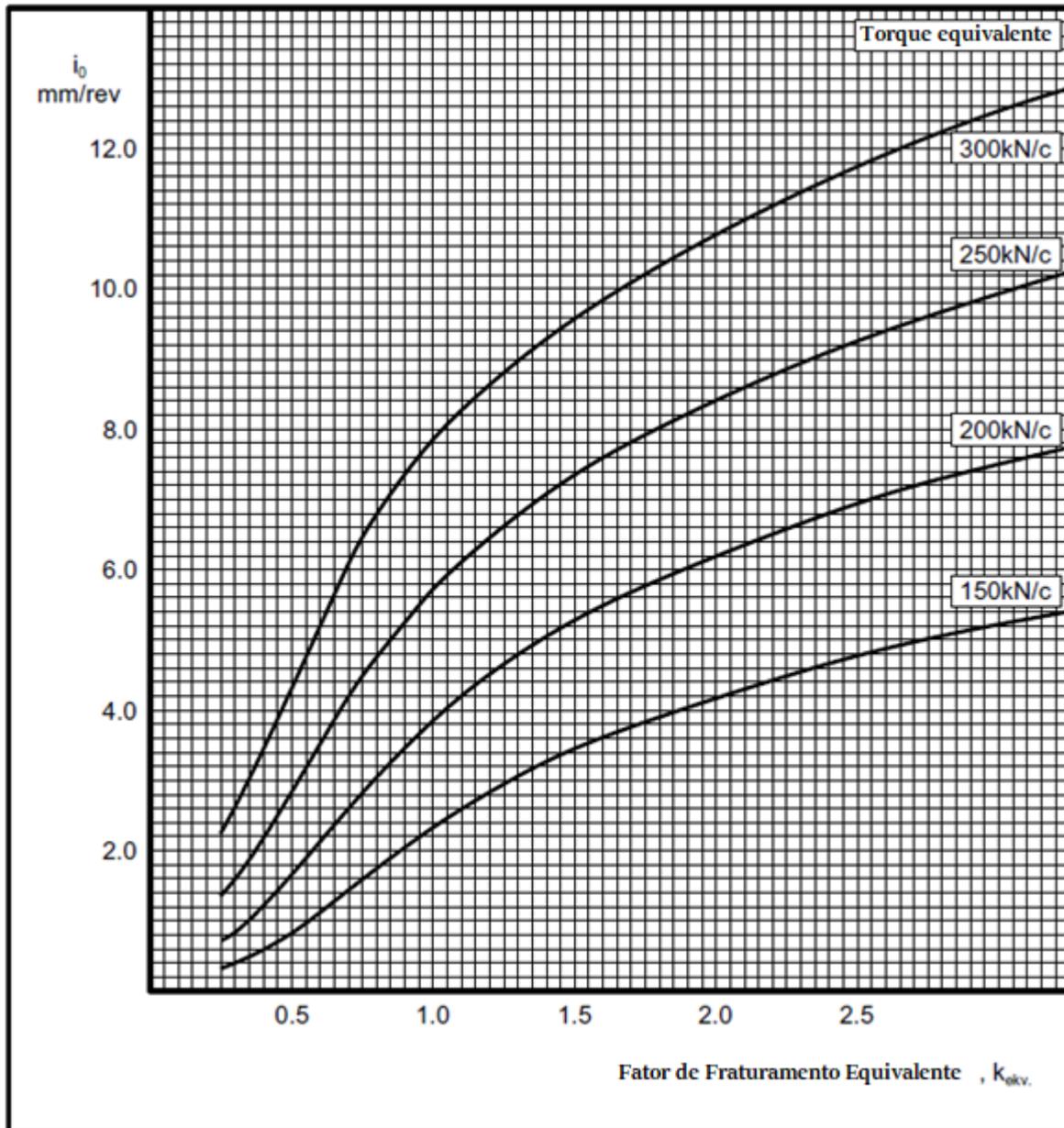


Figura 2.25 – Penetração básica (Modificado - Bruland, 2000).

2.3.1.11 - Taxa de penetração básica

Levando-se em conta a velocidade de rotação da cabeça de corte, a taxa de penetração básica é calculada a partir da equação:

$$I_0 = i_0 \cdot RPM \cdot \left(\frac{60}{1000}\right) \quad m/h \quad (2.20)$$

Obtendo assim a taxa de penetração básica para o método NTNU.

Como Rostami *et al.* (1996) concluíram em seu trabalho, essa metodologia pode apresentar um modelo menos preciso pois falta compreensão no processo do corte de rocha. Para que haja uma maior precisão, é recomendado que o ensaio seja feito em tamanho real, para se extrair, de forma direta, o comportamento do corte da rocha, minimizando assim, os erros envolvidos. Entretanto, há de salientar que o modelo NTNU é utilizado, atualmente, para, integrando os efeitos de descontinuidades e maciço rochoso, melhorar as estimativas do modelo CSM.

2.3.2 - Método RME

Também é um método empírico e relativamente novo, que foi apresentado em 2006, na Coreia, e melhorado por Bieniawski *et al.* (2008). O RME (*Rock Mass Excavability*) tem como principal objetivo demonstrar qual a melhor tuneladora para determinado tipo de escavação.

Para a elaboração do método utilizou-se, como base de dados estatísticos, casos históricos de tuneis executados por *double shield*, *single shield* e tuneladoras abertas. Vale lembrar que essa metodologia é utilizada para modelar o desempenho das tuneladoras e não como substituto de outros métodos de qualificação das rochas, como o próprio RMR e Q.

Utilizam-se dados observados estatisticamente que são de fundamental importância para a taxa média de avanço (ARA), medida em m/dia, quais sejam: tempo de auto sustentação, abrasividade e espaçamento de descontinuidades. Como apresenta Ferreira (2018), deve-se atribuir pesos diferentes para cada atributo, a depender do túnel.

Esse método utiliza cinco critérios para gerar uma tabela de até no máximo 100 pontos, situação considerada ideal, são eles: resistência uniaxial da rocha intacta, penetrabilidade, descontinuidades da face de escavação, tempo de autossustentação e fluxo de água subterrâneo. Em relação à descontinuidade na face de escavação, existem três subcritérios, quais sejam: homogeneidade, número de juntas por metro e orientação em relação ao eixo do túnel.

Como pode-se perceber na Figura 2.26, esses são os parâmetros utilizados no cálculo do RME, proposto por 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	

Figura 2.26 – Parâmetros de Bieniawski para a obtenção do valor de RME (Bieniawski *et al.* 2006a).

De acordo com Bieniawski *et al.* (2006a), caso algum valor na tabela seja 0, assume-se que a ARA será menor que 2 m/dia, independentemente do valor obtido no RME.

Pode-se perceber que esse método não leva em consideração o estado de tensões da rocha, que em ambientes de elevada profundidade, torna-se uma grande questão, visto que nesses ambientes o estado de tensões não é evidente.

A Figura 2.27 demonstra a correlação do tempo de autossustentação com o vazio sem suporte. A partir da classificação geomecânica, as zonas desenhadas simbolizam o deslocamento da cobertura de túneis, onde os quadrados preenchidos são escavações em minas e os quadrados em branco são túneis. Já as linhas de contorno descrevem aplicabilidade e limites.

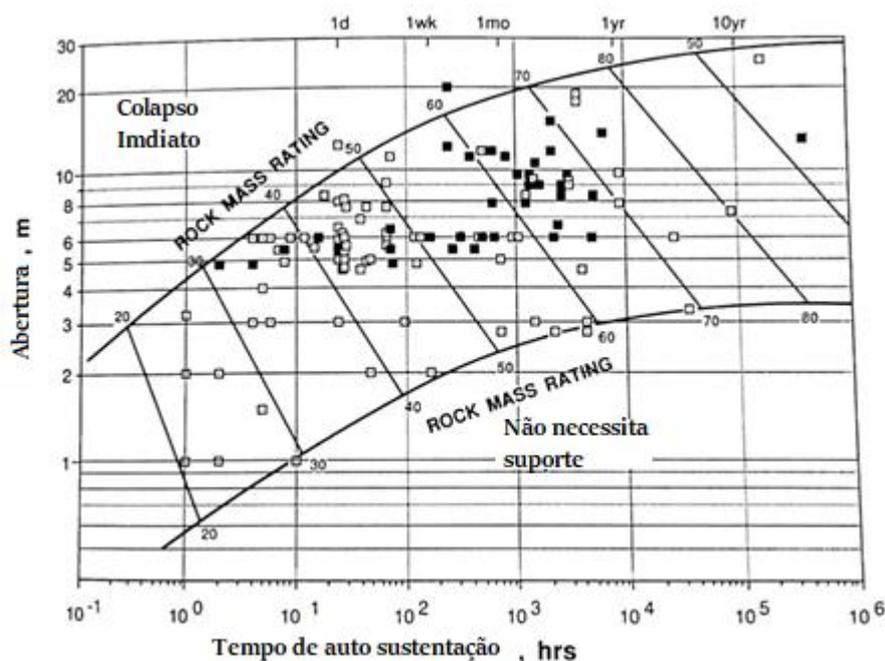


Figura 2.27 – Tempo de sustentação x vão sem suporte. (Modificado - Bieniawski et al., 2006b).

De acordo com Bieniawski *et al.* (2006b), a taxa média de avanço (ARA), em m/dia, é o parâmetro mais significativo para comparar o desempenho de métodos na construção civil. Verdadeiramente é fácil calcular o ARA de uma obra, bastando apenas dividir o comprimento de uma seção pelo tempo de escavação, que deve ter o comprimento maior que 30 m, não apresentar muitas pausas para manutenção da tuneladora e não possuir variações muito significativa no resultado do RME. Sendo assim, é necessário antecipar, com acurácia, o valor de ARA para a região em estudo.

Bieniawski *et al.* (2006a) realizaram regressões e análises estatística, divulgando bilinearidade nas relações entre a taxa de avanço média e o valor de RME. Utilizando a tuneladora de escudo duplo, são elas:

$$ARA = 0,213 \cdot RME, \quad se \ RME \leq 75 \quad (2.21)$$

$$ARA = 0,56 \cdot RME, \quad se \ RME > 75 \quad (2.22)$$

Para túneis em torno de 10 m de diâmetro, utiliza-se das correlações mostradas na Tabela 2.2 para a recomendação do uso de tuneladoras.

Tabela 2.2 – Recomendação do uso de TBM.

Valor de RME	ARA	Recomendação
>75	>15 m/dia	Extremamente
50 – 75	10 – 15 m/dia	Altamente
25 – 50	5 – 10 m/dia	Mediamente
< 25	<5 m/dia	Não Recomendada

Com o intuito de considerar o diâmetro da escavação por intermédio de um fator multiplicador do RME, Bieniawski *et al.* (2006b) apresenta a equação abaixo:

$$K_d = -0,007D^3 + 0,1637D^2 - 1,2859D + 4,5158 \quad (2.23)$$

Pode-se verificar que à medida que ocorre o aumento do diâmetro, sucede a diminuição desse coeficiente e conseqüentemente da taxa média de avanço, sendo bem expressiva essa consequência na prática, uma vez que ao se aumentar o diâmetro, a taxa de avanço diminui consideravelmente.

Um tempo depois, Bieniawski *et al.* (2008) sugere o cálculo de uma taxa de avanço real, levando em conta variáveis da obra como: eficiência da equipe, adaptação do terreno e o diâmetro da escavação. Para isso decidiu-se aplicar coeficientes de correção na taxa de avanço teórica, resultando na taxa de avanço real, como mostra a equação abaixo:

$$ARA_R = ARA_T \cdot F_E \cdot F_A \cdot F_D \quad (2.24)$$

Onde F_E é o coeficiente da eficiência da equipe em campo, F_A o coeficiente da adaptabilidade ao terreno escavado e o F_D é o coeficiente de diâmetro do túnel.

Para obter o F_E , Bieniawski *et al.* (2008), utilizou a seguinte equação:

$$F_E = 0,7 + F_{E1} + F_{E2} + F_{E3} \quad (2.25)$$

Onde esses coeficientes são obtidos por tabelas.

O coeficiente F_E pode variar de 0,7 a 1,2. As Tabelas 2.3 a 2.5 mostram os coeficientes de F_{E1} a F_{E3} , respectivamente.

Tabela 2.3 – Coeficiente de F_{E1} (Modificado - Bieniawski et al 2008).

Experiência do contratado	Nenhuma	1 a 5 túneis executados	6 a 10 túneis executados	11 a 20 túneis	>21 túneis
Valor de	0	0,05	0,1	0,15	0,2

Tabela 2.4 – Coeficiente de F_{E2} (Modificado - Bieniawski et al 2008).

Qualificação da equipe de operação	Pouco treinamento e nenhum em TBM	Equipe treinada, porém, não em TBM	Treinamento total em TBM
Valor de F_{E2}	0	0,1	0,15

Tabela 2.5 – Coeficiente de F_{E3} (Modificado - Bieniawski et al 2008).

Resolução de conflitos	Representante do fabricante da TBM no local	Sem representante do fabricante da TBM no local	Tempo de resolução de problemas <1 mês	Tempo de resolução de problemas >1 mês
Valor de F_{E3}	0,075	0	0,075	0

Para a obtenção do coeficiente da adaptabilidade ao terreno escavado (F_A) utiliza-se a Figura 2.28.

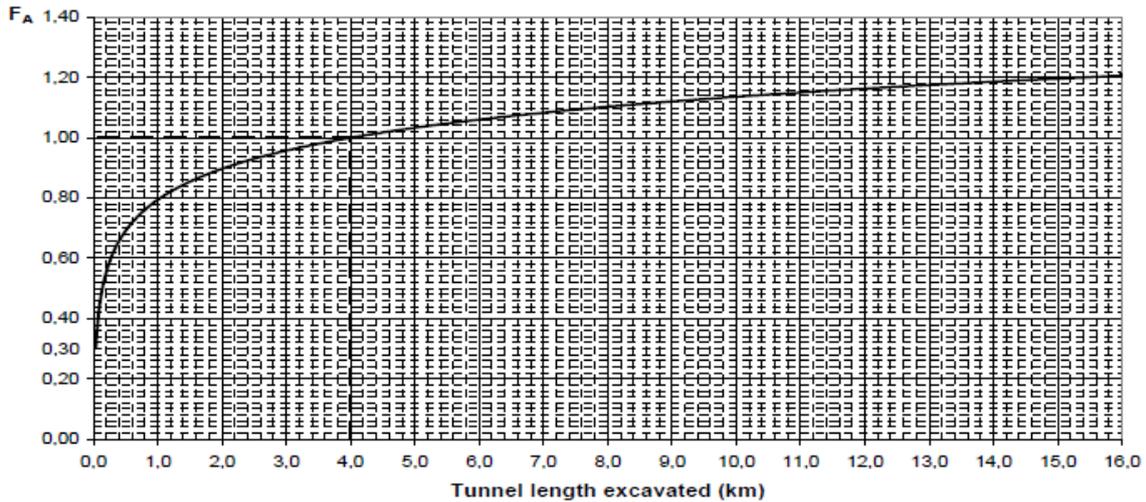


Figura 2.28 – Coeficiente F_A em função do comprimento escavado (Bieniawski et al 2008).

Para o último fator, F_D que é o coeficiente de diâmetro do túnel, utiliza-se da equação abaixo:

$$F_D = 10/D \quad (2.26)$$

Onde:

D – Diâmetro do túnel em metros

Também pode utilizar a Figura 2.29, para encontrar o F_D .

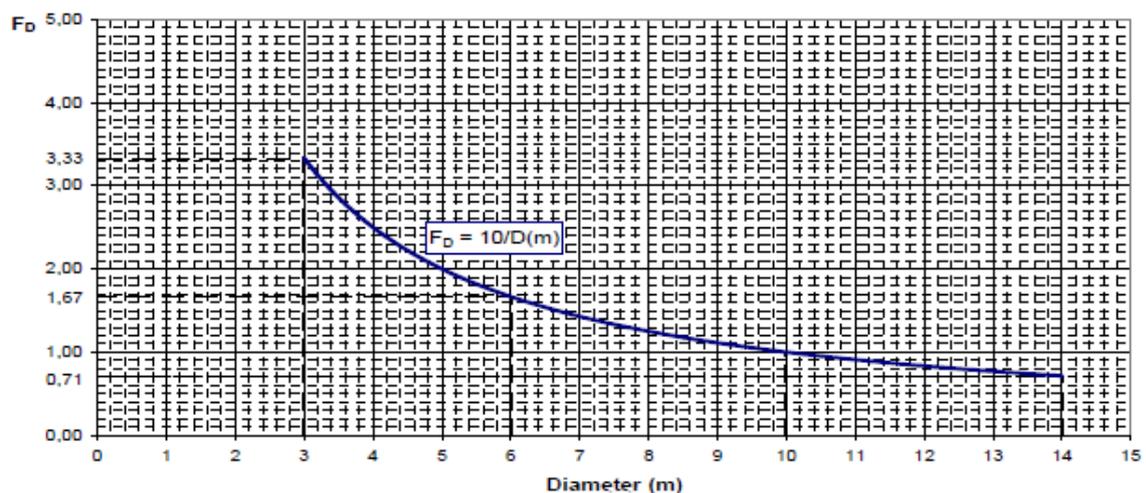


Figura 2.29 – Coeficiente F_D em relação ao diâmetro do túnel (Bieniawski *et al.*, 2008).

Foram feitas análises de alguns casos e se verificou que o comportamento da resistência uniaxial da rocha altera os valores de taxa média de avanço, ao ponto em que, num determinado valor de resistência uniaxial, o valor de ARA cai, assinalando uma maior dificuldade para a escavação da rocha. Desse modo, Bieniawski et al. (2008), estabeleceu patamares para o cálculo da taxa média de avanço teórico, chegando ao valor de 45 MPa. Acima desse valor utiliza-se uma fórmula e abaixo, outra, como demonstra as equações a seguir. Serão apresentadas equações para alguns tipos de tuneladoras, tais como, tuneladora aberta *gripper*, escudo único e escudo duplo, respectivamente:

- **TBM aberta:**

$$ARA_{TA} = 0,839 \cdot RME - 40,8 \quad Se \sigma_{ci} > 45 \text{ MPa} \quad (2.27)$$

$$ARA_{TA} = 0,324 \cdot RME - 6,8 \quad Se \sigma_{ci} < 45 \text{ MPa} \quad (2.28)$$

Em regiões de alta resistência uniaxial da rocha foram obtidos ARA por volta de 30 m/dia, chegando a cerca de 20 m/dia em trechos de baixa resistência.

- **Tuneladora de escudo único:**

$$ARA_{TEU} = 23 \left(1 - 242^{\frac{45-RME}{17}} \right) \quad Se \sigma_{ci} > 45 \text{ MPa} \quad (2.29)$$

$$ARA_{TEU} = 10 \ln(RME) - 13 \quad Se \sigma_{ci} < 45 \text{ MPa} \quad (2.30)$$

Já para esse tipo de tuneladora, quando escavando terrenos com resistência uniaxial da rocha menor que 45 MPa, encontrou-se o ARA em torno de 30 m/dia, já ao se deparar com rochas com a resistência maior, o ARA cai para em torno de 20 m/dia.

- **Tuneladora de escudo duplo**

$$ARA_{TED} = 0,422 \cdot RME - 11,6 \quad Se \sigma_{ci} > 45 \text{ MPa} \quad (2.31)$$

$$ARA_{TED} = 0,661 \cdot RME - 20,4 \quad \text{Se } \sigma_{ci} < 45 \text{ MPa} \quad (2.32)$$

Nesse caso se assemelhou muito à tuneladora de escudo único, a qual com valores abaixo da resistência uniaxial da rocha de 45 MPa, tem um maior ARA, em torno de 45 m/dia. Já em rochas acima desse valor, foi reduzido para 30 m/dia.

Esse método baseia-se em identificar as condições geológicas e a partir desse ponto, por intermédio dela, apresentar-se-á um modelo geral da tuneladora, adequado para ser empregado.

Bieniawski et al. (2008) apresentou um gráfico com os três tipos de tuneladoras citadas acima, juntamente com a tuneladora de escudo duplo otimizada, obtidos com base nas equações exibidas para resistência uniaxial da rocha maior que 45 MPa. A Figura 2.30 mostra as correlações entre o valor de RME e ARA para resistência uniaxial da rocha maior que 45 MPa.

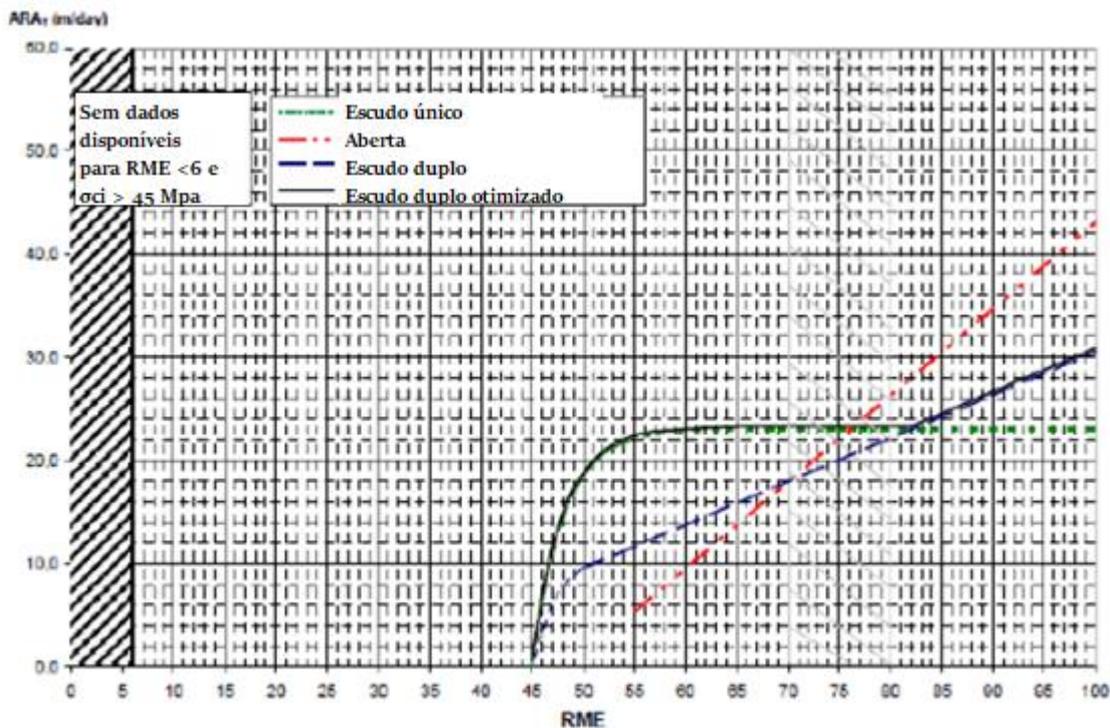


Figura 2.30 – Correlação RME X ARA com $\sigma_{ci} > 45$ Mpa (Modificado - Bieniawski *et al.*, 2008).

A partir desse gráfico, para $\sigma_{ci} > 45$ MPa e $RME > 45$, Bieniawski *et al.* (2008) propôs as seguintes recomendações:

- Para valores de RME abaixo de 45, dificultou consideravelmente a escavação obtendo baixo desempenho nos três tipos de tuneladoras;

- Para valores de RME menor que 75, são encontradas melhores respostas em tuneladoras de escudo duplo;
- Para valores de RME próximo a 75, resulta um ARA de cerca de 22m/dia nos três tipos de tuneladoras;
- Para valores de RME acima de 75 os melhores resultados são obtidos pelas tuneladoras do tipo aberta.

