



Instituto Superior de Engenharia do Porto

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

Classificação geomecânica $RMR|_{89}$ vs $RMR|_{14}$: uma aplicação a frentes de escavação em maciços rochosos heterogéneos (Norte de Portugal)

Suse Cárin de Almeida Mateus



isep Instituto Superior de
Engenharia do Porto



P. PORTO

2020



Instituto Superior de Engenharia do Porto

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

**Classificação geomecânica $RMR|_{89}$ vs $RMR|_{14}$:
uma aplicação a frentes de escavação em maciços rochosos
heterogéneos (Norte de Portugal)**

*Geomechanical classification $RMR|_{89}$ vs $RMR|_{14}$:
an application to excavation faces in heterogeneous rock masses
(Northern Portugal)*

Suse Cárin de Almeida Mateus

1180362

*Projeto apresentada ao Instituto Superior de Engenharia do Porto para cumprimento dos requisitos necessários à obtenção do grau de **Mestre em Engenharia Geotécnica e Geoambiente**, realizada sob a orientação da Doutora Maria José Coxito Afonso, Professora Adjunta do Departamento de Engenharia Geotécnica do ISEP.*

Júri

Presidente

Doutor João Paulo Meixedo dos Santos Silva

Professor Adjunto, Departamento de Engenharia Geotécnica, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Doutora Maria Isabel Gonçalves Fernandes

Professora Auxiliar com Agregação, Departamento de Geologia, Faculdade de Ciências da Universidade de Lisboa

Doutora Maria José Coxito Afonso

Professora Adjunta, Departamento de Engenharia Geotécnica, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Mestre Especialista José Filinto Castro Trigo

Professor Adjunto, Departamento de Engenharia Civil, Instituto Superior de Engenharia do Porto

*A dissertação de **mestrado em engenharia geotécnica e geoambiente (MEGG)** foi apresentada e defendida em prova pública, por **Suse Cárin Mateus**, em 12 de Novembro de 2020 mediante o júri nomeado, em que foi atribuída, por unanimidade, a classificação final de **19 (dezanove) valores**, cuja fundamentação se encontra em acta. Todas as correções pontuais determinadas pelo júri, e só essas, foram efectuadas.*

Dedico esta dissertação:

A todos aqueles que me apoiaram incondicionalmente.

O sucesso não se alcança sozinho!

Agradecimentos

O percurso e conclusão desta etapa não teriam sido possíveis sem a colaboração, auxílio, carinho e dedicação por parte de várias pessoas. Por esta mesma razão, agradeço profundamente a todos que direta ou indiretamente, contribuíram para o meu sucesso, agradecendo em particular:

À minha orientadora Professora Maria José Afonso (DEG e LABCARGA|ISEP), por ter aceitado ser a minha “copiloto nesta aventura”, pela dedicação, empenho, orientação, compreensão e toda a confiança que depositou em mim.

Ao Patrick Gnudi e ao José Ferreira, amigos e colegas de trabalho e de mestrado, pela amizade, companheirismo e entreajuda, sem eles não teria entrado nesta aventura.

A meus Pais, Irmãos e Cunhados, pelo incentivo, apoio, compreensão e paciência. Em especial à Cárin, minha “consultora”, agradeço a dedicação e o tempo dispensado nas trocas de ideias e nas revisões da dissertação.

Ao Marcelo Pereira e ao Vítor Santos pela amizade e apoio incondicional.

Ao Leonardo Springer, pelo encorajamento e apoio, como também na revisão da dissertação.

Aos meus amigos, tenho um enorme obrigado por todo o incentivo e compreensão.

Um obrigado ao Centro de Prestação de Serviços Especializados Laboratório de Cartografia e Geologia Aplicada (LABCARGA|ISEP), do Instituto Superior de Engenharia do Porto, por todas as facilidades concedidas na utilização dos recursos do laboratório, fundamentais ao desenvolvimento deste trabalho. Destaco, os colegas Helder I. Chaminé, por todo o apoio incondicional desde o primeiro dia que entrei nesta pequena grande casa, o DEG; e Liliana Freitas, pelo imprescindível ajuda de edição de imagens e gráficos.

À Mota-Engil Engenharia e Construção, SA, mais especificamente ao Eng. Rui Frutuoso e ao Eng. João Nascimento, pelo apoio e incentivo.

À Geoárea, Lda., por me dar a oportunidade de fazer o que mais gosto em termos geo-profissionais. Aos colegas da Geoárea, Lda., por me terem ajudado a conciliar as atividades profissionais com as atividades académicas.

A todos os meus colegas do curso de mestrado, pela ajuda e integração.

Ao Eng. Luís Ramos pela disponibilidade e prontidão no apoio pontual em muitas matérias nos domínios da engenharia de maciços rochosos.