Já na Figura 2.31, apresenta-se o mesmo comparativo, porém, considerando a resistência uniaxial da rocha abaixo de 45 MPa:

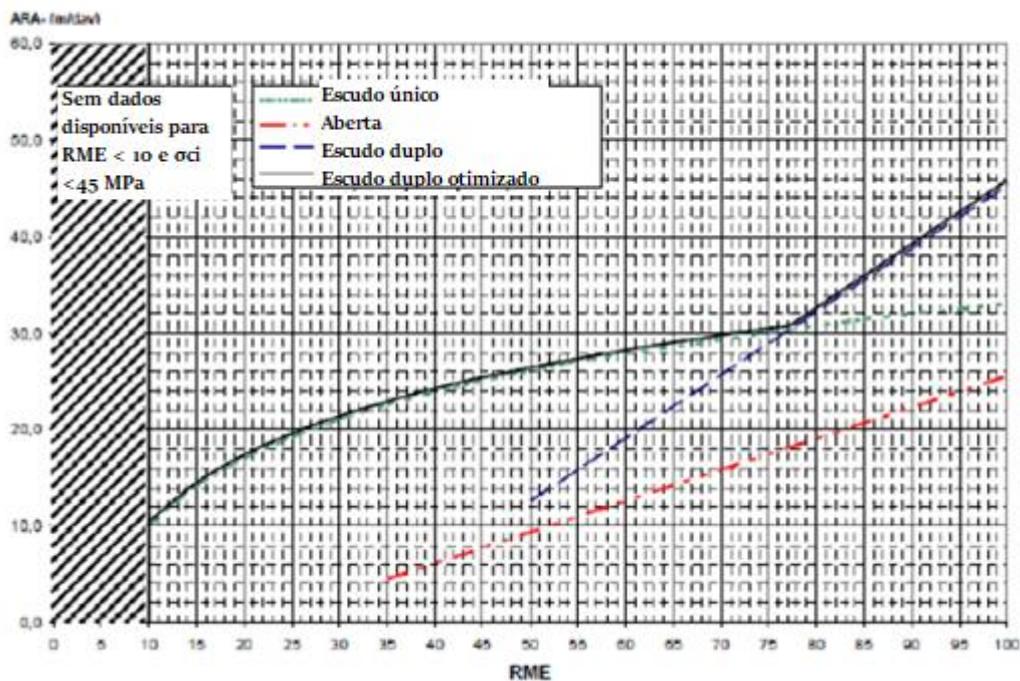


Figura 2.31 – Correlação RME X ARA com $\sigma_{ci} < 45$ MPa (Modificado - Bieniawski *et al.*, 2008).

Para essa nova configuração, faz-se as seguintes sugestões:

- A tuneladora do tipo aberta não apresenta resultados satisfatórios nesse tipo de maciço.
- Para valor de RME alto, acima de 80, as tuneladoras de escudo único e escudo duplo apresentaram melhores resultados.
- Quando a resistência uniaxial da rocha é melhor que 45 MPa, a tuneladora de escudo duplo apresenta melhores resultados para qualquer valor de RME.

2.3.3 - Método Q_{tbm}

O sistema Q_{tbm} idealizado por Barton (1999) estabeleceu uma metodologia empírica para o aprimoramento do sistema Q de classificação geomecânica de maciços rochosos e na força de corte média da resistência da rocha, incluindo a influência da tuneladora com o maciço no estudo. Esse método procura examinar as reações da tuneladora ao ser sujeita às condições da rocha.

O sistema Q estabeleceu uma metodologia empírica para a qualidade da rocha, sendo embasado por seis parâmetros considerados importantes para a caracterização do maciço rochoso, e é usado para qualificar as rochas em classes, utilizadas para a obtenção de sistema de suporte para os túneis na época como explica Sousa (2016). O sistema como um todo não é objetivo, pois como seus valores variam de 0,001 a 1000, torna pouco tangível, dificultando o seu entendimento.

O novo sistema tem como sustentação três condições fundamentais do maciço:

- Maciço descontínuo, poroso de fácil penetrabilidade, propenso à deslocamento de blocos e erosão de finos, com indispensabilidade de execução de pasta de cimento e suporte provisório.
- Rochas com alta tensões, com favorecimento a ocorrer *squeezing*, necessidade de elevado número de perfurações e instalação de suporte pesado.
- Rochas abrasivas e resistentes de árdua perfuração com troca repetida dos discos de corte, porém sem a obrigação de instalação de sistema de suporte.

De acordo com Barton (2000), incorporaram muitas melhorias do parâmetro Q, no parâmetro Q_{tbm}, principalmente parâmetros mais relevantes para taxa de penetração das tuneladoras, voltado ao valor de RQD, mais especificamente valores de J_r/J_a e SRF que possuem maior reflexo na carga de corte em relação à resistência da rocha, sendo um requerimento básico para túneis. Pode-se verificar na fórmula para se fazer o cálculo do parâmetro Q_{tbm} idealizado por Barton (2000):

$$Q_{tbm} = Q_0 \cdot \frac{SIGMA}{(F^{10})/(20^9)} \cdot \frac{20}{CLI} \cdot \frac{q}{20} \cdot \frac{\sigma\theta}{5} \quad (2.33)$$

$$Q_0 = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF} \quad (2.34)$$

Onde:

Q_{tbm} – Resultado obtido

Q_0 – Valor do Q ao longo do eixo do túnel.

RQD – % recuperada no alinhamento do túnel

J_n – Número de famílias de 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 pressão de água subterrânea

SRF – Tensões in situ

SIGMA – Resistência média do maciço rochoso

F – Capacidade de corte

CLI – Tempo de vida dos discos de corte

q – Teor de quartzo do maciço

σ_θ – Tensão biaxial induzida pela face do túnel

Segundo Ko & Lee (2020) o CLI pode-se utilizar do modelo NTNU para avaliar o tempo de desgaste dos discos de corte por testes empíricos, calculado a partir do valor do índice SJ e o de abrasão do aço (AVS). Para fazer a mensuração de CLI, Dahl *et al.*, (2012) utilizaram a seguinte fórmula:

$$CLI = 13,84 \cdot \left(\frac{SJ}{AVS} \right)^{0,3847} \quad (2.35)$$

Entretanto Miranda *et al.* (2010) dispõem de um diagrama que estima o CLI a depender do tipo de rocha, como mostra a Figura 2.32.

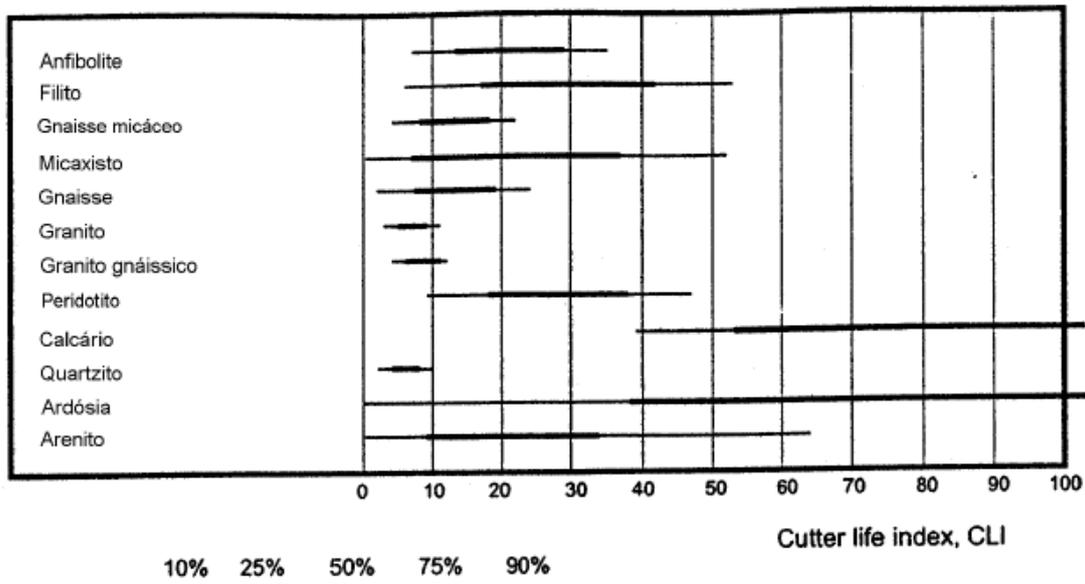


Figura 2.32 – Estimativa de CLI por tipo de rocha (Miranda *et al.*, 2010).

De acordo com Castro (2015), um ponto importante no cálculo é a inserção do parâmetro σ , que é a comparação da força de corte propagada pela tuneladora com um valor empírico da resistência da rocha à penetração. O cálculo desse valor se leva em conta o peso volumétrico da rocha e parâmetros normalizados Q_c ou Q_t , como demonstra na equação a seguir:

$$SIGMA_{CM} = 5 \cdot \gamma \cdot Q_c^{1/3} \quad (2.36)$$

$$SIGMA_{TM} = 5 \cdot \gamma \cdot Q_t^{1/3} \quad (2.37)$$

Onde os valores de Q_c ou Q_t são fornecidos pela equação abaixo:

$$Q_c = Q_0 \cdot \frac{\sigma_c}{100} \quad (2.38)$$

$$Q_t = Q_0 \cdot \frac{I_{50}}{100} \quad (2.39)$$

Para saber qual dos dois utilizar, deve-se levar em consideração o modo de ruptura predominante do maciço quando submetido a penetração, a qual, utiliza-se $SIGMA_{CM}$ quando for por compressão e $SIGMA_{TM}$ quando se der por tração.

Após a obtenção do valor de Q_{tbm} inicia-se a parte de cálculo da taxa média de avanço. Barton (1999) realizou uma linearização de curvas por intermédio de gráficos log por log, a partir de dados retirados de túneis escavados em diferentes condições geológicas, propondo uma relação entre a taxa de avanço e a taxa de penetração, como será mostrado a seguir:

$$ARA = PR \cdot T_p^m \tag{2.40}$$

Onde T corresponde ao tempo em horas e o m o valor do gradiente de desaceleração (negativo).

O gradiente de desaceleração m é modificado a partir das propriedades do maciço, podendo ser representado, segundo Barton (2009), pela equação abaixo:

$$m \approx m_1 \cdot \left(\frac{D_T}{5}\right)^{0,2} \cdot \left(\frac{20}{CLI}\right)^{0,15} \cdot \left(\frac{q}{20}\right)^{0,1} \cdot \left(\frac{n}{2}\right)^{0,05} \tag{2.41}$$

Na qual n é a porosidade do maciço, D o diâmetro do túnel e m_1 é o gradiente de desaceleração parcial, baseado na relação com Q.

Para tornar mais fácil a obtenção dos valores de m, Barton (2009) criou o diagrama da Figura 2.33, com os possíveis valores de m em relação a Q.

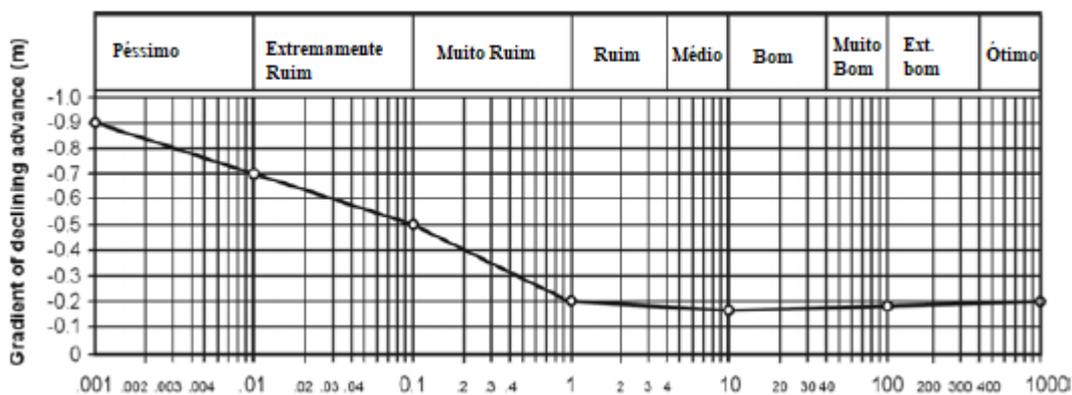


Figura 2.33 – Coeficiente de domínio m em relação a Q (Modificado - Barton, 2009).

Ao encontrar o valor de Q_{tbm} , por uma metodologia de tentativa e erro juntamente com estudos de casos históricos, determina-se as taxas de penetração e de avanço. A taxa de penetração é dada pela equação seguinte:

$$PR \approx 5(Q_{TBM})^{-0,2} \tag{2.42}$$

Essa equação presume o acréscimo do poder de penetração com o decaimento do valor de Q_{TBM} . Já a equação abaixo mostra a nova taxa de avanço, obtida a partir da equação anterior, como pode-se perceber:

$$ARA \approx 5(Q_{TBM})^{-0,2} \cdot T^m \tag{2.43}$$

E com base na equação para o tempo para escavar um comprimento preestabelecido, obtém-se o seguinte:

$$T = \left(\frac{L}{PR}\right)^{\frac{1}{1+m}} \tag{2.44}$$

Também pode-se utilizar ferramentas gráficas para realizar o cálculo desse método tendo o valor do Q_{TBM} , como pode-se perceber na Figura 2.34.

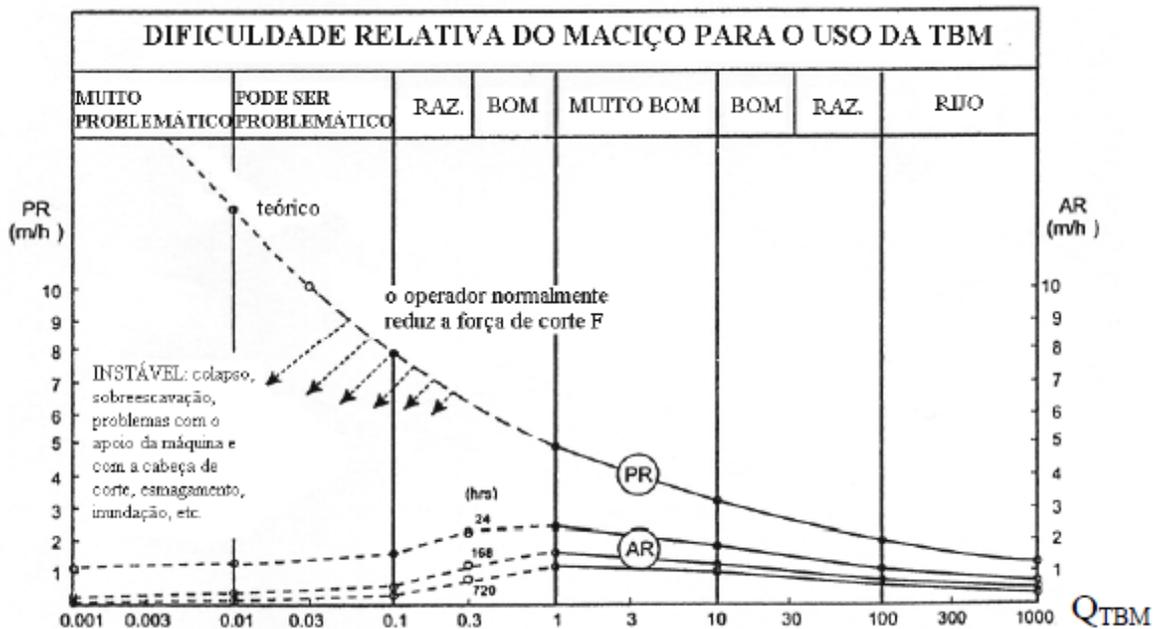


Figura 2.34 – Valor de PR e AR a partir do Q_{TBM} (Miranda *et al.*, 2010)

Na parte onde se tem a linha pontilhada que mais especificamente onde $Q_{tbm} < 1$, ocorre uma interferência do operador da tuneladora para elevados valores de PR, evitando o emperramento do equipamento pela penetração excessiva do maciço.

Sapigni *et al.* (2002) entendeu que o método apresenta relevância com relação à taxa de penetração, isso a partir das análises do comportamento dessa taxa, para tal, utilizou como base, casos de túneis já escavados como Varzo, Mean, dentre outros. Houve uma piora nos coeficientes de correlação com os dados registrados com o método Q normal. O método estudado não poder ser invalidado de acordo com esses dados, entretanto, mostra dificuldade na obtenção de resultados, quando se observa circunstâncias: de alta variabilidade, heterogeneidade da execução dos serviços, diferença na execução do serviço pela mão de obra e a alternância dos critérios de funcionamento das tuneladoras. Tornam o estudo mais complexo, unindo-se ainda ao fato de ser um método pouco tangível na interpretação dos resultados.

2.3.4 - Método CSM

Esse método foi elaborado em *Colorado School of Mine*, donde vem a origem do seu nome, tendo sido elaborado por Rostami & Ozdemir (1993) e atualizado por Rostami *et al.* (1996). Apresenta como principal ponto a força de um disco de corte, do empuxo total, torque e a potência requerida na cabeça de corte. Esses valores pré-definidos no equipamento, podem ser ajustados para otimizar a taxa de penetração. Esses valores de referência podem ser obtidos por ensaios em escala reduzida dos projetos, porém segundo Rostami *et al.* (1996), tem-se encontrado resultados não compatíveis com a realidade devido, principalmente, a não conseguirem demonstrar de forma representativa os grãos da rocha.

Para elaboração desse método, contou-se com a junção de conhecimentos experimentais e conceituais. Com uma grande experiência adquirida e com o acréscimo da experiência de campo, percebeu-se que, ao testar os discos de corte da tuneladora conduziu a modelos mais realistas de previsão de desempenho (Rostami *et al.* 1996).

Esse método expõe uma linha de pensamento para quantificar e medir os requisitos de força de corte da *cutting cross section* (CCS ou seção transversal de corte) nos discos de corte em um local estipulado e uma circunstância prevista para uma determinada penetração.

No local onde ocorre o toque do disco de corte com o maciço é gerado o bulbo de tensões, arredondando-se para uma área circular para simplificar os cálculos. Devido à grande concentração de tensões nessa região ocorre a fragmentação do maciço, que ao se distanciar da

zona central da cabeça de corte, maiores são os fragmentos formados. A depender das características do maciço e da forma dos discos de corte se dá a extensão dessa zona, a qual pode-se verificar na Figura 2.35.

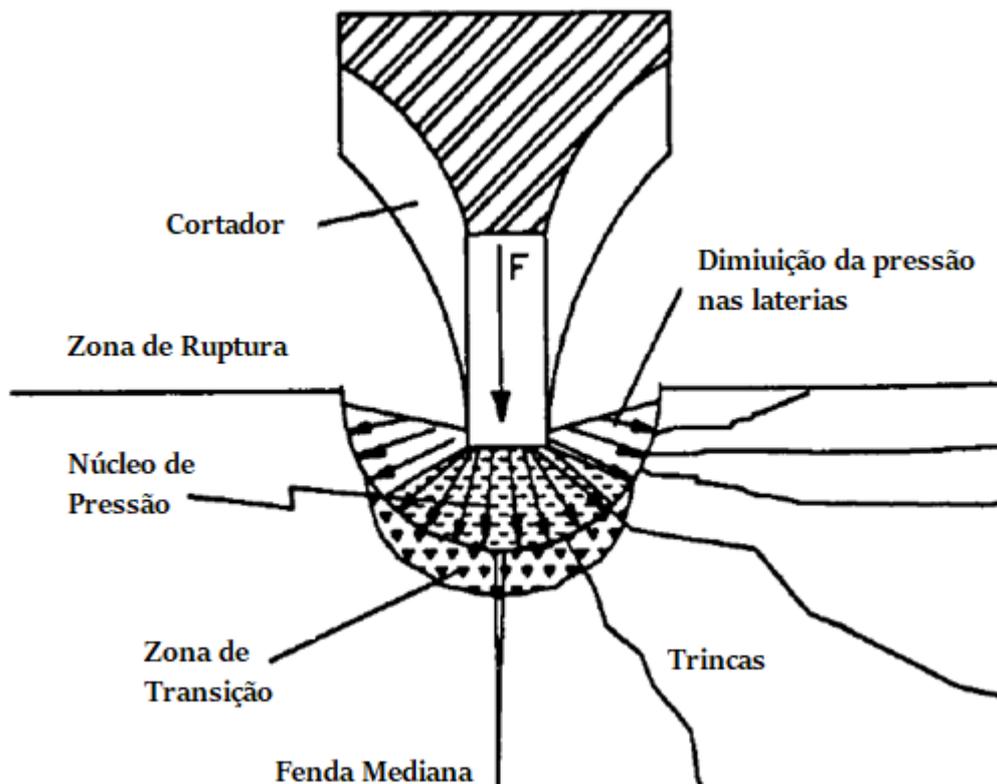


Figura 2.35 – Zona de compressão do disco de corte (Modificado - Rostami & Ozdemir, 1993).

Para esse método se considera a transmissão de tensões hidrostáticas, ou seja, uma distribuição de forma igualitária em todas as direções, sendo considerada radial no ponto de contato entre a rocha e o disco de corte. Ocorre a fragmentação da rocha em virtude da concentração de tensões em seu interior, sendo que a ruptura ocorre, de forma preponderantemente, por tração. De modo a avançar o equipamento contra a geologia, ocorre a propagação do bulbo de tensões e conseqüentemente das fissuras. A partir do espaçamento e da disposição dos discos de corte, ocorre a sobreposição desse efeito, gerando vários bulbos de tensões fraturando assim, a parede do maciço.

Para o cálculo do parâmetro CSM, utiliza-se uma integração das tensões atuantes no perímetro, sem levar em consideração as forças externas, e que a faixa a ser integrada é regida pela equação a seguir:

$$\phi = \cos^{-1} \left(\frac{R-p}{R} \right) \quad (2.45)$$

Onde:

ϕ – Ângulo de contato entre a rocha e o cortador

R – Raio do disco de corte

p – Penetração

A magnitude é dada pela fórmula mostrada abaixo, a qual leva em consideração a pressão de base, ângulo de variação entre a normal e a face e coeficientes que irão variar de acordo com a distribuição, sendo expressa por:

$$P = P' \cdot \left(1 - \frac{\theta}{\phi} \right)^\psi \quad (2.46)$$

Onde a pressão da base é dada por P' e o ângulo entre normal e face é representado por θ , variando de 0 a ϕ .

O decaimento da força ψ gera acréscimo da razão entre forças tangenciais e normais, a qual é designada como coeficiente de corte (CC) ou fator de arrasto. A força normal (F_n) e tangencial (F_r) são componentes da força resultante projetadas nos eixos X e Y. A partir dos diferentes arranjos de força (ψ) gera-se diferentes pressões. Assumindo $\psi = 1$ para quando a distribuição linear inicia em zero na superfície do maciço e atinge o P' máximo sob o meio do disco, como pode-se verificar na Figura 2.36.

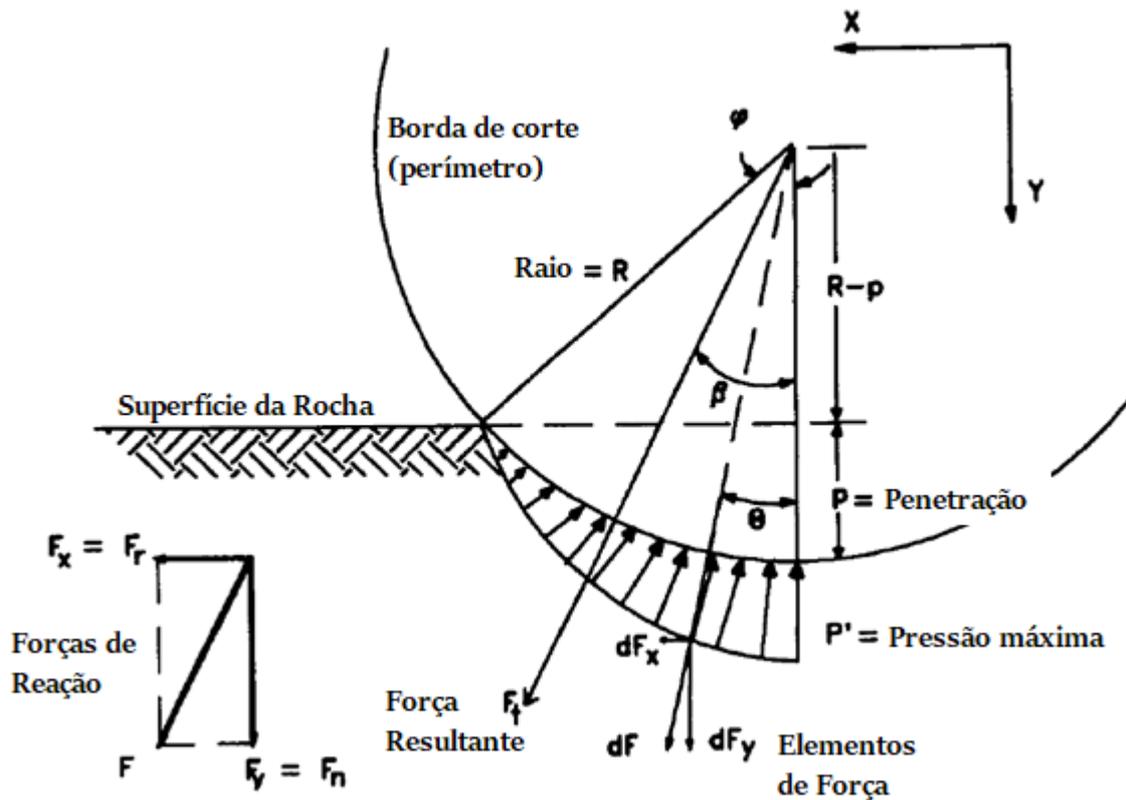


Figura 2.36 – Distribuição linear (Modificado - Rostami & Ozdemir, 1993).

O ângulo de força resultante no eixo \$Y\$, \$\beta\$, pode ser estimado a partir do CC com a fórmula:

$$\beta = \tan^{-1} \left(\frac{F_r}{F_n} \right) = \tan^{-1} CC \quad (2.47)$$

Já os valores de \$F_n\$ e \$F_r\$ quando se adotar \$\psi = 1\$, pode ser calculado a partir da integral de suas respectivas forças, como mostrado a seguir:

$$F_n = \int_0^\Phi dF_y = \int_0^\Phi dF \cos \theta = \frac{TRP'}{\Phi} \cdot (1 - \cos \Phi) \quad (2.48)$$

$$F_r = \int_0^\Phi dF_x = \int_0^\Phi dF \sin \theta = \frac{TRP'}{\Phi} \cdot (1 - \sin \Phi) \quad (2.49)$$

Onde:

$$dF = TRP' \cdot \left(1 - \frac{\theta}{\phi}\right) d\theta \tag{2.50}$$

Na qual T = espessura da ponta do disco de corte.

Para estimar o coeficiente de corte global pode-se utilizar a seguinte expressão:

$$CC = \frac{\phi - \text{Sen } \phi}{1 - \text{Cos } \phi} \tag{2.51}$$

Quando se utiliza o $\psi = 0$ tem-se uma distribuição uniforme de pressões ao longo do perímetro do disco como pode-se verificar na Figura 2.37.

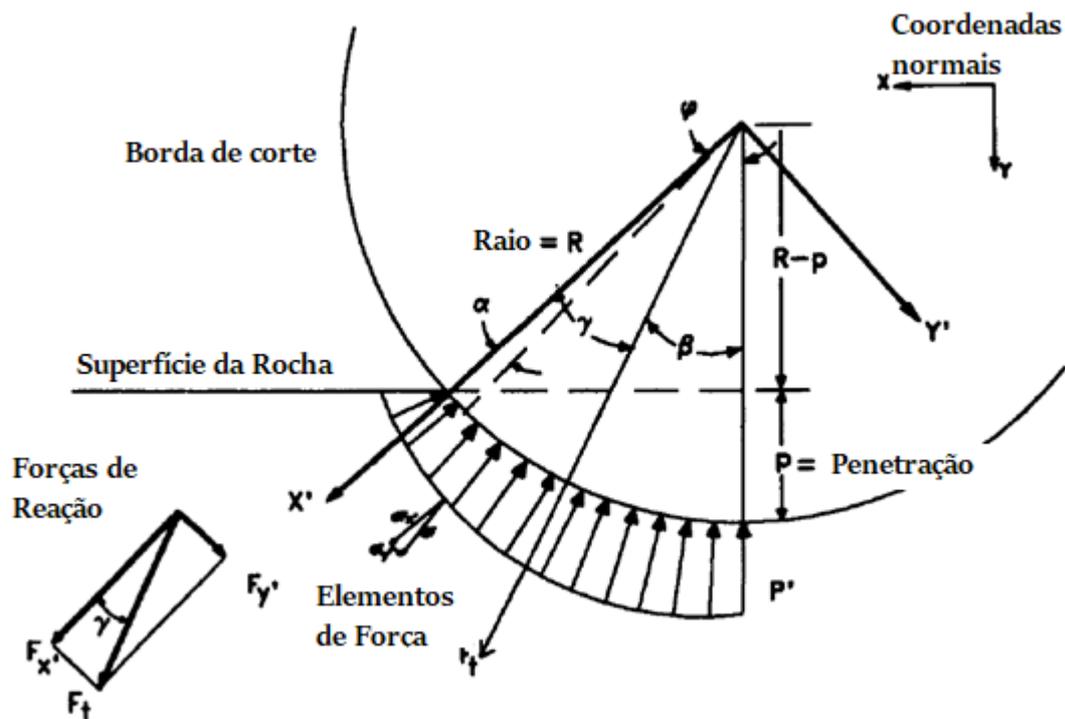


Figura 2.37 – Distribuição uniforme (Modificado - Rostami e Ozdemir, 1993).

Para definir as forças e o coeficiente de corte para uma situação de distribuição uniforme de pressões, assume-se um novo sistema de coordenadas para uma simplificação dos cálculos, usando um novo ângulo α , a função da pressão se altera para:

$$P = P' \left(\frac{\alpha}{\phi}\right)^\psi \tag{2.52}$$

Os componentes da força do novo sistema são definidos pelas integrais:

$$F_{y'} = \int_0^{\Phi} dF_{y'} = \int_0^{\Phi} dF \text{Sen } \alpha \quad (2.53)$$

$$F_{x'} = \int_0^{\Phi} dF_{x'} = \int_0^{\Phi} dF \text{Cos } \alpha \quad (2.54)$$

Onde:

$$dF = TRP' \cdot \left(\frac{\alpha}{\Phi}\right)^{\psi} d\alpha \quad (2.55)$$

Devido à complexidade das integrais acima e por não terem solução analítica definida, utilizou-se uma abordagem numérica baseada nas séries de Taylor de seno e cosseno, obtendo os seguintes somatórios:

$$F_{x'} = \sum_1^n (-1)^{i-1} \cdot \frac{\phi^{2i+\psi}}{(2i+\psi) \cdot (2i-2)!} \quad (2.56)$$

$$F_{y'} = \sum_0^n (-1)^{i-1} \cdot \frac{\phi^{2i-\psi}}{(2i-1+\psi) \cdot (2i-2)!} \quad (2.57)$$

Nesse caso, representa a quantidade de iterações para obter a precisão numérica na estimativa, o valor recomendado por Rostami e Ozdemir (1993) é de aproximadamente 25 iterações. O ângulo da força resultante γ é dado pela equação:

$$\gamma = \tan^{-1} \left(\frac{F_{y'}}{F_{x'}} \right) \quad (2.58)$$

Podendo ser relacionado com β e CC nas coordenadas antigas pela equação a seguir:

$$CC = \tan \beta = \tan(\phi - \gamma) \quad (2.59)$$

De acordo com Rostami e Ozdemir (1993) a distribuição que mais se assemelha a realidade é a distribuição de pressão de maneira uniforme, implicando em $\psi = 0$. As forças F_n e F_r podem ser calculadas a partir da força total do coeficiente de corte ou β , a qual a força total do coeficiente está mostrada na equação abaixo:

$$F_t = \frac{P' \cdot R \cdot T \cdot \phi}{1 + \psi} \quad (2.60)$$

A partir do avanço tecnológico, Rostami *et al.* (1996) atualizaram a formulação, aumentando o tamanho dos cortadores e de resistência das rochas com calibrações mais verossímeis. Baseado nisso gerou-se um banco de dados atualizados utilizando uma regressão logarítmica por se aproximar mais da realidade, gerando nova equação de pressão para corrigir a formulação de força total. A nova formulação para pressão é a seguinte:

$$P' = C \cdot \sqrt[3]{\frac{S}{\phi \sqrt{RT_e}} \cdot \sigma_C^2 \cdot \sigma_t} \quad (2.61)$$

Onde:

C - 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_e - Espessura da ponta do disco;

σ_C - Resistência à compressão da rocha;

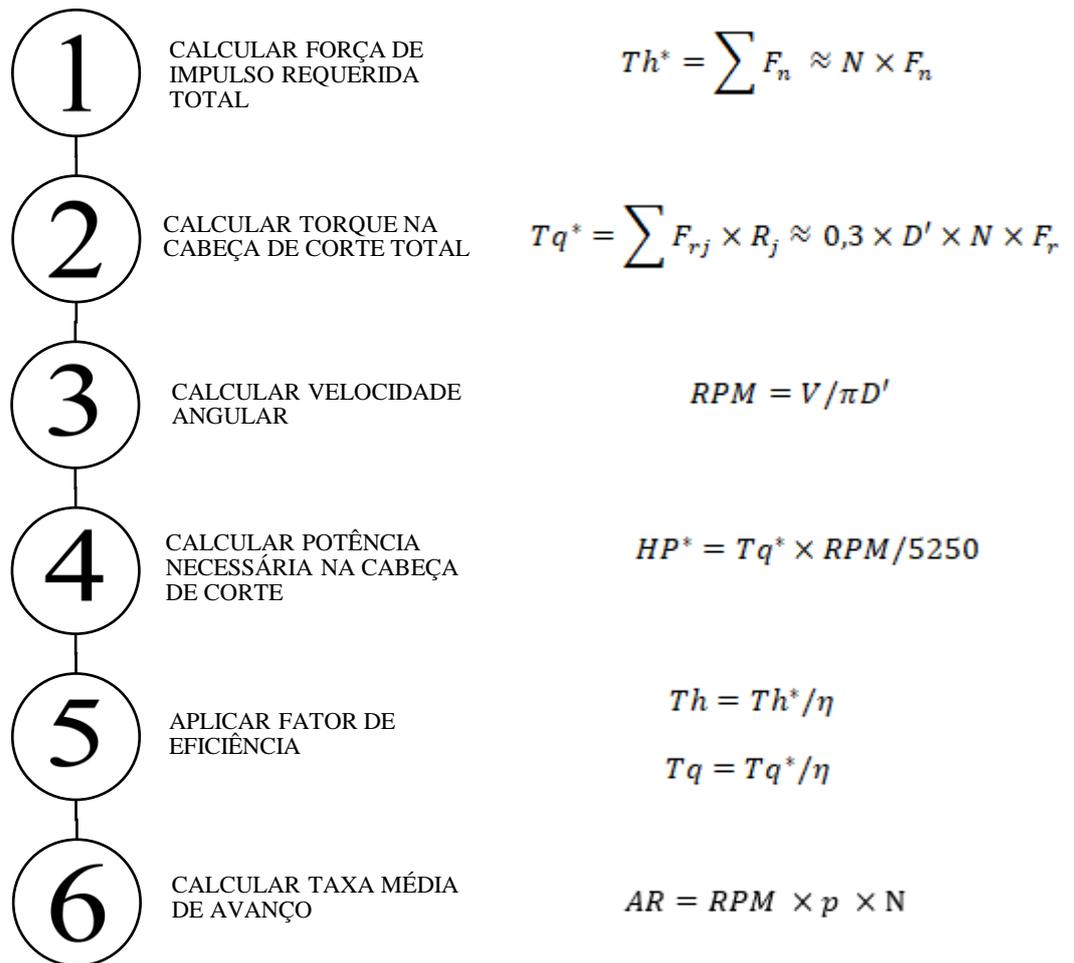
σ_t - Resistência à tração da rocha.

O coeficiente de corte global é aproximadamente 2,12 de acordo com Rostami *et al.* (1996). Para utilização nessa fórmula o Φ tem que ser inserido em radianos. Quando se tem F_t corrigido, pode-se calcular F_n (força normal) e F_r (força tangente), como mostra as equações abaixo:

$$F_n = F_t \cdot \cos \beta = F_t \cdot \cos \left(\frac{\Phi}{2} \right) \quad (2.62)$$

$$F_r = F_t \cdot \sen \beta = F_t \cdot \sen \left(\frac{\Phi}{2} \right) \quad (2.63)$$

Para chegar na previsão de desempenho, Rostami *et al.* (1996) utilizaram parâmetros obtidos nos valores de performance, como mostra o passo a passo abaixo:



Onde D representa o diâmetro da tuneladora, V a velocidade linear máxima dos discos de corte e N o número total de discos de corte na tuneladora.

Para obter N basta dividir o raio da cabeça de corte pelo espaçamento entre os discos de corte, que terá influência em como se deseja o produto. Tendo em vista que no centro o espaçamento médio é menor, deverá haver um acréscimo no cálculo para o número de cortadores, como diz Rostami *et al.* (1996).

Na estimativa da força de impulso do equipamento, referente a escavação, basta multiplicar a força normal realizada por um disco de corte pela sua quantidade.

Para calcular o torque gerado pelo disco de corte, multiplica-se a força tangente pela distância do disco ao centro geométrico da cabeça de corte. Sendo assim, basta somar o torque de todos os discos gerando o torque total requerido. A velocidade angular é limitada pela velocidade linear máxima do disco localizado na extremidade, que por sua vez é limitada pelo fabricante, com a função de não gerar calor excessivo nas peças.

Ao conhecer as propriedades da rocha e da tuneladora, calcula-se a taxa de avanço por intermédio da multiplicação da penetração, cada revolução da cabeça de corte e do fator de eficiência. A partir disso estima-se a performance da tuneladora para o trecho selecionado.

O desempenho do mecanismo de escavação como um todo, incluindo os discos de corte, pode ser melhorado se houver prévio conhecimento das propriedades do maciço a ser escavado, das dimensões da construção a ser executada, bem como as características dos equipamentos a ser utilizados.

É válido salientar que como esse método tem como parâmetro as forças atuantes no disco de corte, sendo elas muitas vezes estimadas, associado a uma série de propriedades de corte e maciço, são passíveis de erro.

CAPÍTULO 3

3 - METODOLOGIA

Nessa parte do trabalho irá se abordar a metodologia usada para elaboração da dissertação, assim como também explicação para criação dos túneis, utilização dos métodos entre outros aspectos.

O trabalho tem como objetivo a comparação dos métodos de desempenho das tuneladoras assim como a verificação de partes importantes dos equipamentos. Para isso realizou-se uma revisão da literatura, com o intuito de verificar os aspectos a serem levantados e discutidos no trabalho, sendo escolhidos como pontos principais as tuneladoras, alguns mecanismos específicos e os métodos de desempenho.

As tuneladoras abordadas no trabalho foram escolhidas de acordo com sua utilização em obras já executadas, sendo preferencialmente selecionadas as que mais foram utilizadas, onde todas do tipo face plena. Destacaram-se as tuneladoras de escudo único, escudo duplo, sem escudo (*gripper*) para rocha e tuneladoras de balanço de terra e lama (EPB e SPB) para solos.

Destacou-se também como parte da dissertação a explanação de algumas partes específicas para tuneladoras, como por exemplo, o mecanismo de reação e avanço, discos de corte e torque na cabeça de corte. A escolha desses pontos se deu pelo fato de entender que essas partes são de suma importância para a escavação como um todo, sendo extremamente crucial para o funcionamento das tuneladoras.

O outro ponto refere-se aos métodos de desempenho, que têm um grande papel no objetivo desse trabalho. Foram escolhidos os métodos de desempenho que também tenham uma maior aplicabilidade ou aceitação no cenário de escavação de túneis, sendo eles: NTNU, Q_{tbn} , CSM e RME. Esses métodos são para a escavação em rochas pois para solos houve uma grande dificuldade de encontrar métodos válidos e aplicáveis.

Para melhor compreensão gerou-se uma tabela comparativa entre os parâmetros de entrada e saída de cada método de desempenho, como pode ser visto na Tabela 3.1.

Tabela 3.1 – Comparação entre os métodos de desempenho

Métodos	Parâmetros de entrada	Parâmetros de saída
NTNU	Diâmetro da tuneladora	ARA
	Diâmetro dos discos de corte	Torque equivalente
	Espaçamento do disco de corte	Constante do Cortador
	S20	Taxa de penetração líquida
	Si	Torque Necessário
	Ângulo de fraturamento	Tempo
	Classe de fraturamento	Potência instalada necessária
	Conteúdo de Quartzo	Vida Útil dos cortadores
	Porosidade	Troca dos discos
		Tempo de reparo
	Custo	
	Cutter Life index (CLI)	
RME	Resistência a compressão uniaxial	ARA
	DRI	Recomendação de tuneladora
	Homogeneidade	
	Juntas por metro	
	orientação das juntas	
	Tempo de autossustentação	
Água subterrânea		
Qtbm	RQD	ARA
	Número de famílias de descontinuidade	Penetração
	Índice de influência da rugosidade da parede da descontinuidade	Tempo estimado
	Índice de influência da alteração da parede da descontinuidade	
	Índice de influência da água subterrânea	
	Tensões in situ	
	Resistência do maciço rochoso	
	Tempo de vida dos discos de corte	
	Teor de quartzo do maciço	
	Tensões biaxial induzida pela face do túnel	
CSM	Raio do disco de corte	ARA
	Penetração	RPM
	espaçamento entre discos de corte	Número de cortadores
	Espessura da ponta dos discos de corte	Coefficiente de corte
	Resistência a compressão uniaxial da rocha	Torque na cabeça de corte
	Resistência a tração da rocha	Potência na cabeça de corte
	Velocidade linear máxima	

A partir desses conhecimentos acumulados utilizou-se dados hipotéticos de túneis pois encontrou-se uma grande dificuldade na obtenção de dados verídicos. Para elaboração dos túneis fictícios aplicou-se uma variabilidade nas características de rochas conhecidas, aliada a utilização de alguns dados reais obtidos por bibliografias, para gerar diferentes geologias e também se modificou as características das tuneladoras gerando diferentes túneis com diferentes tuneladoras. Dessa forma foram criados quatro túneis fictícios, cada um com características geológicas distintas, assim como também alteração do equipamento que iria fazer a escavação, já o quinto túnel se trata de um caso de estudo real. O túnel 1 foi baseado em uma rocha mãe, sem possuir trincas, fraturas ou juntas, verificando como seria as respostas dos métodos ao se depararem com esse tipo de maciço. O túnel 2 possui majoritariamente as mesmas características do túnel 1, porém se acrescentou a presença de fraturamento, para analisar como essas fraturas interferem nos métodos. Já o túnel 3 tem características distintas apresentando um maciço com elevada resistência uniaxial. O túnel 4 é oposto ao túnel 4, sendo uma rocha podre com alta quantidade de fraturas e baixa resistência uniaxial e também alterando características da tuneladora. Por último o túnel 5 tem características adquiridas de um túnel executado, se tratando de um caso estudo, tendo também a taxa de avanço média de 2,07 m/h. Optou-se por fazer uma maior variabilidade na geologia dos túneis do que no equipamento que irá fazer a escavação, devido ao fato da maioria dos métodos serem mais impactados pela alteração da geologia do que pela alteração do equipamento.

Devido à grande variação nas respostas dos métodos optou-se pela taxa de avanço para sua comparação, por ser comum para todos, tendo em vista que cada método tem variedades em seus resultados e não apenas na taxa de avanço. Essa taxa tem como unidade de metros por hora de escavação, visto que alguns métodos se baseiam em horas por dia, centímetros por minuto, dentre outros. Para isso foi necessário realizar a sua correção para a unidade utilizada no presente trabalho, fazendo a conversão de unidades.

Para realizar a verificação desses métodos submeteu cada túnel hipotético pelos quatro métodos de avaliação de desempenho, gerando assim quatro valores de taxas de avanço por túnel. No cálculo desses parâmetros se utilizou bibliografias para auxílio, na metodologia NTNU empregou-se Bruland (2000), Ferreira (2018) e Castro (2015); já na metodologia RME aplicou-se Bieniawski *et al* (2006a; 2006b) e Bieniawski *et al* (2008); no método Qtbm utilizou-se Barton (1999; 2000; 2009), Goel (2015) e Castro (2015); e por fim no CSM usou-se Rostami e Ozdemir (1993) e Rostami *et al* (1996).

Posteriormente averiguou-se os resultados obtidos comparando suas respectivas taxas de avanço. Pode-se assim criar um documento confrontando as taxas de avanço de cada opção,

explanando o que pode ter ocorrido na comparação deles, tendo em vista que os métodos foram desenvolvidos em ambientes geológicos diferentes, dando importâncias diferentes, a parâmetros distintos.

Para melhor explicar a metodologia do presente trabalho utilizou-se a Figura 3.1, contendo um resumo em forma de um fluxograma.

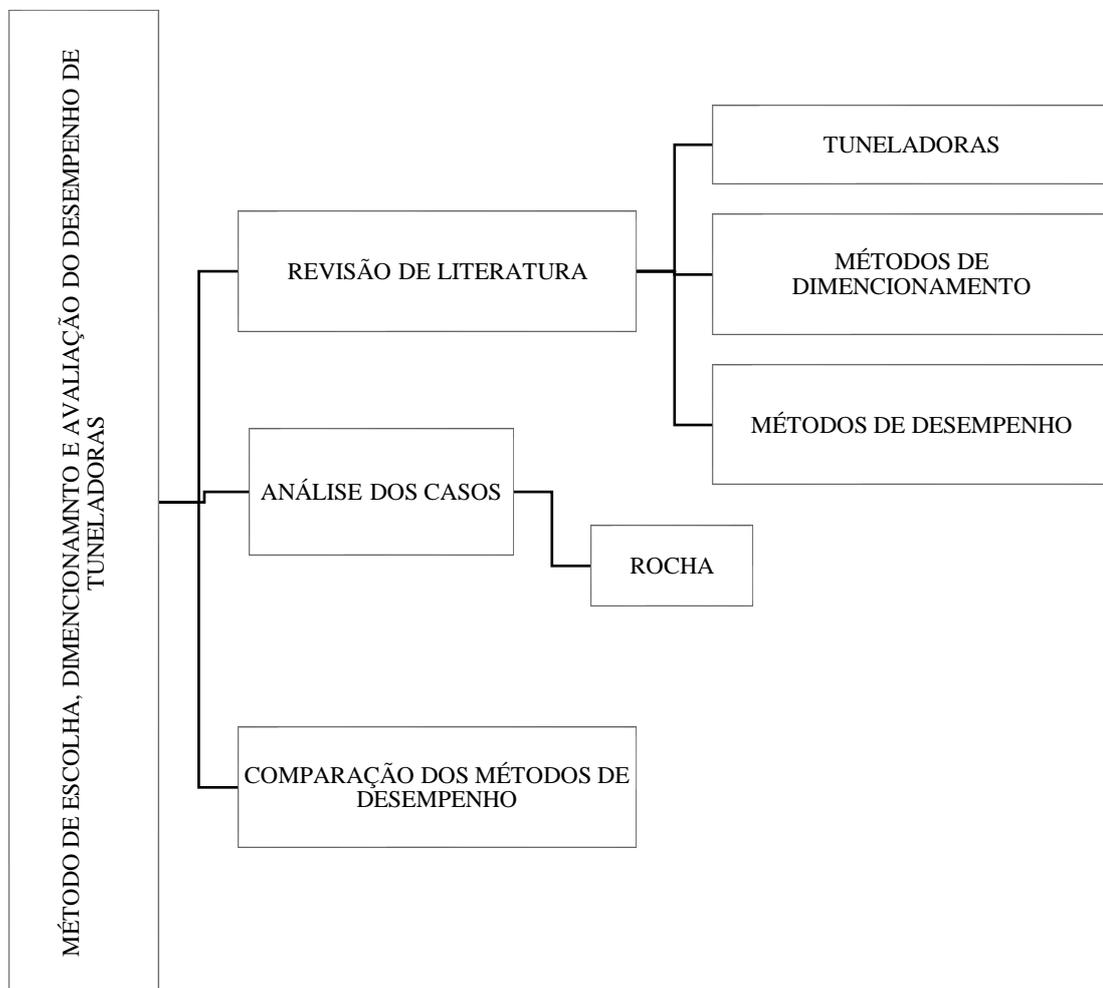


Figura 3.1 – Metodologia da Dissertação.

Na obtenção de dados para as partes específicas de cada tuneladora também foi encontrado um impasse, tendo em vista que a maioria desses mecanismos são segredos de fabricante, dificultando, assim, a obtenção do modo dos cálculos de cada fabricante bem como de dados para fazer comparação com as recomendações feitas por órgãos reguladores de cada país.