A todos os Professores que me acompanharam durante esta etapa, pois todos eles conseguiram acrescentar algo ao meu percurso.

Ao Francisco Silva pela imprescindível ajuda nos desenhos de AutoCad.

Ao Vítor Lopes, apesar de só ter entrado nesta aventura na fase final, foi fulcral o seu apoio, incentivo total e paciência, para este trabalho ter conseguido chegar a bom porto.

A todos um *Muito Obrigada!*

Palavras-chave

Maciços rochosos, escavações subterrâneas, zonamento geotécnico, classificações geomecânicas, RMR.

Resumo

A classificação geomecânica Rock Mass Rating (RMR) é uma das classificações de maciços rochosos mais difundida mundialmente no projecto de escavação de túneis. A versão mais recente da RMR, a $RMR|_{14}$, descrita nesta dissertação, mantém três parâmetros da versão $RMR|_{89}$ (resistência à compressão uniaxial da rocha intacta, número de descontinuidades por metro e o efeito da água). Além disso, foram introduzidas nesta versão três alterações, o parâmetro da alterabilidade da rocha na presença de água (I_{d2}), e dois fatores de ajustamento, um relacionado com o método de escavação (F_e) e outro relacionado com o comportamento elástico-plástico do maciço nas frentes de escavação (F_s). Esta dissertação envolveu uma extensa caracterização geológica, geotécnica e geomecânica e a avaliação de frentes de escavação de um túnel no Norte de Portugal; foram cartografados 4589 m de extensão do túnel, num total de 1414 frentes de escavação. Para esta caracterização foram coligidos e uniformizados dados geológicos, geotécnicos e geomecânicos relativos aos levantamentos realizados em cada frente de escavação. Além disso, procedeu-se a um tratamento estatístico das descontinuidades e dos parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos associados. Elaboraram-se zonamentos geotécnicos e geomecânicos do túnel em análise em estreita ligação com o conhecimento das características do maciço in situ. Foi realizada uma análise comparativa entre duas versões do RMR, $RMR|_{89}$ e $RMR|_{14}$. Os resultados mostram uma boa correlação entre as duas versões do RMR, apesar dos valores de $RMR|_{89}$ serem mais conservadores que os obtidos pelo $RMR|_{14}$. Por outro lado, o $RMR|_{14}$ parece adequar-se melhor a métodos de escavação mecânicos, como a TBM. Estabeleceu-se ainda a correlação com a classificação geomecânica Q e o índice geomecânico GSI. Pretende-se que este trabalho contribua para um melhor conhecimento do $RMR|_{14}$ e da sua aplicabilidade em projectos de geoengenharia de escavação subterrânea.

Keywords

Rock masses, underground excavations, geotechnical zoning, geomechanical classifications, RMR.

Abstract

The Rock Mass Rating geomechanical classification (RMR) is one of the most widely recognised rock mass classifications for tunnel design. The RMR update, RMR₁₄, described in this dissertation, keeps three parameters composing the RMR₈₉ (uniaxial compression strength of intact rock, number of discontinuities per meter and the water effect). Moreover, three important features are considered in this version, the rock alterability due to water (I_{d2}) and two adjustment factors, one related to the excavation method (F_e), and other related to stress-strain behaviour of the rock mass at the tunnel faces (F_s). This dissertation encompasses a comprehensive geological, geotechnical and geomechanical characterisation and evaluation of the excavation faces in a tunnel in Northern Portugal; 4589 m of tunnel were mapped in 1414 consecutive face underground excavation advances. Geological, geotechnical and geomechanical data related to the site investigation were collected and computed in each new face advance. Furthermore, a statistical analysis of all these data was performed. Geotechnical and geomechanical zoning of the tunnel were carried out considering the knowledge of the site rock mass characteristics and behaviour. Moreover, a comparative study of two versions of the Rock Mass Rating, RMR₈₉ and RMR₁₄, was performed. Results show a good correlation between RMR₈₉ and RMR₁₄, although RMR₈₉ presents more conservative values than RMR₁₄. RMR₁₄ seems to be more suitable for the utilization of mechanical excavation methods like TBM. Moreover, correlations with the rock mass classification Q-system and the geotechnical index GSI were performed. This work will contribute to a better understanding of the RMR₁₄ and its applicability in underground excavation geoenvironmental projects.