CAPÍTULO 4

4 - RESULTADOS E DISCUSSÃO

Nessa etapa da dissertação irá se calcular a taxa de avanço dos túneis, gerando-se assim, um gráfico no final do capítulo. Lembrando que para cada túnel irá se calcular pelos quatro métodos.

Para elaboração dos quatro primeiros túneis utilizou-se uma mescla entre obtidos em literaturas com variações fictícias com o intuito de gerar diferentes ambientes geológicos. Já para o túnel 5 se trata de caso estudo que conseguiu a captação de alguns dados de campo, sendo que os dados que não foram conseguidos, foram estimados a partir de outros parâmetros.

4.1 - Túnel 1

A Tabela 4.1 contém as características hipotéticas do túnel 1.

Tabela 4.1 – Características do Túnel 1.

Características	Valores
Túnel	
Comprimento (km)	6
Profundidade (m)	100
S20 (%)	35
Sj (mm)	80
Presença de falhas	-
Classe de Fraturamento	-
Porosidade (%)	2
RQD (%)	95
Teor de quartzo (%)	20
Tempo de autossustentação (h)	300
Água subterrânea (l/s)	-
Resistência à compressão da rocha (MPa)	75
Resistência à tração da rocha (MPa)	5
Densidade da rocha (kg/m ³)	2900

Tuneladora	
Diâmetro da tuneladora (m)	8
Diâmetro dos discos (mm)	483
Espaçamento entre discos (mm)	70
Penetração dos discos de corte (mm)	7
Espessura do disco de corte (mm)	30
Espessura da ponta do disco de corte (mm)	20
Limite de velocidade linear do disco de corte (m/min)	250

4.1.1 - NTNU

Mantendo as características da tuneladora, tem-se o diâmetro de 8 m, espaçamento entre discos de corte de 70 mm e o diâmetro deles 483 mm.

- **Velocidade de rotação da cabeça de corte**

A velocidade de rotação da cabeça de corte foi de aproximadamente 6,3 rev/min, como demonstra a Figura 4.1.

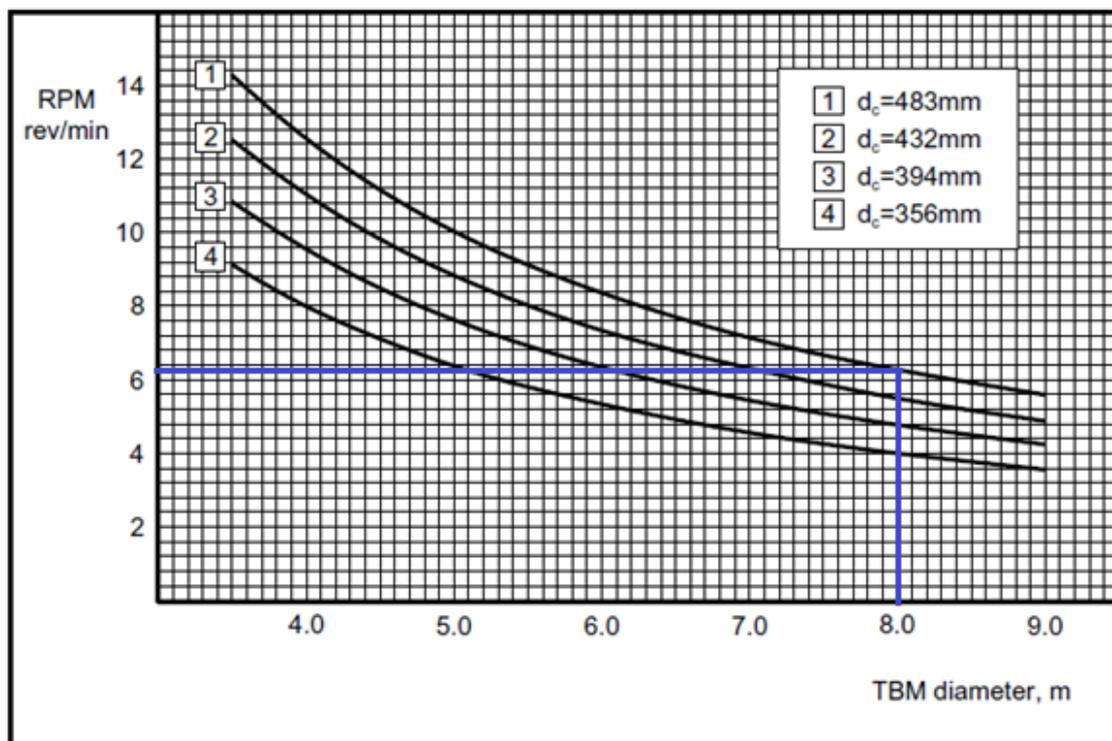


Figura 4.1 – Aferição do RPM (Modificado - Bruland 2000).

- **Número de discos de corte e Padrão**

Foi encontrado a quantidade, aproximada, de 52 discos de corte, conforme Figura 4.2.

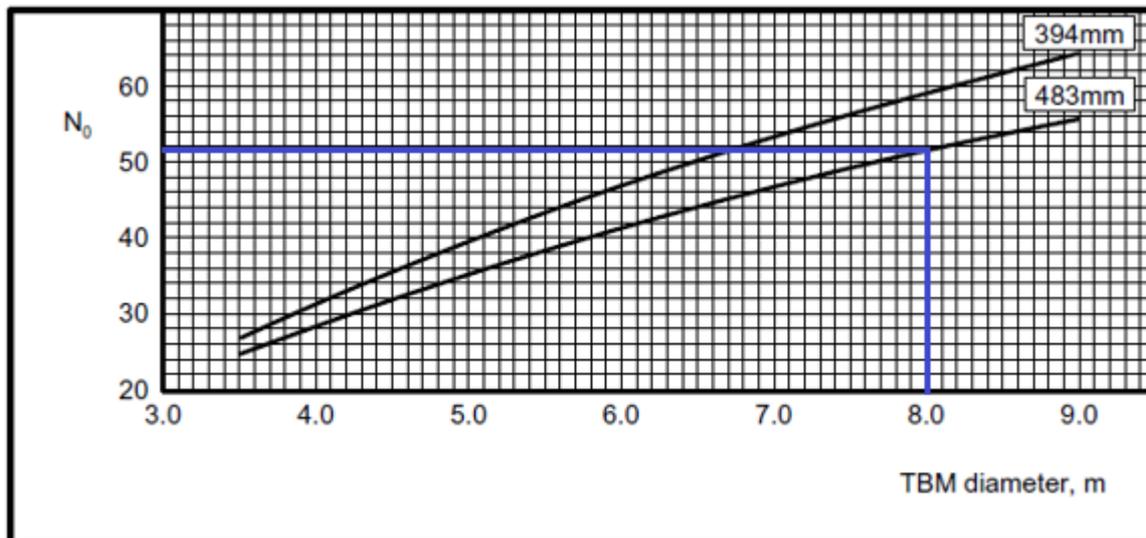


Figura 4.2 – Número de disco de corte encontrado (Modificado - Bruland 2000).

- **Potência da cabeça de corte**

Afere-se uma potência requerida de 3000 kW para o motor da tuneladora, segundo a Figura 4.3.

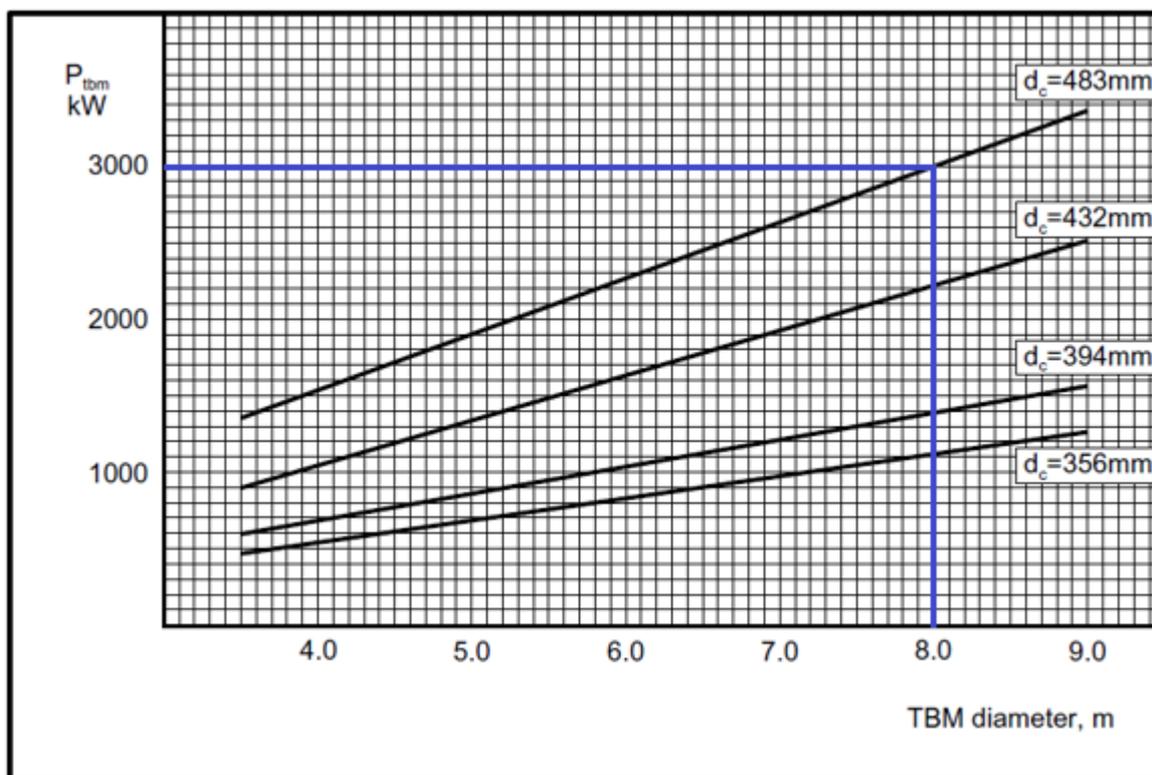


Figura 4.3 – Potência necessária da cabeça de corte (Modificado - Bruland 2000).

- **Força bruta de empuxo dos discos de corte**

Encontrou-se o valor de aproximadamente de 270 kN/cortador, sendo esse valor, uma média, da máxima força de empuxo, consoante Figura 4.4.

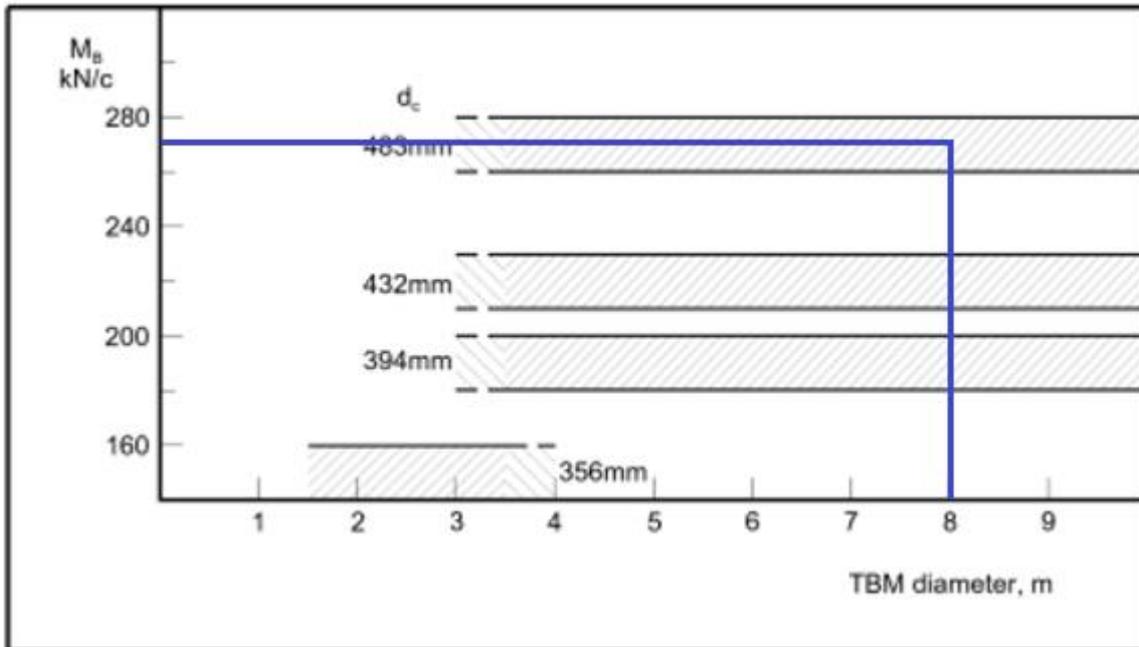


Figura 4.4 – Empuxo máximo por disco de corte (Modificado - Bruland, 2000).

- **Fator de correção do diâmetro dos discos**

Como o diâmetro dos cortadores utilizados pela tuneladora é de 483 mm, não há necessidade de se fazer a correção do diâmetro.

- **Fator de correção do espaçamento**

No espaçamento também não há necessidade de correção, pois seu valor não é diferente de 70 mm.

- **Torque equivalente**

O impulso equivalente é calculado a partir da fórmula:

$$M_{ekv} = M_b \cdot k_d \cdot k_a \text{ (kN/cortador)} \quad (4.1)$$

Como não há correções a se fazer, $M_{ekv} = M_b = 270$ kN/cortador

- **Índice S20**

O índice S20 encontrado foi de 35%.

- **Índice SJ**

O índice SJ obtido foi de 13 mm.

- **Ângulo de fraturamento**

Esse túnel não possui nenhuma fratura em seu alinhamento.

- **Classe de fraturamento**

A classe de fraturamento obtida é Classe 0, por não possuir planos de fraqueza.

- **Porosidade**

Devido a porosidade desse tipo de rocha ser baixa, não há necessidade de mensuração.

- **Índice de perfuração (DRI)**

O DRI obtido foi de aproximadamente 53, demonstrado por meio da Figura 4.5.

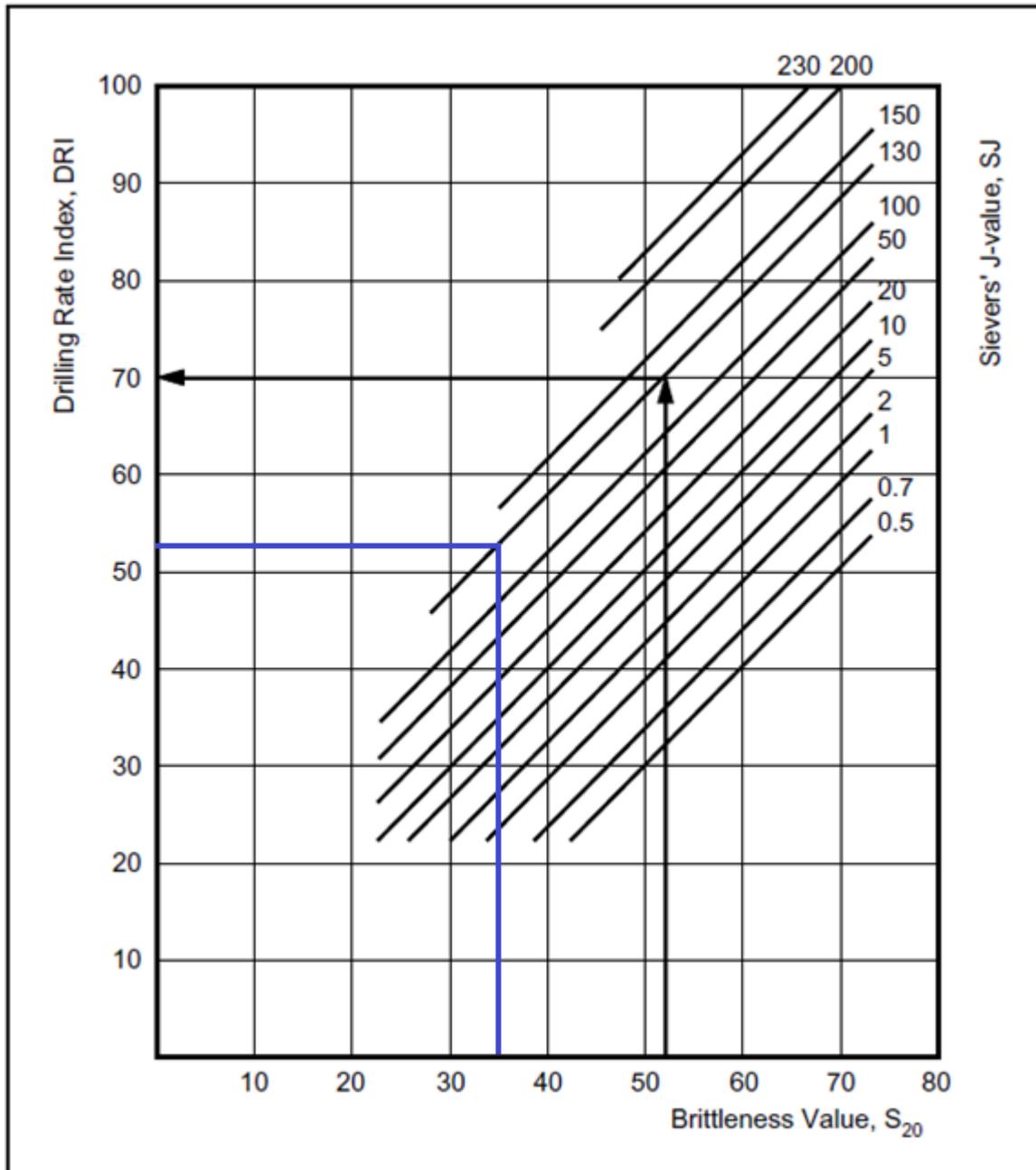


Figura 4.5 – Obtenção do DRI (Modificado - Bruland, 1998).

- **Ângulo de fraturamento equivalente**

Por essa rocha não apresentar fraturamento no alinhamento do túnel, não há necessidade da aplicação desse item.

- **Fator de fraturamento da descontinuidade**

Por essa rocha não apresentar fraturamento no alinhamento do túnel, esse item torna-se desnecessário.

- **Fator DRI**

Em virtude de não haver faturamento, seu valor foi assumindo como 1. Então, obteve-se o valor de Fator DRI de aproximadamente 1,04, validado pela Figura 4.6.

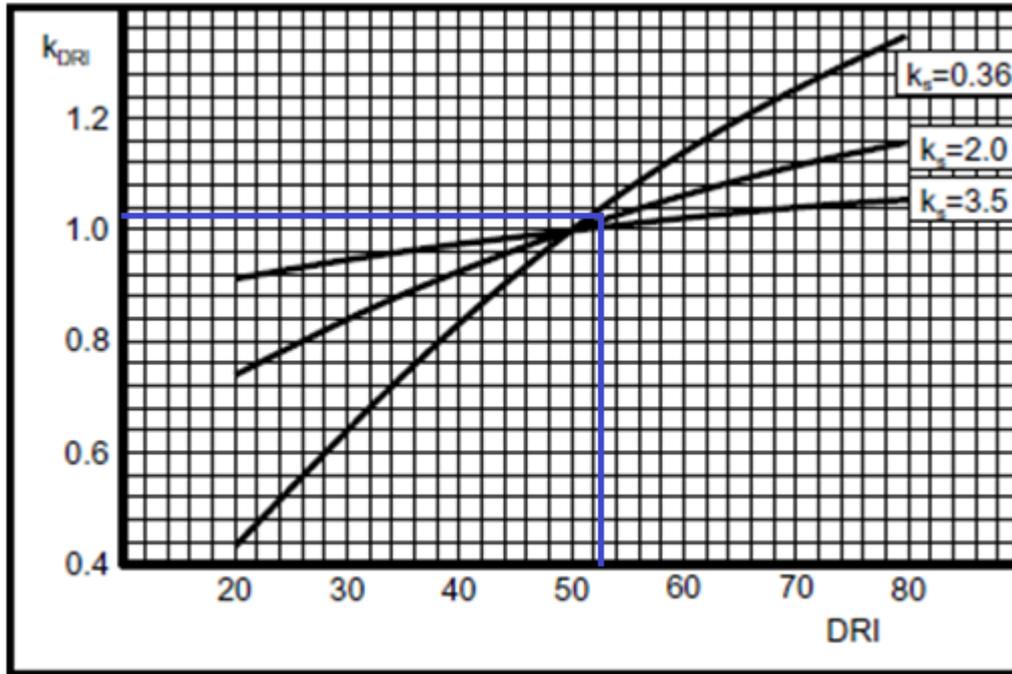


Figura 4.6 – Fator de DRI (Modificado - Bruland, 2000).

- **Fator de porosidade**

Como a porosidade do maciço é de 2%, não há necessidade de correção.

- **Fator de fraturamento equivalente**

O fator de fraturamento equivalente é calculado a partir da equação a seguir:

$$k_{ekv} = k_{s-tot} \cdot k_{DRI} \cdot k_{por} = 1 \cdot 1,04 \cdot 1 = 1,04 \quad (4.2)$$

- **Penetração básica**

Para a determinação da penetração básica, utilizar-se-á dois parâmetros, o empuxo equivalente da tuneladora de 270 kN/cortador e o fator de fraturamento de 1,04, conforme Figura 4.7.

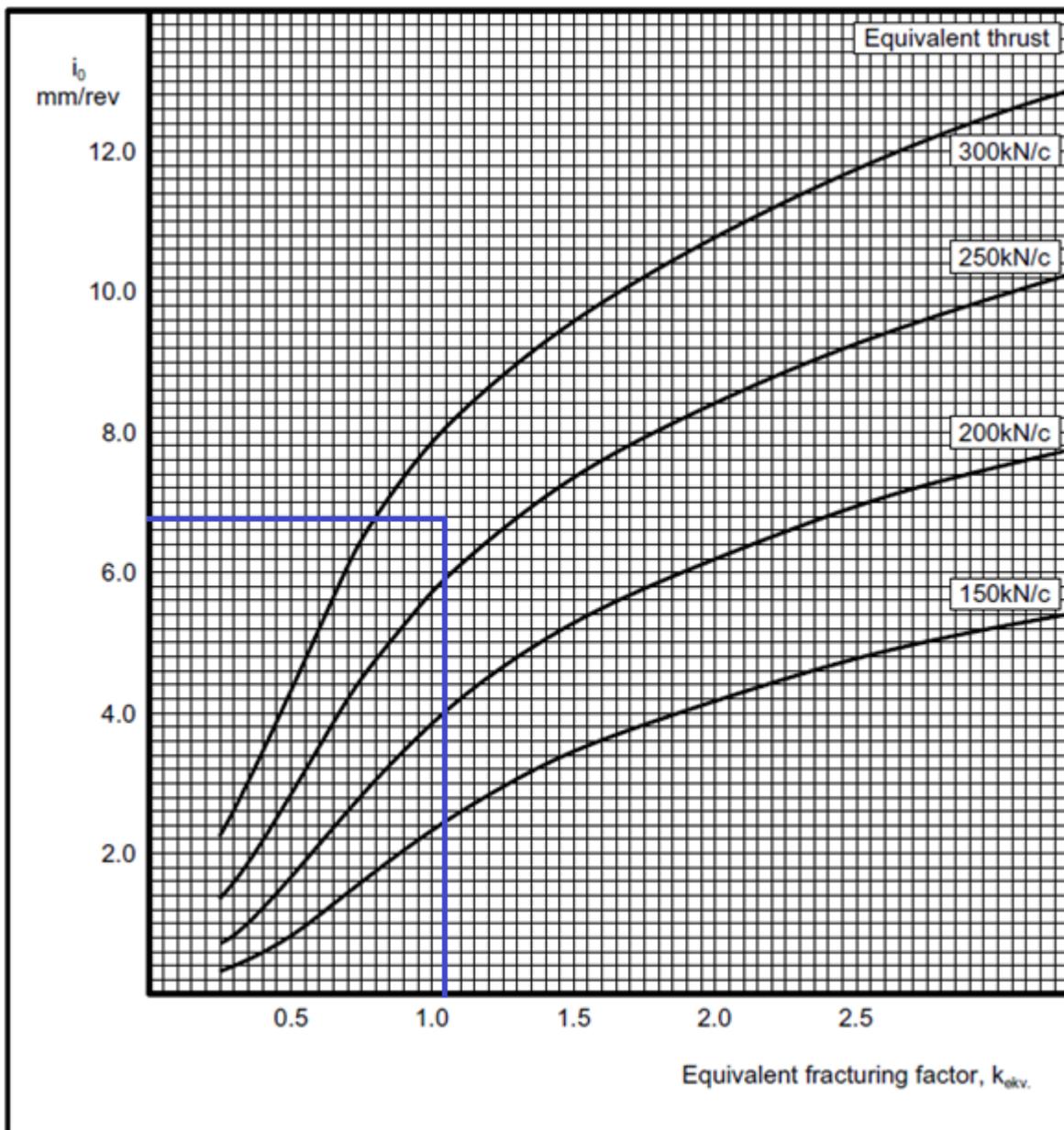


Figura 4.7 – Penetração básica (Modificado - Bruland, 2000).

Assim afere-se que a penetração básica é de, aproximadamente, 6,8 mm/ver.

- **Taxa de penetração básica**

A taxa de penetração básica é calculada por meio da penetração básica, segundo a fórmula a seguir.

$$ARA = i_0 \cdot RPM \cdot \left(\frac{60}{1000}\right) = 6,8 \cdot 6,3 \cdot \left(\frac{60}{1000}\right) = 2,57 \text{ m/h} \quad (4.3)$$

4.1.2 - Método RME

Essa metodologia consiste em somar os pontos, atribuídos por Bieniawski como essenciais, gerando o valor de RME. A obtenção do valor de RME desse túnel foi atribuído da seguinte maneira, como mostra a Tabela 4.2.

Tabela 4.2 – Obtenção do valor de RME.

Parâmetro	Adotado	Pontuação obtida
Resistência a compressão uniaxial da rocha	75 MPa	25
DRI	53	7
Homogêneo	Sim	10
Juntas por metro	0	2
Orientação de junta em relação ao eixo do túnel	Perpendicular	5
Tempo de autossustentação	300 h	25
Fluxo de água subterrâneo	0 l/s	5
	Total	79

O método Bieniawski et al. (2006) faz regressões e análise estatística para verificar a recomendação de uma tuneladora de escudo duplo no caso em questão, por meio do seguinte cálculo:

$$ARA = 0,56 \cdot RME, \quad \text{se } RME > 75 \quad (4.4)$$

$$ARA = 0,56 \cdot 79 = 44,24 \text{ m/dia} \quad (4.5)$$

Devido ao túnel possuir 8 m de diâmetro pode-se usar a recomendação de Bieniawski, sendo que o valor RME é maior que 75, o ARA também é maior que 15 m por dia e, portanto, é extremamente recomendado a utilização de uma tuneladora escudo duplo.

Bieniawski et al (2006) sugere um fator para ser multiplicador do ARA de forma a levar em conta o diâmetro da escavação na taxa de avanço médio, como pode-se notar na equação abaixo:

$$K_d = -0,007D^3 + 0,1637D^2 - 1,2859D + 4,5158 \quad (4.6)$$

$$K_d = -0,007 \cdot 8^3 + 0,1637 \cdot 8^2 - 1,2859 \cdot 8 + 4,5158 = 1,12 \quad (4.7)$$

Bieniawski et al. (2008) verificou que a taxa média de avanço varia de acordo com o tipo de tuneladora. Como se trata de um túnel hipotético, serão aplicados os três tipos de tuneladora com o coeficiente de correção do diâmetro.

- **TBM aberta:**

$$ARA_{TA} = (0,839 \cdot RME - 40,8) \cdot K_d \quad (4.8)$$

$$ARA_{TA} = (0,839 \cdot 79 - 40,8) \cdot 1,12 = 28,53 \text{ m/dia} \quad (4.9)$$

- **Tuneladora de escudo único:**

$$ARA_{TEU} = \left(23 \left(1 - 242^{\frac{45-RME}{17}} \right) \right) \cdot K_d \quad (4.10)$$

$$ARA_{TEU} = \left(23 \left(1 - 242^{\frac{45-79}{17}} \right) \right) \cdot 1,12 = 25,76 \text{ m/dia} \quad (4.11)$$

- **Tuneladora de escudo duplo:**

$$ARA_{TED} = (0,422 \cdot RME - 11,6) \cdot K_d \quad (4.12)$$

$$ARA_{TED} = (0,422 \cdot 79 - 11,6) \cdot 1,12 = 24,35 \text{ m/dia} \quad (4.13)$$

4.1.3 - Método Qtbm

Para esse método o cálculo será executado separadamente com o intuito de facilitar seu acompanhamento, como é possível perceber na equação abaixo:

$$Q_0 = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF} = \frac{90}{1} \cdot \frac{2}{4} \cdot \frac{1}{2,5} = 18 \quad (4.14)$$

O valor de Q_c é fornecido pela equação abaixo, assumindo que o mecanismo de rompimento da rocha seja por compressão:

$$Q_c = Q_0 \cdot \frac{\sigma_c}{100} = 18 \cdot \frac{75}{100} = 13,5 \quad (4.15)$$

O cálculo desse valor se leva em conta o peso volumétrico da rocha e parâmetro normalizado Q_c , como demonstra na equação a seguir:

$$SIGMA_{CM} = 5 \cdot \gamma \cdot Q_c^{1/3} = 5 \cdot 2,9 \cdot 13,5^{1/3} = 34,53 \quad (4.16)$$

$$Q_{tbm} = Q_0 \cdot \frac{SIGMA_{CM}}{(F^{10})/(20^9)} \cdot \frac{20}{CLI} \cdot \frac{q}{20} \cdot \frac{\sigma\theta}{5} = 18 \cdot \frac{34,53}{(25^{10})/(20^9)} \cdot \frac{20}{1} \cdot \frac{20}{20} \cdot \frac{5}{5} = 66,73 \quad (4.17)$$

Após se ter conhecimento do valor de Q_{tbm} , calcula-se a taxa de penetração.

$$PR \approx 5(Q_{TBM})^{-0,2} \approx 5(66,73)^{-0,2} \approx 2,16 \text{ m/h} \quad (4.18)$$

Barton (1999) realizou uma linearização de curvas por intermédio de gráficos log por log, a partir de dados retirados de túneis escavados em diferentes condições geológicas, propondo uma relação entre a taxa de avanço e a taxa de penetração, como será mostrado a seguir:

$$ARA = PR \cdot t^m \quad (4.19)$$

Onde t corresponde ao tempo em horas e m ao valor do gradiente de desaceleração (negativo).

Para questão de comparação utilizou-se uma taxa de avanço feita em metros/hora, o tempo é igual a 1, não sendo necessária a aplicação do coeficiente de desaceleração, logo $PR = ARA$.

O cálculo da taxa de avanço médio dar-se-á mediante a fórmula:

$$ARA = 5(Q_{TBM})^{-0,2} \cdot T^m = 5(66,73)^{-0,2} \cdot 1^m = 2,16 \text{ m/h} \quad (4.20)$$

4.1.4 - CSM

Para esse método é necessário calcular inicialmente o valor do ângulo de contato entre a rocha e o cortador para depois se fazer o cálculo da pressão, como é possível ver abaixo:

$$\Phi = \cos^{-1}\left(\frac{R-p}{R}\right) = \cos^{-1}\left(\frac{24,15-0,7}{24,15}\right) = 13,83 \quad (4.21)$$

Posteriormente se calcula a pressão dada pela seguinte fórmula:

$$P' = C \cdot \sqrt[3]{\frac{s}{\phi\sqrt{RTe}} \cdot \sigma_c^2 \cdot \sigma_t} = 2,12 \cdot \sqrt[3]{\frac{70}{0,242\sqrt{241,5 \cdot 2}} \cdot 75^2 \cdot 5} = 152,35 \text{ MPa} \quad (4.22)$$

Munido com o valor da pressão, calcula-se a força total, admitindo $\psi = 0$ por se considerar que tem uma distribuição uniforme de pressões ao longo do perímetro do disco, pela equação abaixo:

$$F_t = \frac{P' \cdot R \cdot T \cdot \Phi}{\psi+1} = \frac{152350000 \cdot 0,2415 \cdot 0,02 \cdot 0,242}{0+1} = 177,61 \text{ kN} \quad (4.23)$$

Com o valor de F_t é possível calcular F_n e F_r , como demonstram as equações abaixo:

$$F_n = F_t \cdot \cos \frac{\Phi}{2} = 177,61 \cdot \cos \frac{13,83}{2} = 176,32 \text{ kN} \quad (4.24)$$

$$F_r = F_t \cdot \sin \frac{\Phi}{2} = 177,61 \cdot \sin \frac{13,83}{2} = 21,38 \text{ kN} \quad (4.25)$$

Também é exequível calcular o coeficiente de corte com a seguinte fórmula:

$$CC = \tan \frac{\Phi}{2} = \tan \frac{13,83}{2} = 0,1213 = 12,13\% \quad (4.26)$$

A partir disso, calcula-se o número de cortadores pela divisão do raio da tuneladora pelo espaçamento dos discos de corte, como verificado na equação a seguir:

$$N' = \frac{D}{2 \cdot s} = \frac{800}{2 \cdot 7} = 57 \quad (4.27)$$

Posteriormente se calcula a velocidade de rotação da cabeça de corte pela seguinte fórmula:

$$RPM = \frac{V_c}{\pi \cdot D} = \frac{250}{\pi \cdot 8} = 9,95 \quad (4.28)$$

Para calcular a taxa de avanço, basta multiplicar o valor do RPM pela penetração, rendimento e fator de conversão como mostra a seguinte equação. Nesse caso, será considerado o rendimento de 55%, como utilizado por Rostami & Ozdemir (1993):

$$ARA = RPM \cdot p \cdot N \cdot \frac{60}{100} = 9,95 \cdot 0,7 \cdot 0,55 \cdot \frac{60}{100} = 2,30 \text{ m/h} \quad (4.29)$$

4.2 - Túnel 2

A Tabela 4.3 abaixo irá conter as características hipotética do túnel 2.

Tabela 4.3 – Características do Túnel 2.

Características	Valores
Túnel	
Comprimento (km)	6
Profundidade (m)	100
S20 (%)	45
Sj (mm)	20
Presença de falhas	Sim
Classe de Fraturamento	II
Porosidade (%)	3
RQD (%)	80
Teor de quartzo (%)	20
Tempo de autossustentação (h)	150
Água subterrânea (l/s)	2

Resistência à compressão da rocha (MPa)	50
Resistência à tração da rocha (MPa)	3,5
Densidade da rocha (kg/m ³)	2500
Tuneladora	
Diâmetro da tuneladora (m)	8
Diâmetro dos discos (mm)	483
Espaçamento entre discos (mm)	70
Penetração dos discos de corte (mm)	8
Espessura do disco de corte (mm)	30
Espessura da ponta do disco de corte (mm)	20
Limite de velocidade linear do disco de corte (m/min)	250

4.2.1 - NTNU

Assumindo um diâmetro de 8 m, espaçamento entre discos de 70 mm e diâmetro dos discos de 483 mm, segue o passo a passo a seguir:

- **Velocidade de rotação da cabeça de corte**

Foi verificado 6,3 rev/min de velocidade de rotação da cabeça de corte, aproximadamente.

- **Número de discos de corte e Padrão**

O número aproximado de discos de corte encontrado foi de 52 discos de corte.

- **Potência da cabeça de corte**

Encontrou uma potência requerida de 3000 kW para o motor da tuneladora.

- **Força bruta de empuxo dos discos de corte**

Verificou-se o valor de aproximadamente de 270 kN/cortador. Sendo esse valor, uma média, da máxima força de empuxo.

- **Fator de correção do diâmetro dos discos**

Não necessita fazer correção do diâmetro

- **Fator de correção do espaçamento**

No espaçamento também não há necessidade de correção, pois seu valor não é diferente de 70 mm.

- **Torque equivalente**

O torque equivalente foi calculado, sem correções, $M_{ekv} = M_b = 270$ kN/cortador

- **Índice S20**

O índice S20 encontrado foi de 45%.

- **Índice SJ**

O índice SJ obtido foi de 20 mm.

- **Ângulo de fraturamento**

A Tabela 4.4 a seguir mostra os ângulos dos fraturamentos encontrados:

Tabela 4.4 – Ângulos de fraturamento

	Família 1	Família 2	Família 3
Espaçamento (mm)	36	31	43
αm (°)	12	40	15
αt (°)	20	45	18
αz (°)	239	270	295

Sendo αm o ângulo de mergulho, αt o ângulo de direção em relação ao eixo do túnel e o αz o ângulo de direção.

- **Classe de fraturamento**

A classe de fraturamento da família I é de fissuras, obtida é I. A família II de juntas obteve a classe I – II. Já a família III é classificada como fissura, tendo obtido a classe I.

- **Porosidade**

A porosidade obtida é de 3%.

- **Índice de perfuração (DRI)**

O DRI obtido foi entorno de 48.

- **Ângulo de fraturamento equivalente**

Para efetuar esse cálculo utilizou a fórmula abaixo, para cada família de descontinuidade:

$$\alpha = \arcsen(\sen \alpha_m \cdot \sen(\alpha_t - \alpha_z)) \quad (4.30)$$

Obtendo os ângulos equivalentes mostrado na Tabela 4.5.

Tabela 4.5 – Ângulos equivalentes de cada família.

Família	Ângulo equivalente (α)
1	7,52°
2	27,03°
3	14,89°

- **Fator de fraturamento da descontinuidade**

Após obter os ângulos de faturamento equivalente e da classe de faturamento, utiliza-se a Figura 4.8 para verificar o fator de faturamento da descontinuidade, como demonstrado a seguir:

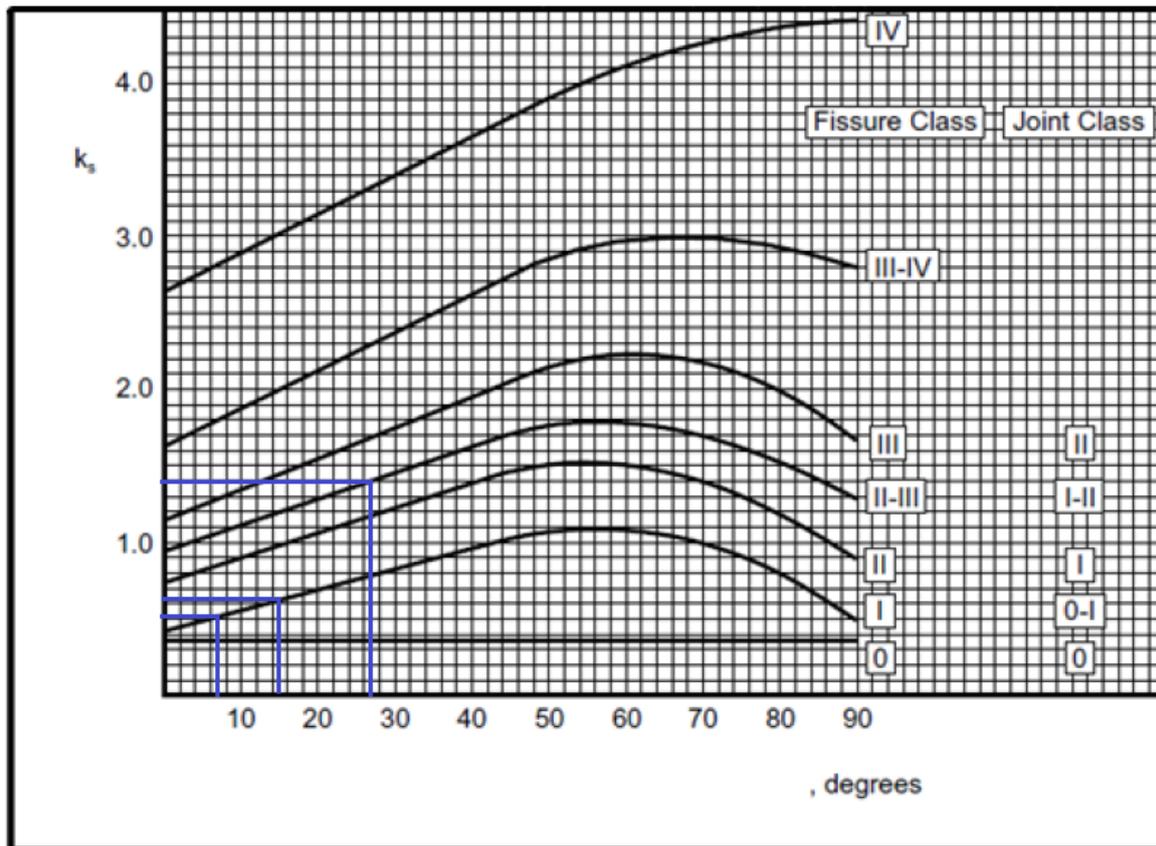


Figura 4.8 – Fator de fraturamento equivalente (Modificado - Bruland, 2000).

Pode-se averiguar os seguintes fatores de fraturamento equivalente na Tabela 4.6:

Tabela 4.6 - Fator de fraturamento equivalente.

Família	Fator de fraturamento equivalente
1	0,51
2	1,4
3	0,62

O próximo passo se dá o cálculo do valor de fraturamento total, por meio da equação a seguir:

$$k_{s-tot} = \sum_{i=1}^n k_{si} - (n - 1) \cdot 0,36 \tag{4.31}$$

$$k_{s-tot} = (0,51 + 1,4 + 0,62) - (3 - 1) \cdot 0,36 = 2,53 - 2 \cdot 0,36 = 1,81 \tag{4.32}$$

- **Fator DRI**

O DRI encontrado foi de 48, logo, há necessidade de se fazer correção, para isso emprega a Figura 4.9.

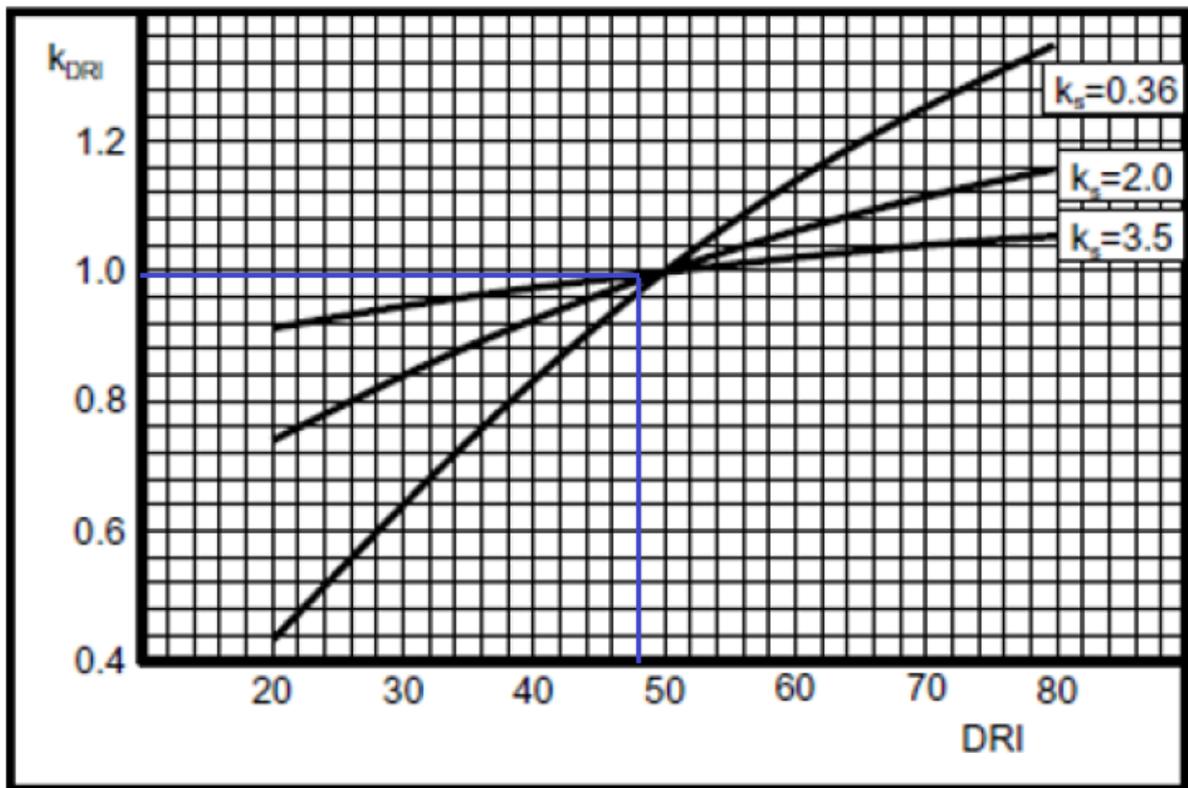


Figura 4.9 – Fator de DRI (Modificado - Bruland, 2000).

Foi encontrado para o fator de DRI aproximadamente 0,99.

- **Fator de porosidade**

A porosidade ser 3%, tem-se a necessidade de se aplicar o fator de porosidade, utilizando o gráfico mostrado na Figura 4.10. Foi encontrado 1,2 como fator de porosidade.

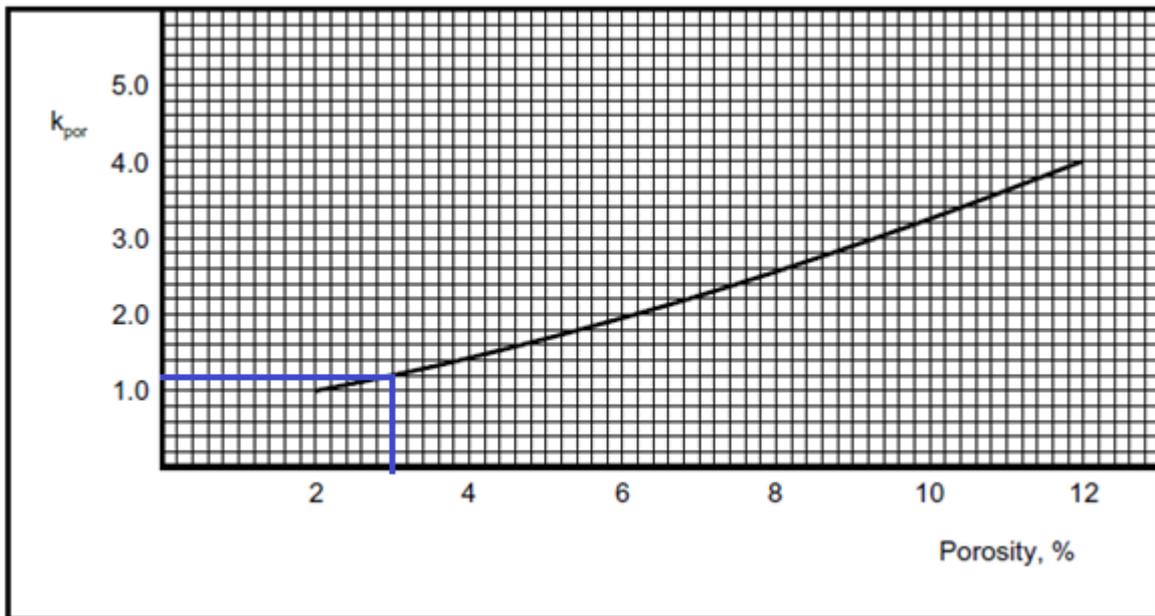


Figura 4.10 – Fator de porosidade (Modificado - Bruland, 2000).

- **Fator de fraturamento equivalente**

Obtidos os valores anteriores, se calcula o fraturamento equivalente pela fórmula seguinte:

$$k_{ekv} = k_{s-tot} \cdot k_{DRI} \cdot k_{por} = 1,81 \cdot 0,99 \cdot 1,2 = 2,15 \quad (4.33)$$

- **Penetração básica**

Para a penetração básica, aplicar-se-á dois parâmetros, o empuxo equivalente da tuneladora de 270 kN/cortador e o fator de fraturamento de 2,15, no gráfico contido na Figura 4.11.