Índice

1. Introdução	3
1.1. Enquadramento Geral	4
1.2. Objetivos	6
1.3. Organização da dissertação.....	7
2. Metodologias e técnicas	11
2.1. Cartografia das frentes de escavação	11
2.2. Ensaios geomecânicos in situ: Esclerómetro portátil.....	15
2.3. Cálculo do RQD – Rock Quality Designation	18
2.4. Ensaios geomecânicos laboratoriais: Slake Durability Test (SDT)	21
2.5. Ensaios geomecânicos laboratoriais: Ensaio de imersão de amostras numa solução de etilenoglicol	26
2.6. Estimativa do estado de tensões in situ – variação de K_0 com a profundidade	27
2.7. Avaliação do comportamento elástico - ICE	31
2.8. Ferramentas geo-informáticas	32
3. “Rock Mass Rating System” – RMR: Breve resenha e síntese crítica	39
3.1. Considerações Iniciais	39
3.2. Principais versões do RMR: evolução histórica.....	43
3.2.1. RMR ₇₃	43
3.2.2. RMR ₈₉	56
3.2.3. RMR ₁₄	66
3.3. Interação com outras Classificações Geomecânicas e Correlações.....	71
3.3.1. Q-system	71
3.3.2. Geological Strength Index (GSI).....	73
3.4. Estimativa das propriedades do maciço rochoso.....	74
3.4.1. Determinação da resistência à compressão uniaxial do maciço rochoso - σ_{cm}	74
3.4.2. Critério de Hoek & Brown	76
3.4.3. Critério de Yudhbir-Bieniawski.....	78
3.4.4. Determinação do Módulo de deformabilidade do maciço rochoso - E_m	79
3.4.5. Determinação da coesão (C_m , MPa) e do ângulo de atrito (ϕ_m , °) do maciço rochoso	84
3.4.6. Determinação do Coeficiente de Poisson (ν_m)	85
3.5. Aplicações.....	85
3.6. Pontos fortes e limitações.....	87
3.6.1. Pontos fortes	87
3.6.2. Limitações.....	89
4. Classificação geomecânica RMR ₈₉ versus RMR ₁₄ : uma aplicação a frentes de escavação num túnel no Norte de Portugal	93
4.1. Apresentação do projecto	93
4.1.1. Generalidades	93
4.1.2. Método construtivo	93
4.2. Enquadramento geológico	94
4.2.1. Geologia regional	94
4.3. Cartografia geológico-geotécnica das frentes de escavação do Túnel	99
4.3.1. Litologias intersectadas pelo túnel.....	99
4.3.2. Grau de Alteração, Grau de Fraturação e Resistência à Compressão Uniaxial do maciço rochoso	102
4.3.3. Valores de RQD	109
4.3.4. Características das descontinuidades	109
4.3.5. Alterabilidade (I_{d2})	116
4.3.6. Método de escavação (F_e).....	118

4.3.7.	Comportamento tensão-deformação (F_s).....	120
4.4.	Zonamento Geológico-Estrutural e Geotécnico.....	123
4.5.	Zonamento Geomecânico	129
4.6.	RMR ₁₄ versus RMR ₈₉	137
4.7.	Correlações.....	143
4.7.1.	Correlações entre o RMR ₁₄ e o RMR ₈₉	143
4.7.2.	Correlações entre o Q e o RMR ₁₄ e Q e o RMR ₈₉	146
4.7.1.	Correlações entre o GSI ₁₃ e o RMR ₁₄ e o GSI ₁₃ e o RMR ₈₉	148
5.	Conclusões	153
5.1.	Considerações finais.....	153
5.2.	Perspectivas futuras	158
6.	Referências	161