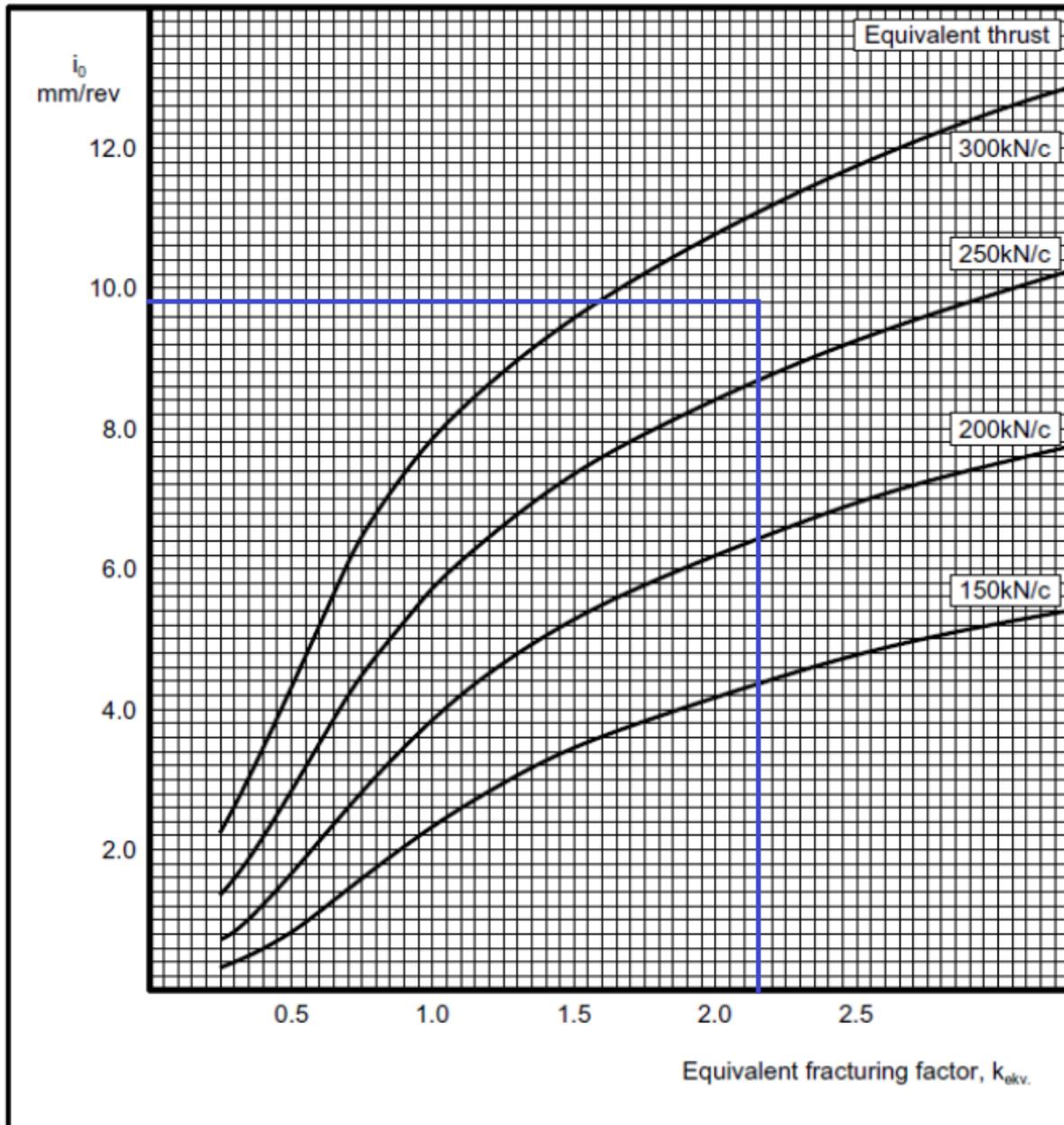


Figura 4.11 – Penetração básica (Modificado - Bruland, 2000).

Assim mensura-se que a penetração básica é de, aproximadamente, 9,8 mm/rev.

- **Taxa de penetração básica**

A taxa de penetração básica é calculada por intermédio da penetração básica, de acordo com a fórmula abaixo:

$$ARA = i_0 \cdot RPM \cdot \left(\frac{60}{1000}\right) = 9,8 \cdot 6,3 \cdot \left(\frac{60}{1000}\right) = 3,7 \text{ m/h} \quad (4.34)$$

4.2.2 - Método RME

A obtenção do valor de RME desse túnel foi atribuído da seguinte maneira, de acordo com a Tabela 4.7.

Tabela 4.7 – Obtenção do valor de RME.

Parâmetro	Adotado	Pontuação obtida
Resistência a compressão uniaxial da rocha	50 MPa	25
DRI	48	3
Homogêneo	Não	0
Juntas por metro	10	15
Orientação de junta em relação ao eixo do túnel	Oblíqua	3
Tempo de autossustentação	150 h	15
Fluxo de água subterrâneo	2 l/s	5
	Total	66

O método de Bieniawski et al. (2006) faz regressões e análise estatística para verificar se há a recomendação de uma tuneladora de escudo duplo no caso em questão, por meio do seguinte cálculo:

$$ARA = 0,213 \cdot RME, \quad \text{se } RME \leq 75 \quad (4.35)$$

$$ARA = 0,213 \cdot 66 = 14,06 \text{ m/dia} \quad (4.36)$$

Como se obteve uma taxa de avanço de 14,06 m/dia e o valor de RMR está no intervalo de $50 > RME > 70$, pode-se afirmar de acordo com Bieniawski et al. (2006), que está altamente recomendado a utilização desse equipamento para o túnel em questão.

O fator multiplicador sugerido por Bieniawski et al. (2006) é aplicado nesse túnel, levando em consideração o diâmetro da escavação. Para calcular o valor desse fator utiliza-se a equação a seguir:

$$K_d = -0,007D^3 + 0,1637D^2 - 1,2859D + 4,5158 \quad (4.37)$$

$$K_d = -0,007 \cdot 8^3 + 0,1637 \cdot 8^2 - 1,2859 \cdot 8 + 4,5158 = 1,12 \quad (4.38)$$

Como a taxa de avanço varia de acordo com cada tipo de tuneladora, como visto por Bieniawski et al. (2008), serão executados os cálculos com os três tipos de tuneladora juntamente com o coeficiente de correção do diâmetro.

- **TBM aberta:**

$$ARA_{TA} = (0,839 \cdot 66 - 40,8) \cdot K_d = (0,839 \cdot 66 - 40,8) \cdot 1,12 = 16,32 \frac{m}{dia} \quad (4.39)$$

- **Para tuneladora de escudo único:**

$$ARA_{TEU} = 23 \left(1 - 242^{\frac{45-RME}{17}} \right) \cdot K_d = 23 \left(1 - 242^{\frac{45-66}{17}} \right) \cdot 1,12 = 25,73 \frac{m}{dia} \quad (4.40)$$

- **Para tuneladoras de escudo duplo:**

$$ARA_{TED} = (0,422 \cdot RME - 11,6) \cdot K_d = (0,422 \cdot 66 - 11,6) \cdot 1,12 = 18,20 \frac{m}{dia} \quad (4.41)$$

4.2.3 - Método Q_{tbm}

O cálculo será feito de forma separada como pode-se ver a seguir.

$$Q_0 = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF} = \frac{80}{9} \cdot \frac{2}{3} \cdot \frac{0,5}{2,5} = 1,19 \quad (4.42)$$

Onde os valores de Q_c são fornecidos pela equação abaixo, já que para o túnel o modelo de rompimento por compressão foi o adotado.

$$Q_c = Q_0 \cdot \frac{\sigma_c}{100} = 1,19 \cdot \frac{50}{100} = 0,595 \quad (4.43)$$

O cálculo desse valor de σ_{cm} leva em conta o peso volumétrico da rocha e parâmetros normalizados Q_c , como demonstra na equação a seguir:

$$SIGMA_{CM} = 5 \cdot \gamma \cdot Q_c^{1/3} = 5 \cdot 2,5 \cdot 0,595^{1/3} = 10,51 \quad (4.44)$$

$$Q_{tbm} = Q \cdot \frac{SIGMA_{CM}}{(F^{10})/(20^9)} \cdot \frac{20}{CLI} \cdot \frac{q}{20} \cdot \frac{\sigma\theta}{5} = 1,19 \cdot \frac{10,51}{(22^{10})/(20^9)} \cdot \frac{20}{1} \cdot \frac{20}{20} \cdot \frac{5}{5} = 4,82 \quad (4.45)$$

Após se ter obtido o valor de Q_{tbm} , calcula-se a taxa de penetração.

$$PR \approx 5(Q_{TBM})^{-0,2} \approx 5(4,82)^{-0,2} \approx 3,65 \text{ m/h} \quad (4.46)$$

Realizou uma linearização de curvas por intermédio de gráficos log x log, com base em dados retirados de túneis escavados em condições geológicas distintas, estimando uma relação entre a taxa de avanço e uma taxa de penetração, como demonstrado abaixo:

$$ARA = PR \cdot t^m \quad (4.47)$$

Onde t corresponde ao tempo em horas e m ao valor do gradiente de desaceleração (negativo). Por se tratar de uma taxa de avanço feita em metros/hora, o tempo é igual a 1, não sendo necessária a utilização do coeficiente de desaceleração. Sendo assim $PR = ARA$

O cálculo da taxa de avanço médio dar-se-á mediante a fórmula:

$$ARA = 5(Q_{TBM})^{-0,2} \cdot T^m = 5(4,82)^{-0,2} \cdot 1^m = 3,65 \text{ m/h} \quad (4.48)$$

4.2.4 - CSM

Esse método se inicia com o cálculo do valor do Ângulo de contato entre a rocha e o cortador para posteriormente se fazer o cálculo da pressão, como é possível verificar abaixo:

$$\Phi = \cos^{-1}\left(\frac{R-p}{R}\right) = \cos^{-1}\left(\frac{24,15-0,8}{24,15}\right) = 14,79 \quad (4.49)$$

Após a obtenção do ângulo de contato entre a rocha e o cortador se calcula a pressão dada pela seguinte fórmula:

$$P' = C \cdot \sqrt[3]{\frac{s}{\phi \sqrt{R \cdot T_e}} \cdot \sigma_C^2 \cdot \sigma_t} = 2,12 \cdot \sqrt[3]{\frac{70}{0,258 \sqrt{241,5 \cdot 2}} \cdot 50^2 \cdot 3,5} = 100,95 \text{ mPa} \quad (4.50)$$

Com o valor da pressão, calcula-se a força total, admitindo $\psi = 0$ por se considerar que tem uma distribuição uniforme de pressões ao longo do perímetro do disco, pela equação abaixo:

$$F_t = \frac{P' \cdot R \cdot T \cdot \Phi}{\psi + 1} = 125,85 \text{ kN} \quad (4.51)$$

A partir do valor de F_t é possível calcular F_n e F_r , como mostra as equações a seguir:

$$F_n = F_t \cdot \cos \frac{\Phi}{2} = 124,81 \text{ kN} \quad (4.52)$$

$$F_r = F_t \cdot \sin \frac{\Phi}{2} = 16,20 \text{ kN} \quad (4.53)$$

Também é possível calcular o coeficiente de corte com a fórmula a seguir:

$$CC = \tan \frac{\Phi}{2} = 0,1298 = 12,98\% \quad (4.54)$$

Posteriormente se calcula o número de cortadores através da divisão do raio da tuneladora pelo espaçamento dos discos de corte, como verificado na equação a seguir:

$$N' = \frac{D}{2 \cdot s} = \frac{800}{2 \cdot 7} = 57 \quad (4.55)$$

Seguido do cálculo do número de cortadores, se calcula a velocidade de rotação da cabeça de corte pela fórmula abaixo:

$$RPM = \frac{V_f}{\pi \cdot D} = \frac{250}{\pi \cdot 8} = 9,95 \quad (4.56)$$

Já para calcular a taxa de avanço, basta multiplicar o valor do RPM pela penetração, rendimento e fator de conversão como mostra a equação abaixo. Nesse caso, será considerado o rendimento de 55%, como utilizado por Rostami & Ozdemir (1993):

$$ARA = RPM \cdot p \cdot N \cdot \frac{60}{100} = 9,95 \cdot 0,8 \cdot 0,55 \cdot \frac{60}{100} = 2,63 \text{ m/h} \quad (4.57)$$

4.3 - Túnel 3

A Tabela 4.8 abaixo irá conter as características hipotética do túnel 3.

Tabela 4.8 – Características do Túnel 3.

Características	Valores
Túnel	
Comprimento (km)	6
Profundidade (m)	1000
S20 (%)	60
Sj (mm)	5
Presença de falhas	Sim
Classe de Fraturamento	I
Porosidade (%)	2
RQD (%)	90
Teor de quartzo (%)	45
Tempo de autossustentação (h)	300
Água subterrânea (l/s)	-
Resistência à compressão da rocha (MPa)	200
Resistência à tração da rocha (MPa)	17,7
Densidade da rocha (kg/m ³)	3000
Tuneladora	
Diâmetro da tuneladora (m)	8
Diâmetro dos discos (mm)	483
Espaçamento entre discos (mm)	70
Penetração dos discos de corte (mm)	6

Espessura do disco de corte (mm)	30
Espessura da ponta do disco de corte (mm)	20
Limite de velocidade linear do disco de corte (m/min)	300

4.3.1 - NTNU

Assumindo um diâmetro de 8 m, espaçamento entre discos de 70 mm e diâmetro dos discos de 483 mm, segue o passo a passo a seguir:

- **Velocidade de rotação da cabeça de corte**

A velocidade de rotação da cabeça de corte foi de aproximadamente 6,3 rev/min.

- **Número de discos de corte e Padrão**

Foi encontrado a quantidade, aproximada, de 52 discos de corte.

- **Potência da cabeça de corte**

Constatou uma potência requerida de 3000 kW para o motor da tuneladora.

- **Força bruta de empuxo dos discos de corte**

Verificou-se o valor de aproximadamente de 270 kN/cortador. Sendo esse valor, uma média, da máxima força de empuxo.

- **Fator de correção do diâmetro dos discos**

Não necessita fazer correção do diâmetro

- **Fator de correção do espaçamento**

No espaçamento também não há necessidade de correção, pois seu valor não é diferente de 70 mm.

- **Torque equivalente**

O impulso equivalente é calculado, sem necessidade de correções, $M_{ekv} = M_b = 270 \text{ kN/cortador}$.

- **Índice S20**

O índice S20 encontrado foi de 60%.

- **Índice SJ**

O índice SJ obtido foi de 5 mm.

- **Ângulo de fraturamento**

A Tabela 4.9 mostra os ângulos dos fraturamentos encontrados:

Tabela 4.9 – Ângulos de fraturamento

	Família 1	Família 2
Espaçamento (mm)	148	151
αm (°)	17	35
αt (°)	35	5
αz (°)	278	246

Sendo αm o ângulo de mergulho, αt o ângulo de direção em relação ao eixo do túnel e o αz o ângulo de direção.

- **Classe de fraturamento**

A classe de fraturamento da família I e a família II são constituídas de juntas, obtendo classe 0 e I respectivamente.

- **Porosidade**

A porosidade encontrada é de 3%.

- **Índice de perfuração (DRI)**

O DRI obtido foi entorno de 57.

- **Ângulo de fraturamento equivalente**

Para efetuar esse cálculo utilizou a fórmula abaixo, para cada família de descontinuidade:

$$\alpha = \arcsen(\sen \alpha_m \cdot \sen(\alpha_t - \alpha_z)) \quad (5.58)$$

Obtendo os ângulos equivalentes mostrado na Tabela 4.10.

Tabela 4.10 – Ângulos equivalentes de cada família.

Família	Ângulo equivalente (α)
1	15,10°
2	30,11°

- **Fator de fraturamento da descontinuidade**

Pode-se averiguar os seguintes fatores de fraturamento equivalente na Tabela 4.11.

Tabela 4.11 – Fator de fraturamento equivalente.

Família	Fator de fraturamento equivalente
1	0,38
2	0,81

O próximo passo se dá o cálculo do valor de fraturamento total, por meio da equação a seguir:

$$k_{s-tot} = \sum_{i=1}^n k_{si} - (n - 1) \cdot 0,36 \quad (4.59)$$

$$k_{s-tot} = (0,38 + 0,81) - (2 - 1) \cdot 0,36 = 1,19 - 1 \cdot 0,36 = 0,83 \quad (4.60)$$

- **Fator DRI**

Foi encontrado para o fator de DRI aproximadamente 1,1.

- **Fator de porosidade**

Devido a porosidade ser 2%, não há necessidade de correção.

- **Fator de fraturamento equivalente**

Ao se obter os valores anteriores, se calcula o fraturamento equivalente pela fórmula:

$$k_{ekv} = k_{s-tot} \cdot k_{DRI} \cdot k_{por} = 0,83 \cdot 1,1 \cdot 1 = 0,91 \quad (4.61)$$

- **Penetração básica**

Para a penetração básica, aplicar-se-á dois parâmetros, o empuxo equivalente da tuneladora de 270 kN/cortador e o fator de fraturamento de 0,91. Assim mensura que a penetração básica é de, aproximadamente, 6,6 mm/rev.

- **Taxa de penetração básica**

A taxa de penetração básica é calculada por intermédio da penetração básica, segundo a fórmula a seguir.

$$ARA = i_0 \cdot RPM \cdot \left(\frac{60}{1000}\right) = 6,6 \cdot 6,3 \cdot \left(\frac{60}{1000}\right) = 2,49 \text{ m/h} \quad (4.62)$$

4.3.2 - Método RME

A obtenção do valor de RME desse túnel foi atribuído da maneira mostrada na Tabela 4.12.

Tabela 4.12 – Obtenção do valor de RME.

Parâmetro	Adotado	Pontuação obtida
Resistência a compressão uniaxial da rocha	180 MPa	14
DRI	57	7
Homogêneo	Não	0
Juntas por metro	2	2
Orientação de junta em relação ao eixo do túnel	Oblíqua	3
Tempo de autossustentação	300 h	25
Fluxo de água subterrâneo	0 l/s	5
	Total	56

O método Bieniawski et al. (2006) faz regressões e análise estatística para verificar a recomendação de uma tuneladora de escudo duplo no caso em questão, por meio do seguinte cálculo:

$$ARA = 0,213 \cdot RME, \quad \text{se } RME \leq 75 \quad (4.63)$$

$$ARA = 0,213 \cdot 56 = 11,93 \text{ m/dia} \quad (4.64)$$

Devido ao túnel possuir 8 m de diâmetros pode-se usar a recomendação de Bieniawski, sendo que o valor RME é maior que 50 e menor que 70, e o ARA está entre 10 a 15 m/dia, portanto, é altamente recomendado a utilização de uma tuneladora escudo duplo.

Bieniawski et al (2006) sugere um fator para ser multiplicador do ARA de forma a levar em conta o diâmetro da escavação na taxa de avanço médio, como pode-se notar na equação abaixo:

$$K_d = -0,007D^3 + 0,1637D^2 - 1,2859D + 4,5158 \quad (4.65)$$

$$K_d = -0,007 \cdot 8^3 + 0,1637 \cdot 8^2 - 1,2859 \cdot 8 + 4,5158 = 1,12 \quad (4.66)$$

Bieniawski et al. (2008) verificou que a taxa média de avanço varia de acordo com o tipo de tuneladora. Como se trata de um túnel hipotético, serão aplicados os três tipos de tuneladora com o coeficiente de correção do diâmetro.

- **TBM aberta:**

$$ARA_{TA} = (0,839 \cdot RME - 40,8) \cdot K_d = (0,839 \cdot 56 - 40,8) \cdot 1,12 = 6,93 \frac{m}{dia} \quad (4.67)$$

- **Para tuneladora de escudo único:**

$$ARA_{TEU} = 23 \left(1 - 242^{\frac{45-RME}{17}} \right) \cdot K_d = 23 \left(1 - 242^{\frac{45-56}{17}} \right) \cdot 1,12 = 25,02 \frac{m}{dia} \quad (4.68)$$

- **Para tuneladoras de escudo duplo:**

$$ARA_{TED} = (0,422 \cdot RME - 11,6) \cdot K_d = (0,422 \cdot 56 - 11,6) \cdot 1,12 = 13,48 \frac{m}{dia} \quad (4.69)$$

4.3.3 - Método Qtbm

Para esse método o cálculo será executado de forma separada como pode-se ver a seguir.

$$Q_0 = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF} = \frac{95}{4} \cdot \frac{2}{1} \cdot \frac{1}{2,5} = 19 \quad (4.70)$$

Onde o valor de Q_c é fornecido pela equação abaixo, a qual se utiliza Q_c pelo mecanismo de rompimento da rocha ser por compressão.

$$Q_c = Q_0 \cdot \frac{\sigma_c}{100} = 19 \cdot \frac{180}{100} = 34,2 \quad (4.71)$$

O cálculo desse valor se leva em conta o peso volumétrico da rocha e o parâmetro normalizado Q_c , como demonstra na equação a seguir:

$$SIGMA_{CM} = 5 \cdot \gamma \cdot Q_c^{1/3} = 5 \cdot 3,0 \cdot 34,2^{1/3} = 48,69 \quad (4.72)$$

$$Q_{tbm} = Q \cdot \frac{SIGMA_{CM}}{(F^{10})/(20^9)} \cdot \frac{20}{CLI} \cdot \frac{q}{20} \cdot \frac{\sigma_\theta}{5} = 19 \cdot \frac{48,69}{(25^{10})/(20^9)} \cdot \frac{20}{2} \cdot \frac{45}{20} \cdot \frac{5}{5} = 111,75 \quad (4.73)$$

Após se ter conhecimento do valor de Q_{tbm} , calcula-se a taxa de penetração.

$$PR = 5(Q_{tbm})^{-0,2} = 5(111,75)^{-0,2} = 1,95 \text{ m/h} \quad (4.74)$$

Barton (1999) realizou uma linearização de curvas por intermédio de gráficos log por log, a partir de dados retirados de túneis escavados em diferentes condições geológicas, propondo uma relação entre a taxa de avanço e a taxa de penetração, como será mostrado a seguir:

$$ARA = PR \cdot t^m \quad (4.75)$$

Onde t corresponde ao tempo em horas e m ao valor do gradiente de desaceleração (negativo). Para questão de comparação utilizou-se uma taxa de avanço feita em metros/hora, o tempo é igual a 1, não sendo necessária a aplicação do coeficiente de desaceleração, logo $PR = ARA$.

O cálculo da taxa de avanço médio dar-se-á mediante a fórmula:

$$ARA = 5(Q_{TBM})^{-0,2} \cdot T^m = 5(111,75)^{-0,2} \cdot 1^m = 1,95 \text{ m/h} \quad (4.76)$$

4.3.4 - CSM

Para esse método é necessário calcular inicialmente o valor do Ângulo de contato entre a rocha e o cortador para depois se fazer o cálculo da pressão, como é possível ver abaixo:

$$\Phi = \cos^{-1}\left(\frac{R-p}{R}\right) = \cos^{-1}\left(\frac{24,15-0,6}{24,15}\right) = 12,80 \quad (4.77)$$

Posteriormente se calcula a pressão dada pela seguinte fórmula:

$$P' = C \cdot \sqrt[3]{\frac{s}{\phi \sqrt{R \cdot T_e}} \cdot \sigma_c^2 \cdot \sigma_t} = 2,12 \cdot \sqrt[3]{\frac{70}{0,224 \sqrt{241,5 \cdot 2}} \cdot 180^2 \cdot 17,7} = 427,11 \text{ mPa} \quad (4.78)$$

Munido com o valor da pressão, calcula-se a força total, admitindo $\psi = 0$ por se considerar que tem uma distribuição uniforme de pressões ao longo do perímetro do disco, pela equação abaixo:

$$F_t = \frac{P' \cdot R \cdot T \cdot \Phi}{\psi + 1} = 460,81 \text{ kN} \quad (4.79)$$

Com o valor de F_t é possível calcular F_n e F_r , como demostram as equações abaixo:

$$F_n = F_t \cdot \cos \frac{\Phi}{2} = 457,94 \text{ kN} \quad (4.80)$$

$$F_r = F_t \cdot \sin \frac{\Phi}{2} = 51,36 \text{ kN} \quad (4.81)$$

Também é exequível calcular o coeficiente de corte com a seguinte fórmula:

$$CC = \tan \frac{\Phi}{2} = 0,1122 = 11,22\% \quad (4.82)$$

A partir disso, calcula-se o número de cortadores através da divisão do raio da tuneladora pelo espaçamento dos discos de corte, como verificado na equação a seguir:

$$N' = \frac{D}{2 \cdot s} = \frac{800}{2 \cdot 7} = 57 \quad (4.83)$$

Posteriormente se calcula a velocidade de rotação da cabeça de corte pela seguinte fórmula:

$$RPM = \frac{V_r}{\pi \cdot D} = \frac{300}{\pi \cdot 8} = 11,94 \quad (4.84)$$

Para calcular a taxa de avanço, basta multiplicar o valor do RPM pela penetração, rendimento e fator de conversão como mostra a seguinte equação. Nesse caso, será considerado o rendimento de 55%, como utilizado por Rostami & Ozdemir (1993):

$$ARA = RPM \cdot p \cdot N \cdot \frac{60}{100} = 11,94 \cdot 0,6 \cdot 0,55 \cdot \frac{60}{100} = 2,36 \text{ m/h} \quad (4.85)$$

4.4 - Túnel 4

A Tabela 4.13 abaixo irá conter as características hipotética do túnel 4.

Tabela 4.13 – Características do Túnel 4.

Características	Valores
Túnel	
Comprimento (km)	6
Profundidade (m)	300
S20 (%)	50
Sj (mm)	130

Presença de falhas	Sim
Classe de Fraturamento	I à II
Porosidade (%)	4
RQD (%)	38
Teor de quartzo (%)	13
Tempo de autossustentação (h)	10
Água subterrânea (l/s)	8
Resistência à compressão da rocha (MPa)	33
Resistência à tração da rocha (MPa)	2,9
Densidade da rocha (kg/m ³)	2710
Tuneladora	
Diâmetro da tuneladora (m)	8
Diâmetro dos discos (mm)	483
Espaçamento entre discos (mm)	70
Penetração dos discos de corte (mm)	12
Espessura do disco de corte (mm)	30
Espessura da ponta do disco de corte (mm)	20
Limite de velocidade linear do disco de corte (m/min)	250

4.4.1 - NTNU

Assumindo um diâmetro de 8 m, espaçamento entre discos de 70 mm e diâmetro dos discos de 483 mm, segue o passo a passo a seguir:

- **Velocidade de rotação da cabeça de corte**

Foi verificado 6,3 rev/min de velocidade de rotação da cabeça de corte, aproximadamente.

- **Número de discos de corte e Padrão**

O número aproximado de discos de corte encontrado foi de 52 discos de corte.

- **Potência da cabeça de corte**

Encontrou uma potência requerida de 3000 kW para o motor da tuneladora.

- **Força bruta de empuxo dos discos de corte**

Verificou-se o valor de aproximadamente de 270 kN/cortador. Sendo esse valor, uma média, da máxima força de empuxo.

- **Fator de correção do diâmetro dos discos**

Não necessita fazer correção do diâmetro

- **Fator de correção do espaçamento**

No espaçamento também não há necessidade de correção, pois seu valor não é diferente de 70 mm.

- **Torque equivalente**

O impulso equivalente foi calculado, sem correções, $M_{ekv} = M_b = 270 \text{ kN/cortador}$.

- **Índice S20**

O índice S20 encontrado foi de 50%.

- **Índice SJ**

O índice SJ obtido foi de 130 mm.

- **Ângulo de fraturamento**

A Tabela 4.14 a seguir mostra os ângulos dos fraturamentos encontrados:

Tabela 4.14 – Ângulos de fraturamento

	Família 1	Família 2	Família 3
Espaçamento (mm)	158	76	140
αm (°)	89	44	64
at (°)	17	50	60
αz (°)	267	290	349

Sendo α_m o ângulo de mergulho, α_t o ângulo de direção em relação ao eixo do túnel e α_z o ângulo de direção.

- **Classe de fraturamento**

A classe de fraturamento da família I é de fissuras, obtida é 0. A família II de fissuras obteve a classe II. Já a família III é classificada como junta, tendo obtido a classe 0-I.

- **Porosidade**

A porosidade encontrada é de 4%.

- **Índice de perfuração (DRI)**

O DRI obtido foi de aproximadamente 70.

- **Ângulo de fraturamento equivalente**

Para realização desse cálculo utilizou essa fórmula abaixo, para cada família de descontinuidade:

$$\alpha = \arcsen(\sen \alpha_m \cdot \sen(\alpha_t - \alpha_z)) \quad (4.86)$$

Obtendo os ângulos equivalentes mostrado na Tabela 4.15.

Tabela 4.15 – Ângulos equivalentes de cada família.

Família	Ângulo equivalente (α)
1	69,97°
2	36,98°
3	58,19°

- **Fator de fraturamento da descontinuidade**

Tendo os ângulos de fraturamento equivalente e da classe de fraturamento, pode-se averiguar os seguintes fatores de fraturamento equivalente, como mostra a Tabela 4.16.

Tabela 4.16 – Fator de fraturamento equivalente.

Família	Fator de fraturamento equivalente
1	0,38
2	1,25
3	1,05

O próximo passo se dá o cálculo do valor de fraturamento total, por meio da equação a seguir:

$$k_{s-tot} = \sum_{i=1}^n k_{si} - (n - 1) \cdot 0,36 \quad (4.87)$$

$$k_{s-tot} = (0,38 + 1,25 + 1,05) - (3 - 1) \cdot 0,36 = 2,68 - 2 \cdot 0,36 = 1,96 \quad (4.88)$$

- **Fator DRI**

Foi encontrado para o fator de DRI aproximadamente 1,14.

- **Fator de porosidade**

Devido a porosidade ser 4%, tem-se a necessidade de se aplicar o fator de porosidade. Foi encontrado 1,4 como fator de porosidade.

- **Fator de fraturamento equivalente**

Ao se obter os valores anteriores, se calcula o fraturamento equivalente pela fórmula seguinte:

$$k_{ekv} = k_{s-tot} \cdot k_{DRI} \cdot k_{por} = 1,96 \cdot 1,14 \cdot 1,4 = 3,12 \quad (4.89)$$

- **Penetração básica**

Para a penetração básica, aplicar-se-á dois parâmetros, o empuxo equivalente da tuneladora de 270 kN/cortador e o fator de fraturamento de 3,12.

Assim mensura-se que a penetração básica é de, aproximadamente, 11,6 mm/rev.

- **Taxa de penetração básica**

A taxa de penetração básica é calculada por meio da penetração básica, segundo a fórmula a seguir.

$$ARA = i_0 \cdot RPM \cdot \left(\frac{60}{1000}\right) = 11,6 \cdot 6,3 \cdot \left(\frac{60}{1000}\right) = 4,38 \text{ m/h} \quad (4.90)$$

4.4.2 - Método RME

A obtenção do valor de RME desse túnel foi atribuído da seguinte maneira, de acordo com a Tabela 4.17.

Tabela 4.17 – Obtenção do valor de RME.

Parâmetro	Adotado	Pontuação obtida
Resistência a compressão uniaxial da rocha	33 MPa	25
DRI	70	10
Homogêneo	Não	0
Juntas por metro	10	15
Orientação de junta em relação ao eixo do túnel	Perpendicular	5
Tempo de autossustentação	10 h	2
Fluxo de água subterrâneo	8 l/s	5
	Total	62

O método de Bieniawski et al. (2006) faz regressões e análise estatística para verificar se há a recomendação de uma tuneladora de escudo duplo no caso em questão, por meio do seguinte cálculo:

$$ARA = 0,213 \cdot RME, \quad \text{se } RME \leq 75 \quad (4.91)$$

$$ARA = 0,213 \cdot 62 = 13,21 \text{ m/dia} \quad (4.92)$$

Como se obteve uma taxa de avanço de 13,21 m/dia e o valor de RMR está no intervalo de $50 > RME > 70$, pode-se afirmar de acordo com Bieniawski et al. (2006), que está altamente recomendado a utilização desse equipamento para o túnel em questão.

O fator multiplicador sugerido por Bieniawski et al. (2006) é aplicado nesse túnel, levando em consideração o diâmetro da escavação. Para calcular o valor desse fator utiliza-se a equação a seguir:

$$K_d = -0,007D^3 + 0,1637D^2 - 1,2859D + 4,5158 \quad (4.93)$$

$$K_d = -0,007 \cdot 8^3 + 0,1637 \cdot 8^2 - 1,2859 \cdot 8 + 4,5158 = 1,12 \quad (4.94)$$

Como a taxa de avanço varia de acordo com cada tipo de tuneladora, como visto por Bieniawski et al. (2008), serão executados os cálculos com os três tipos de tuneladora juntamente com o coeficiente de correção do diâmetro.

- **TBM aberta:**

$$ARA_{TA} = (0,839 \cdot RME - 40,8) \cdot K_d = (0,839 \cdot 62 - 40,8) \cdot 1,12 = 14,88 \frac{m}{dia} \quad (4.95)$$

- **Para tuneladora de escudo único:**

$$ARA_{TEU} = 23 \left(1 - 242^{\frac{45-RME}{17}} \right) \cdot K_d = 23 \left(1 - 242^{\frac{45-62}{17}} \right) \cdot 1,12 = 31,66 \frac{m}{dia} \quad (4.96)$$

- **Para tuneladoras de escudo duplo:**

$$ARA_{TED} = (0,422 \cdot RME - 11,6) \cdot K_d = (0,422 \cdot 62 - 11,6) \cdot 1,12 = 23,05 \frac{m}{dia} \quad (4.97)$$

4.4.3 - Método Qtbm

O cálculo será feito de forma separada como pode-se ver a seguir.

$$Q_0 = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF} = \frac{38}{9} \cdot \frac{4}{2} \cdot \frac{0,66}{2,5} = 2,23 \quad (4.98)$$

Onde os valores de Q_c são fornecidos pela equação abaixo, já que para o túnel o modelo de rompimento por compressão é mais adequado.

$$Q_c = Q_0 \cdot \frac{\sigma_c}{100} = 2,23 \cdot \frac{33}{100} = 0,736 \quad (4.99)$$

O cálculo desse valor de σ_{cm} leva em conta o peso volumétrico da rocha e parâmetro normalizado Q_c , como demonstra na equação a seguir:

$$SIGMA_{CM} = 5 \cdot \gamma \cdot Q_c^{1/3} = 5 \cdot 2,71 \cdot 0,736^{1/3} = 12,23 \quad (4.100)$$

$$Q_{tbm} = Q_0 \cdot \frac{SIGMA_{CM}}{(F^{10})/(20^9)} \cdot \frac{20}{CLI} \cdot \frac{q}{20} \cdot \frac{\sigma\theta}{5} = 2,23 \cdot \frac{12,23}{(23^{10})/(20^9)} \cdot \frac{20}{1} \cdot \frac{13}{20} \cdot \frac{5}{5} = 4,38 \quad (4.101)$$

Após se ter obtido o valor de Q_{tbm} , calcula-se a taxa de penetração.

$$PR = 5(Q_{TBM})^{-0,2} = 5(4,38)^{-0,2} = 3,72 \text{ m/h} \quad (4.102)$$

Realizou uma linearização de curvas por intermédio de gráficos log x log, com base em dados retirados de túneis escavados em condições geológicas distintas, estimando uma relação entre a taxa de avanço e uma taxa de penetração, segundo Barton (1999), como demonstrado abaixo:

$$ARA = PR \cdot t^m \quad (4.103)$$

Onde t corresponde ao tempo em horas e m ao valor do gradiente de desaceleração (negativo). Por se tratar de uma taxa de avanço feita em metros/hora, o tempo é igual a 1, não sendo necessária a utilização do coeficiente de desaceleração, logo $PR = ARA$.

O cálculo da taxa de avanço médio dar-se-á mediante a fórmula:

$$ARA = 5(Q_{TBM})^{-0,2} \cdot T^m = 5(4,38)^{-0,2} \cdot 1^{-0,2} = 3,72 \text{ m/h} \quad (4.104)$$

4.4.4 - CSM

Esse método se inicia com o cálculo do valor do Ângulo de contato entre a rocha e o cortador para posteriormente se fazer o cálculo da pressão, como é possível verificar abaixo:

$$\Phi = \cos^{-1}\left(\frac{R-p}{R}\right) = \cos^{-1}\left(\frac{24,15-1,2}{24,15}\right) = 18,14 \quad (4.105)$$

Após a obtenção do ângulo de contato entre a rocha e o cortador se calcula a pressão dada pela seguinte fórmula:

$$P' = C \cdot \sqrt[3]{\frac{s}{\phi \sqrt{R \cdot T_e}} \cdot \sigma_c^2 \cdot \sigma_t} = 2,12 \cdot \sqrt[3]{\frac{70}{0,316 \sqrt{241,5 \cdot 2}} \cdot 33^2 \cdot 2,9} = 67,15 \text{ mPa} \quad (4.106)$$

Com o valor da pressão, calcula-se a força total, admitindo $\psi = 0$ por se considerar que tem uma distribuição uniforme de pressões ao longo do perímetro do disco, pela equação abaixo:

$$F_t = \frac{P' \cdot R \cdot T \cdot \Phi}{\psi + 1} = 102,67 \text{ kN} \quad (4.107)$$

A partir do valor de F_t é possível calcular F_n e F_r , como mostra as equações a seguir:

$$F_n = F_t \cdot \cos \frac{\Phi}{2} = 101,39 \text{ kN} \quad (4.108)$$

$$F_r = F_t \cdot \sin \frac{\Phi}{2} = 16,18 \text{ kN} \quad (4.109)$$

Também é possível calcular o coeficiente de corte com a fórmula a seguir:

$$CC = \tan \frac{\Phi}{2} = 0,1596 = 15,96\% \quad (4.110)$$

Posteriormente se calcula o número de cortadores através da divisão do raio da tuneladora pelo espaçamento dos discos de corte, como verificado na equação a seguir:

$$N' = \frac{D}{2 \cdot s} = \frac{800}{2 \cdot 7} = 57 \quad (4.111)$$

Seguido do cálculo do número de cortadores, se calcula a velocidade de rotação da cabeça de corte pela fórmula abaixo:

$$RPM = \frac{V_f}{\pi \cdot D} = \frac{250}{\pi \cdot 8} = 9,95 \quad (4.112)$$

Já para calcular a taxa de avanço, basta multiplicar o valor do RPM pela penetração, rendimento e fator de conversão como mostra a equação abaixo. Nesse caso, será considerado o rendimento de 55%, como utilizado por Rostami & Ozdemir (1993):

$$ARA = RPM \cdot p \cdot N = 9,95 \cdot 1,2 \cdot 0,55 = 3,94 \text{ m/h} \quad (4.113)$$

4.5 - Túnel 5

A Tabela 4.18 abaixo irá conter as características do túnel 5. Esse túnel em específico, se baseou em um túnel executado, se tratando de um caso estudo.

Tabela 4.18 – Características do Túnel 5.

Características	Valores
Túnel	
Tipo predominante de rocha	Granito-Gneiss
Comprimento (km)	5,2
Profundidade (m)	540
S20 (%)	50
Sj (mm)	10
Presença de falhas	Sim
Classe de Fraturamento	I e II
Porosidade (%)	1%
RQD (%)	89
Teor de quartzo (%)	27
Tempo de autossustentação (h)	200

Água subterrânea (l/s)	-
Resistência à compressão da rocha (MPa)	130
Resistência à tração da rocha (MPa)	14,6
Densidade da rocha (kg/m ³)	2650
Tuneladora	
Diâmetro da tuneladora (m)	6,2
Diâmetro dos discos (mm)	432
Espaçamento entre discos (mm)	69
Penetração dos discos de corte (mm)	6
Espessura do disco de corte (mm)	30
Espessura da ponta do disco de corte (mm)	10
Limite de velocidade linear do disco de corte (m/min)	250

4.5.1 - NTNU

Assumindo um diâmetro de 6,2 m, espaçamento entre discos de 70 mm e diâmetro dos discos de 435 mm, segue o passo a passo a seguir:

- **Velocidade de rotação da cabeça de corte**

Foi encontrado, aproximadamente, 7,2 rev/min de velocidade de rotação da cabeça de corte.

- **Número de discos de corte e Padrão**

A quantidade de discos de corte encontrado foi de, aproximadamente, 44 discos de corte.

- **Potência da cabeça de corte**

Constatou uma potência requerida de 1700 kW para o motor da tuneladora.

- **Força bruta de empuxo dos discos de corte**

Verificou-se o valor de aproximadamente de 220 kN/cortador. Sendo esse valor, uma média, da máxima força de empuxo.

- **Fator de correção do diâmetro dos discos**

O fator de correção do diâmetro dos discos encontrado foi de 1,14.

- **Fator de correção do espaçamento**

No espaçamento também não há necessidade de correção, pois seu valor não é diferente de 70 mm.

- **Torque equivalente**

O impulso equivalente é calculado, com correções, $M_{ekv} = M_b \cdot k_d = 220 \cdot 1,14 = 251$ kN/cortador

- **Índice S20**

O índice S20 encontrado foi de 50%.

- **Índice SJ**

O índice SJ obtido foi de 10 mm.

- **Ângulo de fraturamento**

A Tabela 4.19 a seguir mostra os ângulos dos fraturamentos encontrados:

Tabela 4.19 – Ângulos de fraturamento

	Família 1	Família 2
Espaçamento (mm)	96	157
αm (°)	36	40
αt (°)	85	50
αz (°)	47	267

Sendo αm o ângulo de mergulho, αt o ângulo de direção em relação ao eixo do túnel e o αz o ângulo de direção.

- **Classe de fraturamento**

A classe de fraturamento da família I é de fissuras, obtida é I. A família II de juntas obteve a classe I – II.

- **Porosidade**

A porosidade encontrada é de 1%.

- **Índice de perfuração (DRI)**

O DRI obtido foi de aproximadamente 54.

- **Ângulo de fraturamento equivalente**

Para realização desse cálculo utilizou essa fórmula abaixo, para cada família de descontinuidade, gerando a Tabela 4.20, com os ângulos equivalentes:

$$\alpha = \arcsen(\sen \alpha_m \cdot \sen(\alpha_t - \alpha_z)) \quad (4.114)$$

Tabela 4.20 – Ângulos equivalentes de cada família.

Família	Ângulo equivalente (α)
1	21,22°
2	36,76°

- **Fator de fraturamento da descontinuidade**

Pode-se averiguar os seguintes fatores de fraturamento equivalente, presentes na Tabela 4.21.

Tabela 4.21 – Fator de fraturamento equivalente.

Família	Fator de fraturamento equivalente
1	0,70
2	0,91

A partir desse ponto, calcula-se o valor de fraturamento total, por meio da equação abaixo:

$$k_{s-tot} = \sum_{i=1}^n k_{si} - (n - 1) \cdot 0,36 \quad (4.115)$$

$$k_{s-tot} = (0,70 + 0,91) - (2 - 1) \cdot 0,36 = 1,61 - 0,36 = 1,25 \quad (4.116)$$

- **Fator DRI**

Como o DRI encontrado foi de 54 há necessidade de se fazer correção. Foi encontrado para o fator de DRI aproximadamente 1,04.

- **Fator de porosidade**

Devido a porosidade ser menor que 2%, não há necessidade de se aplicar o fator de porosidade

- **Fator de fraturamento equivalente**

De posse dos valores anteriores, se calcula o fraturamento equivalente pela fórmula abaixo:

$$k_{ekv} = k_{s-tot} \cdot k_{DRI} \cdot k_{por} = 1,25 \cdot 1,04 \cdot 1 = 1,3 \quad (4.117)$$

- **Penetração básica**

Para a determinação da penetração básica, utilizar-se-á dois parâmetros, o empuxo equivalente da tuneladora de 251 kN/cortador e o fator de fraturamento de 1,3. Assim afere-se que a penetração básica é de, aproximadamente, 6,8 mm/rev.

- **Taxa de penetração básica**

A taxa de penetração básica é calculada por meio da penetração básica, segundo a fórmula a seguir.

$$ARA = i_0 \cdot RPM \cdot \left(\frac{60}{1000}\right) = 6,8 \cdot 7,2 \cdot \left(\frac{60}{1000}\right) = 2,94 \text{ m/h} \quad (4.118)$$

4.5.2 - Método RME

A obtenção do valor de RME desse túnel foi atribuído da seguinte maneira, acordado com a Tabela 4.22.

Tabela 4.22 – Obtenção do valor de RME.

Parâmetro	Adotado	Pontuação obtida
Resistência a compressão uniaxial da rocha	130 MPa	14
DRI	54	7
Homogêneo	Não	0
Juntas por metro	10	15
Orientação de junta em relação ao eixo do túnel	Oblíqua	3
Tempo de autossustentação	200 h	25
Fluxo de água subterrâneo	0 l/s	5
	Total	69

O método Bieniawski et al. (2006) faz regressões e análise estatística para verificar a recomendação de uma tuneladora de escudo duplo no caso em questão, por meio do seguinte cálculo:

$$ARA = 0,213 \cdot RME, \quad se \ RME \leq 75 \quad (4.119)$$

$$ARA = 0,213 \cdot 69 = 14,70 \text{ m/dia} \quad (4.120)$$

Bieniawski et al (2006) sugere um fator para ser multiplicador do ARA de forma a levar em conta o diâmetro da escavação na taxa de avanço médio, como pode-se notar na equação abaixo:

$$K_d = -0,007D^3 + 0,1637D^2 - 1,2859D + 4,5158 \quad (4.121)$$

$$K_d = -0,007 \cdot 6,2^3 + 0,1637 \cdot 6,2^2 - 1,2859 \cdot 6,2 + 4,5158 = 1,16 \quad (4.122)$$

Bieniawski et al. (2008) verificou que a taxa média de avanço varia de acordo com o tipo de tuneladora. Como se trata de um túnel hipotético, serão aplicados os três tipos de tuneladora com o coeficiente de correção do diâmetro.

- **TBM aberta:**

$$ARA_{TA} = (0,839 \cdot RME - 40,8) \cdot K_d = (0,839 \cdot 69 - 40,8) \cdot 1,16 = 19,83 \frac{m}{dia} \quad (4.123)$$

- **Para tuneladora de escudo único:**

$$ARA_{TEU} = 23 \left(1 - 242^{\frac{45-RME}{17}} \right) \cdot K_d = 23 \left(1 - 242^{\frac{45-69}{17}} \right) \cdot 1,16 = 26,67 \frac{m}{dia} \quad (4.124)$$

- **Para tuneladoras de escudo duplo:**

$$ARA_{TED} = (0,422 \cdot RME - 11,6) \cdot K_d = (0,422 \cdot 69 - 11,6) \cdot 1,16 = 20,32 \frac{m}{dia} \quad (4.125)$$

4.5.3 - Método Q_{tbm}

Para esse método o cálculo será executado de forma separada como pode-se ver a seguir.

$$Q_0 = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF} = \frac{89}{4} \cdot \frac{4}{2} \cdot \frac{1}{2,5} = 12,71 \quad (4.126)$$

Onde o valor de Q_c é fornecido pela equação abaixo.

$$Q_c = Q_0 \cdot \frac{\sigma_c}{100} = 12,71 \cdot \frac{130}{100} = 16,52 \quad (4.127)$$

O cálculo desse valor se leva em conta o peso volumétrico da rocha e parâmetro normalizado Q_c como demonstra na equação a seguir:

$$SIGMA_{CM} = 5 \cdot \gamma \cdot Q_c^{1/3} = 5 \cdot 2,75 \cdot 16,52^{1/3} = 33,75 \quad (4.128)$$

$$Q_{tbm} = Q \cdot \frac{SIGMACM}{(F^{10})/(20^9)} \cdot \frac{20}{CLI} \cdot \frac{q}{20} \cdot \frac{\sigma\theta}{5} = 12,71 \cdot \frac{41,35}{(25^{10})/(20^9)} \cdot \frac{20}{2} \cdot \frac{27}{20} \cdot \frac{5}{5} = 31,09 \quad (4.129)$$

Barton (1999) realizou uma linearização de curvas por intermédio de gráficos log por log, a partir de dados retirados de túneis escavados em diferentes condições geológicas, propondo uma relação entre a taxa de avanço e a taxa de penetração, como será mostrado a seguir:

$$ARA = PR \cdot t^m \quad (4.130)$$

Onde t corresponde ao tempo em horas e m ao valor do gradiente de desaceleração (negativo). Para questão de comparação utilizou-se uma taxa de avanço feita em metros/hora, o tempo é igual a 1, não sendo necessária a aplicação do coeficiente de desaceleração, logo $PR = ARA$.

O cálculo da taxa de avanço médio dar-se-á mediante a fórmula:

$$ARA = 5(Q_{TBM})^{-0,2} \cdot T^m = 5(31,09)^{-0,2} \cdot 1^m = 2,51 \text{ m/h} \quad (4.131)$$

4.5.4 - CSM

Para esse método é necessário calcular inicialmente o valor do Ângulo de contato entre a rocha e o cortador para depois se fazer o cálculo da pressão, como é possível ver abaixo:

$$\Phi = \cos^{-1}\left(\frac{R-p}{R}\right) = \cos^{-1}\left(\frac{21,6-0,6}{21,6}\right) = 13,54 \quad (4.132)$$

Posteriormente se calcula a pressão dada pela seguinte fórmula:

$$P' = C \cdot \sqrt[3]{\frac{s}{\phi\sqrt{R \cdot T_e}} \cdot \sigma_C^2 \cdot \sigma_t} = 2,12 \cdot \sqrt[3]{\frac{69}{0,236\sqrt{216 \cdot 1}} \cdot 130^2 \cdot 11,8} = 335,49 \text{ mPa} \quad (4.133)$$

Munido com o valor da pressão, calcula-se a força total, admitindo $\psi = 0$ por se considerar que tem uma distribuição uniforme de pressões ao longo do perímetro do disco, pela equação abaixo:

$$F_t = \frac{P \cdot R \cdot T \cdot \Phi}{\psi + 1} = 171,20 \text{ kN} \quad (4.134)$$

Com o valor de F_t é possível calcular F_n e F_r , como demonstram as equações abaixo:

$$F_n = F_t \cdot \cos \frac{\Phi}{2} = 170,01 \text{ kN} \quad (4.135)$$

$$F_r = F_t \cdot \sin \frac{\Phi}{2} = 20,18 \text{ kN} \quad (4.136)$$

Também é exequível calcular o coeficiente de corte com a seguinte fórmula:

$$CC = \tan \frac{\Phi}{2} = 0,1187 = 11,87\% \quad (4.137)$$

A partir disso, calcula-se o número de cortadores através da divisão do raio da tuneladora pelo espaçamento dos discos de corte, como verificado na equação a seguir:

$$N' = \frac{D}{2 \cdot s} = \frac{620}{2 \cdot 6,9} = 45 \quad (4.138)$$

Posteriormente se calcula a velocidade de rotação da cabeça de corte pela seguinte fórmula:

$$RPM = \frac{V_r}{\pi \cdot D} = \frac{250}{\pi \cdot 6,2} = 12,84 \quad (4.139)$$

Para calcular a taxa de avanço, basta multiplicar o valor do RPM pela penetração, rendimento e fator de conversão como mostra a seguinte equação. Nesse caso, será considerado o rendimento de 55%, como utilizado por Rostami & Ozdemir (1993):

$$ARA = RPM \cdot p \cdot N = 12,84 \cdot 0,6 \cdot 0,55 \cdot \frac{60}{100} = 2,54 \text{ m/h} \quad (4.140)$$

4.6 - Comparativo dos Túneis

De acordo com os valores de taxa de avanço calculados e no intuito de facilitar a visualização e compreensão dos resultados obtidos, fez-se necessário a elaboração de um comparativo, o que será ilustrado na Figura 4.12.

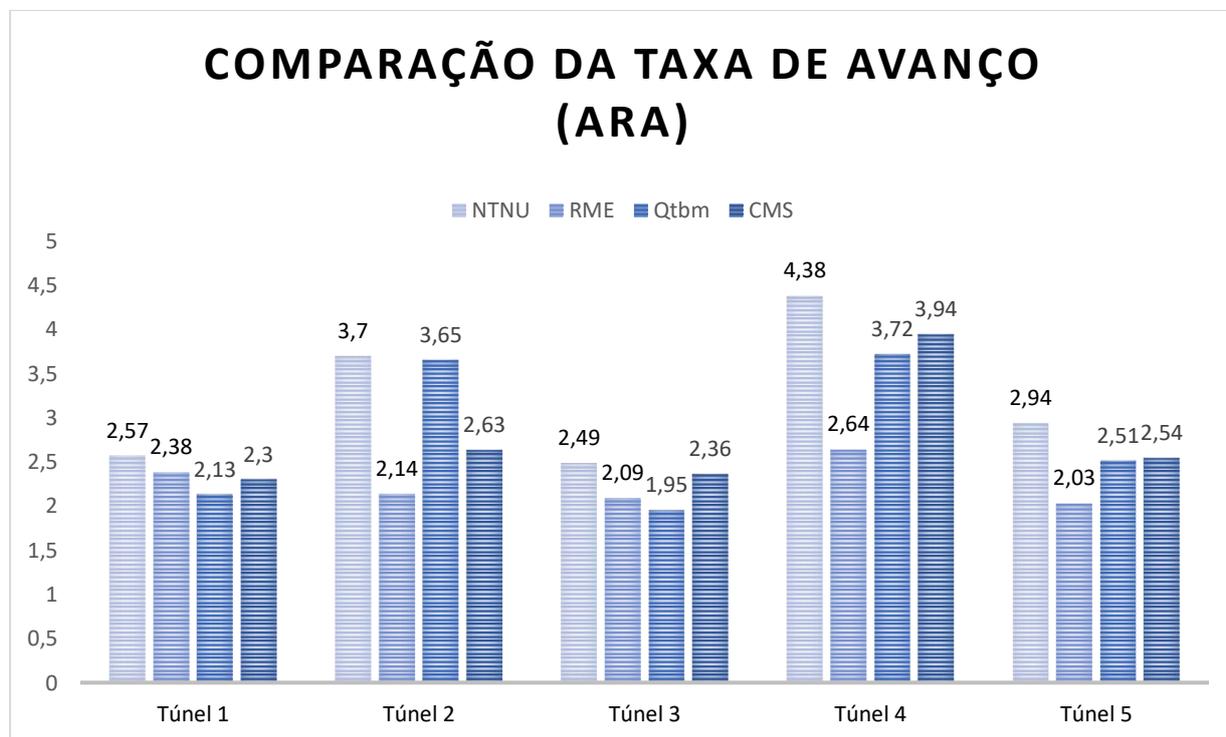


Figura 4.12 – Comparação das taxas de avanço encontradas.

No túnel 1 pode-se verificar que os valores de ARA são próximos uns dos outros, devido ao fato desse túnel não apresentar fraturamento, não ocorrendo, portanto, a variação dos parâmetros de cada método. Outro ponto a ser discutido é que devido à falta de fraturas ou juntas, a taxa de avanço decaiu, tendo em vista que a presença deles indicam uma rocha mais fácil de se escavar, ao contrário de uma maciça.

No túnel 2 mostra uma maior variabilidade de resultados tendo em vista a presença de fraturas, na qual cada método tem uma resposta diferente. O método RME, por exemplo, não leva muito em consideração a característica da junta (plana, lisa, com ou sem deposição de material), apenas leva em consideração a quantidade de juntas por metro de escavação, não representando fielmente a condição do trecho selecionado. Os métodos que obtiveram melhor ARA foram o NTNU e o $Q_{t\text{bm}}$, por não superestimar as juntas ou fissuras, detalhando melhor

essa parte, o que os diferenciou dos outros métodos que acabaram por demonstrar resultados menores.

No túnel 3 devido a ótima qualidade da rocha, mesmo com a presença de falhas, a alta tensão de compressão uniaxial influencia diretamente todos os métodos a terem baixa taxa de avanço. Esse problema se dá pela dificuldade de penetrar e escavar a rocha, pelas suas competências geomecânicas, ocorrendo interrupções mais frequentes para executar manutenções (trocas de disco, resfriamento, dentre outros), o que pode ocasionar uma demora no processo de escavação.

Já no túnel 4, tem-se características bem distintas do anterior, sendo esse com menor capacidade geomecânica e maior quantidade de falhas. Porém, mesmo com as possíveis adversidades, a ARA dos equipamentos mostrou-se a melhor dentre todos os túneis testados, isso devido à baixa resistência geomecânica, o que ajuda na escavação. Bem assim, a grande quantidade de falhas.

O túnel 5 tem uma grande diferença em relação aos demais tendo em vista que é um caso estudo. A partir disso, tem-se o valor de taxa média de penetração real, que se deu em torno de 2,07 m/h. O resultado com a utilização do método NTNU deixou a desejar, devido a impossibilidade da constante adaptação dos parâmetros, tendo em vista a grande sensibilidade com relação ao fraturamento. Para a metodologia RME foi obtido valor próximo de taxa de avanço, sendo muito pelo fato do método calcular a taxa de avanço média a partir de parâmetros bem definidos e de fácil aferição. Já para a metodologia Q_{tbm} o resultado foi de 2,51 m/h e a justificativa desse valor encontra-se no fato das características admitidas da rocha não serem compatíveis com as encontradas no túnel. No método CSM o valor obtido foi de 2,54 m/h sendo que se trata de uma metodologia que prioriza a tuneladora, a qual pode-se ter selecionado dados não verossímeis.

O método NTNU é o mais detalhado, trabalhado e de fácil aplicabilidade, com muitos gráficos objetivos e várias correções, porém, ao mesmo tempo, necessita de maior quantidade de dados de entrada para sua aplicação, dificultando assim, a sua utilização em obras que não tenham um bom estudo prévio da geologia. Este é o método mais completo no presente estudo tendo em vista que se tem uma gama de respostas não focadas apenas em taxa de avanço.

Já o método RME é o mais simples de ser aplicado pois está baseado em observações em campo, chegando descomplicadamente ao valor do RME. Pode acarretar uma grande ambiguidade pois ao se discutir a pontuação, dependendo dos engenheiros, pode-se obter valores divergentes. Esse método é de fácil adaptabilidade ao terreno uma vez que se obtém o valor com poucas expressões e as correções são feitas automaticamente, de acordo com o

terreno. Um ponto interessante dessa metodologia é que a alteração do maquinário interfere pouco nos valores da taxa de avanço, sendo o fator de correção do diâmetro o único componente que será modificado. Outro ponto a ser analisado é o tempo de funcionamento da tuneladora a qual para os túneis de 1 a 4 se utilizou 12 horas de produção por dia e no túnel 5 utilizou-se 10 horas, devido a ser um caso estudo.

O método Q_{ibm} é um bom método, contudo, de difícil aplicabilidade devido à dificuldade ao se dar notas às observações de campo, pois como o anterior, pode ser muito ambíguo nas atribuições das pontuações, sendo obtido resultados completamente distintos para diferentes pessoas. O ponto positivo é sua fácil adaptabilidade em campo, tendo em vista tratar-se de um método algébrico.

O último método da lista, o CSM, tem um grande ponto a seu favor, pois como é mais experimental, ajuda no cálculo do método. Ao estudar bem o maciço e principalmente sua interação com os discos de corte, consegue-se estimar o mais próximo da realidade. Contudo, a sua grande vantagem torna-se também sua desvantagem, pois exatamente pela necessidade de um estudo prévio do equipamento com o maciço, dificulta sua aplicabilidade.

As falhas têm importância para o avanço das tuneladoras, pois facilitam a penetrabilidade. Porém grande parte delas têm características diferentes do maciço circundante, o que pode dificultar a escavação como um todo.

Um ponto a ser levantado para maioria das metodologias usadas, com exceção do CSM, é a aplicação, de forma simples e clara, do tempo de uso do equipamento. Para o cálculo da taxa de avanço de metros por hora, há necessidade de saber quanto tempo do dia o equipamento irá ficar inoperante para as inspeções de rotina, parada para manutenção, troca de turnos, dentre outros. Esse problema tem mais evidência nos métodos em que o valor é calculado em metros por dia, tendo que ser admitido um tempo para aplicação dessas pausas durante o expediente de trabalho.

A partir dos conhecimentos adquiridos pode-se perceber que o método RME ajusta-se melhor ao solo intemperizado do Brasil, por se utilizar parâmetros de fácil compreensão. Porém outro método que se pode ter um bom desempenho é o NTNU devido ao fato de ser um método bem detalhado e ao se entrar corretamente com os dados há possibilidade de gerar bons resultados. O método Q_{ibm} e CSM se tornam mais complicado a obtenção de resultados verosímil devido às dificuldades encontradas para obtenção dos seus parâmetros, assim como a utilização dos mesmos, podendo gerar algumas ambiguidades.

CAPÍTULO 5**5 - CONSIDERAÇÕES FINAIS**

Este capítulo tem como propósito expressar os resultados alcançados no trabalho, de forma a resumir os conhecimentos adquiridos. Ao final irá se abordar sugestões para pesquisas futuras com o intuito de agregar e esclarecer ainda mais os pontos desse trabalho.

5.1 - CONCLUSÕES

As tuneladoras vieram para revolucionar o método de escavações subterrâneas, com o emprego de cada vez mais tecnologia e controle, gerando segurança, cumprimento de prazos, assim como diminuição de custo, em determinadas situações. A partir desse aumento vem a necessidade das metodologias para moldar e dar um prazo, este último de extrema importância para engenharia de um modo geral.

Os métodos estudados, NTNU, RME, Qtbm e CSM, demonstraram ser muito úteis e práticos, quando se possui o conhecimento prévio da geologia e suas características, juntamente com o detalhamento do equipamento. Cada metodologia tem sua peculiaridade que varia muito de local para local onde foram elaboradas e a importância que cada autor dá para cada parâmetro, como por exemplo, o método NTNU atribui grande importância à tuneladora que irá realizar a operação, já a metodologia do Bieniawski, o equipamento não tem tanta relevância.

De um modo geral, todos os métodos têm boa aplicabilidade e razoável adaptabilidade ao terreno. Entretanto todos possuem pontos negativos, os quais podem ter parâmetros de difícil compreensão e necessidade de grande conhecimento para sua implementação, assim como estudo durante toda a escavação. Porém, essa última é requisito básico para aplicabilidade a qualquer tuneladora.

Nesse estudo sobre as metodologias constatou-se que existem alguns deles que podem ser bem aplicados e desenvolvidos em maciços tropicais, como predominantemente em terreno brasileiro, como por exemplo, a metodologia CSM, que pode ser bem implementada em território nacional por dar maior importância ao equipamento do que ao maciço. Outro exemplo que pode ser levado em consideração é o RME, tendo em vista sua elaboração ter acontecido na África, que possui maciços muito parecidos com os nossos, podendo assim, gerar bons resultados. Para poder fazer essa afirmação há necessidade de fazer um estudo em túnel já

escavado, comparando os resultados obtidos por métodos de previsão de desempenho com a real taxa de avanço.

As partes da tuneladora que foram consideradas cruciais é de difícil avaliação pois, por falta de dados verídicos, tornou-se impossível sua análise. A obtenção de dados referente ao mecanismo de reação e avanço é complexo, uma vez que os fabricantes não oferecem livre acesso, tendo em vista tratar-se de segredo de fábrica, uma vez que se refere a uma parte importante da tuneladora. Outro ponto importante é o *layout* utilizado por cada fabricante, que é elaborado a partir da necessidade de cada equipamento. Os discos de corte também são de suma importância para a operação como um todo pois, caso ocorra o erro na escolha dos discos ou dentes, pode-se ocasionar o atraso na operação de escavação, gerando pausas sucessivas para a sua substituição e por consequência o não cumprimento dos prazos predeterminados, acarretando prejuízos financeiros.

5.2 - SUGESTÕES PARA PESQUISAS FUTURAS

Para as pesquisas futuras um bom caminho seria a obtenção de dados de uma tuneladora que tenha executado alguma obra, para poder determinar quais das metodologias se adequariam melhor à geologia, visto que cada metodologia foi criada para determinado tipo de terreno. A utilização de parâmetros de maquinário verossímil conduz a valores mais satisfatórios. Tendo em vista que alguns desses valores é de difícil acesso tornou-se impossível de ser analisado.

Outro fator contribuinte para pesquisas futuras seria o estudo em diferentes solos brasileiros, tendo em vista que é muito diversificado e vasto, onde ao se locomover poucos metros já possui diferença na formação do solo.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ASSIS, A. P. (2018). Obras Subterrâneas: Princípios Modernos de Túneis. Notas De Aula. Universidade De Brasília. Brasília.

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. R. (1999). TBM Performance Estimation in Rock Using QTBM. *Tunnels and Tunnelling International* 31, 30–34.

BARTON, N. R. (2000). TBM Tunnelling in Jointed and Faulted Rock. CRC Press. Balkema, Brookfield, 172p.

BARTON, N. (2009). TBM Prognoses in Hard Rock With Faults Using QTBM Methods. Institute of Materials, Minerals & Mining.

BIENIAWSKI, Z. T., TAMAMES, B. C., FERNÁNDEZ, J. G., & HERNÁNDEZ, M. A. (2006a). El Índice de Excavabilidad del Macizo Rocoso (RME): Nueva Metodología Para Escoger El Método Óptimo de Construcción de Túneles. *Ingeopres: Actualidad Técnica De Ingeniería Civil, Minería, Geología Y Medio Ambiente*, (149), 20-28.

BIENIAWSKI, R., CELADA, B., GALERA, J., & GEOCONTROL, S. A. (2006b). Revisión del Índice Rock Mass Excavability (RME). Aplicación Específica A Los Dobles-Escudos. *Ingeopres: Actualidad Técnica De Ingeniería Civil, Minería, Geología Y Medio Ambiente*, (154), 20-26.

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.

BILGIN, N., COPUR, H., BALCI, C., TUMAC, D., AKGUL, M., & YUKSEL, A. (2008). The Selection of a TBM Using Full Scale Laboratory Tests and Comparison of Measured and Predicted Performance Values in Istanbul Kozyatagi-Kadikoy Metro Tunnels. In *World tunnel congress*.

BRULAND, A. (2000). Hard rock tunnel boring. Advance Rate and Cutter Wear. Volume 3. Norwegian University of Science and Technology, Trondheim. 54p.

BRULAND, A. (1998). Hard Rock Tunnel Boring. Drillability Test Methods. Volume 8. Norwegian University Of Science And Technology, Trondheim. 25p.

BRUNO (2020). BM Brasilminas. disponível em <<https://brasilminas.net/onde-comprar-bentonita/>>. Acessado em: 16/11/2020 às 16:00

CASTRO, H. M. A (2015). Escavação Mecanizada de Túneis em Rocha Com Tunnel Boring Machines (TBM). Dissertação de mestrado. Pontifícia Universidade Católica do Rio de Janeiro, Rio de Janeiro. 219p.

CILGA, M., YAGIZ, S., and OZDEMIR, L. (2001). “Application of Tunnel Boring Machines in Underground Mine Development”. 17th Internacional Mining Congress and Exhibitivo, Ancara, Turquia, 155 – 164.

DAHL, F., BRULAND, A., JAKOBSEN, P. D., NILSEN, B., & GROV, E. (2012). Classifications of Properties Influencing the Drillability of Rocks, Based on the NTNU/SINTEF Test Method. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 28, 150-158.

SÁ, R. J. R. (2017). Túneis Superficiais em Solo. Análises 2D E 3D de uma Estação de Metrô. Dissertação de mestrado. Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto. Portugal. 136p

FERNÁNDEZ, S & GONZÁLEZ, J. M. (2009). Métodos de Excavación Mecânica para La Construcción de Túneles Viales. Trabajo de Grado. Universidad de oriente. Barcelona. 137p.

FERREIRA, D. L. (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.

GOEL, R. K. (2008). Evaluation of TBM Performance in a Himalayan Tunnel. In *Proceedings Of World Tunnel Congress* (pp. 1522-1532).

Hernández, Z. Y. (2016). Comportamento da Frente de Escavação de Túneis Rasos. Publicação G.DM-265/16, Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, Universidade de Brasília, Brasília, DF, 98 p.

HERRENKNECHT. (2020)a, disponível em <<https://www.directindustry.com/pt/prod/herrenknecht-ag/product-59259-385104.html>>. Acessado em: 16/11/2020 às 16:00

HERRENKNECHT. (2020)b, disponível em <https://www.directindustry.com/pt/prod/herrenknecht-ag/product-59259-385104.html#product-item_385106>. Acessado em: 16/11/2020 às 16:00

HERRENKNECHT. (2020)c, disponível em <https://www.directindustry.com/pt/prod/herrenknecht-ag/product-59259-385104.html#product-item_385102>. Acessado em: 16/11/2020 às 16:00

HERRENKNECHT. (2020)d, disponível em <https://www.directindustry.com/pt/prod/herrenknecht-ag/product-59259-385104.html#product-item_2131995>. Acessado em: 16/11/2020 às 16:00

HUO, J. SUN, W. CHEN, J & ZHANG. X. (2011). Disc Cutters Plane Layout Design of the Full-Face Rock Tunnel Boring Machine (TBM) Based on Different Layout Patterns. *Computers & Industrial Engineering*, v. 61, n. 4, 1209-1225.

ISSA, A. C. Q; VALERETTO, M. S & BERTEQUINI, A. B. T. (2016). Método de Execução de Túneis com Tuneladora “Shield”.

JSCE (Japan Society Of Civil Engineers), (2016). Standard Specifications for Tunneling

– Shield Tunnels.

KO, T. Y., & LEE, S. S. (2020). Effect of Rock Abrasiveness on Wear of Shield Tunnelling in Bukit Timah Granite. *Applied Sciences*, 10(9), 3231.

MACHADO, M. F. B. (2020). Avaliação das Características Geotécnicas do Lodo de Estação de Tratamento de Água Frente À Bentonita.

MAIDL, B.; HERRENKNECHT, M.; MAIDL, U.; WEHRMEYER, G. (2012). *Mechanised Shield Tunneling*. 2ª edição, Berlin: Ernst & Sohn, a Wiley Company, Berlim, Alemanha 470 p.

MIRANDA, T. F. S; MARTINS, F. F.; RODRIGUES, D. S. (2010). Estudo do Desempenho de Tbm na Escavação de Maciços Graníticos do Norte de Portugal Utilizando O Sistema Qtbm.

MS SA (2014). Estação de Tratamento Utilizada na Escavação do Túnel *Water Lee* Disponível em <<http://www.m-s.fr/>>, acessado em 19 de maio de 2020.

NÔRO, A. C. M (2014). Análise de Construções de Túneis com Tuneladoras. Dissertação de Mestrado. Universidade de Coimbra. 79p.

PRANDI, J. (2013). Maior tuneladora do Mundo. Disponível em: <<https://gigantesdomundo.blogspot.com/2013/12/maior-tuneladora-do-mundo.html>>, acessado em 8 de abril de 2020.

REIS, A.P.C. (2020). Simulação Numérica Tridimensional da Escavação do Trecho Asa Norte do Metrô do DF com Tuneladora Tipo EPB. Dissertação de Mestrado, Publicação G.DM - 346/2020, Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, Universidade de Brasília, Brasília, DF, 108 p.

ROSTAMI, J., OZDEMIR, L., (1993). A New Model for Performance Prediction of Hard Rock Tbm. *Proceedings of Rapid Excavation and Tunneling Conference*. Boston, 793–809, June 13–17.

ROSTAMI, J; OZDEMIR, L & NILSON, 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.

SAPIGNI, M., BERTI, M., BETHAZ, E., BUSILLO, A., & CARDONE, G. (2002). TBM Performance Estimation Using Rock Mass Classifications. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 39(6), 771-788.

SHAWN ADDERLY (2016). The Boston Big Dig and the Problems with Complex Projects. Disponível em: < <https://shawnadderly.wordpress.com/2013/02/09/the-boston-big-dig-and-the-problem-with-complex-projects/>>, acessado em: 19 mar. 2020.

SOUSA, J. A. F. (2016). A Geologia da Frente de Túneis e suas Implicações nas Incertezas do Cálculo do Sistema Q-Barton. Dissertação de mestrado, Departamento de Engenharia Civil, Universidade do Porto, Porto, Portugal, 185p.

XIE, X., YANG, Y. & JI, M. (2016). Analysis of Surface Settlement Induced By The Construction Of A Large-Diameter Shield-Driven Tunnel In Shanghai, China. *Tunnelling and Underground Space Technology* 51:120-132

ZAMORA, Y.H. (2016). Comportamento da Frente de Escavação de Túneis Rasos. Dissertação de Mestrado, Publicação G.DM-265/16, Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, Universidade de Brasília, Brasília, DF, 7