Índice de figuras

FIGURA 1. ASPECTO DA ENVOLVENTE DAS CARTOGRAFIAS GEOLÓGICO-GEOTÉCNICAS DE FRENTES DE ESCAVAÇÃO DO TÚNEL.....	14
FIGURA 2. FICHA-TIPO DE LEVANTAMENTO GEOLÓGICO-GEOMECÂNICO DE CAMPO DE APLICAÇÃO A UMA FRETE DE TÚNEL (ADAPTADO DE GEOÁREA).....	15
FIGURA 3. ESQUEMA DO USO DE UM ESCLERÓMETRO (A: APARELHO PRONTO PARA O TESTE; B: CORPO IMPULSIONADO EM DIREÇÃO AO OBJETO DE TESTE; C: O MARTELO É SOLTO; D: O MARTELO SOFRE REFLEXÃO) (ADAPTADO DE MALHOTRA & CARINO, 2003).....	16
FIGURA 4. ÁBACO DE MILLER PARA A OBTENÇÃO DA RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL A PARTIR DA DUREZA DE SCHMIDT (ADAPTADO DE GONZÁLEZ DE VALLEJO & FERRER, 2011).....	17
FIGURA 5. ÁBACO PARA A DETERMINAÇÃO DO RQD; ATRAVÉS DO ESPAÇAMENTO MÉDIO DAS DESCONTINUIDADES, EM QUE T É O “THRESHOLD”, OU SEJA, O VALOR LIMAR DO RQD (ADAPTADO DE PRIEST, 1993).....	20
FIGURA 6. DIMENSÕES DO EQUIPAMENTO PARA EXECUÇÃO DO <i>SLAKE DURABILITY TEST</i> (ADAPTADO DE FRANKLIN & CHANDRA, 1972).....	21
FIGURA 7. VARIAÇÃO DO K_0 COM A PROFUNDIDADE (ADAPTADO DE SHEOREY, 1994).....	27
FIGURA 8. ALTERAÇÕES DO K_0 COM A PROFUNDIDADE (ADAPTADO DE HOEK & BROWN, 1980B).....	28
FIGURA 9. COMPARAÇÃO DA RELAÇÃO DA TENSÃO <i>IN SITU</i> (K_0) OBTIDA ATRAVÉS DO MODELO DE SHEOREY (1994) COM OS DADOS DE CAMPO PUBLICADOS POR HOEK & BROWN (1980B) E POR GONZÁLEZ DE VALLEJO & HIJAZO (2008).....	29
FIGURA 10. EXCERTO DA TABELA RESUMO DOS DADOS UTILIZADOS PARA OBTENÇÃO DO $RMR _{89}$ RECOLHIDOS DURANTE OS LEVANTAMENTOS GEOLÓGICO-GEOTÉCNICOS DAS FRENTES DE ESCAVAÇÃO DO TÚNEL (Esp: ESPARSAS; DIP. DIR.: DIP DIRECTION; FPO: PESO PONDERADO; ESPAÇ. DESCONT.: ESPAÇAMENTO DAS DESCONTINUIDADES; COMP.: COMPRIMENTO; ABERT.: ABERTURA; RUGOS.: RUGOSIDADE; PREENCH.: PREENCHIMENTO; ALTER.: ALTERAÇÃO; ORIENTAÇÃO DESC.: ORIENTAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES).....	33
FIGURA 11. EXCERTO DA TABELA RESUMO DAS CARACTERÍSTICAS DAS DESCONTINUIDADES RECOLHIDAS NOS LEVANTAMENTOS GEOLÓGICO-GEOTÉCNICOS DAS FRENTES DE ESCAVAÇÃO DO TÚNEL (PKINIC.: PK INICIAL; DIR.INCLIN.: DIREÇÃO DA INCLINAÇÃO; PARAL./PERPEND.: PARALELA/PERPENDICULAR; CLASSIF. ORIENT.: CLASSIFICAÇÃO DA ORIENTAÇÃO; COMP.: COMPRIMENTO; ABERT.: ABERTURA; RUG. (JRC): <i>JOINT ROUGHNESS COEFFICIENT</i> ; RUG. (DESC.): DESCRIÇÃO DA RUGOSIDADE; PREENCH.: PREENCHIMENTO; F: FRETE; A: ABÓBADA; HD: HASTEIA DIREITO; HE: HASTEIA ESQUERDO; J1: FAMÍLIA 1; Esp: ESPARÇA; MTO. DESFAV.: MUITO DESFAVORÁVEL; RAZ.: RAOÁVEL; DESFAV.: DESFAVORÁVEL; LIG. RUGOSAS: LIGEIRAMENTE RUGOSAS; QZ: QUARTZO; APLITO-PEG.: APLITO.PEGMATITO).....	34
FIGURA 12. EXEMPLO DO USO DO PROGRAMA GEO-INFORMÁTICO DIPS (ROSCIENCE INC.), ILUSTRANDO UM DIAGRAMA DE ISODENSIDADES DE CONTOURNO ESTRUTURAL.....	35
FIGURA 13. DIAGRAMA IDEALIZADO PARA MOSTRAR A TRANSIÇÃO DE UMA ROCHA INTACTA PARA UM MACIÇO ROCHOSO FORTEMENTE FRATURADO, SEGUNDO HOEK & BROWN (1980A,B).....	44
FIGURA 14. CLASSIFICAÇÕES DA RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL DA ROCHA INTACTA (ADAPTADO DE OZTURK, 2013)....	48
FIGURA 15. DIAGRAMA DE RESISTÊNCIA DO MACIÇO ROCHOSO FRATURADO (ADAPATADO DE MÜLLER ET AL., 1970).....	49
FIGURA 16. CLASSIFICAÇÃO DE MACIÇOS ROCHOSOS PARA TÚNEIS, EM FUNÇÃO DO VÃO LIVRE E DO TEMPO DE AUTO-SUSTIMENTO (ADAPTADO DE LAUFFER, 1958).....	52
FIGURA 17. FATORES QUE INFLUENCIAM A ESTABILIDADE DO MACIÇO ROCHOSO DURANTE A ESCAVAÇÃO DO TÚNEL (ADAPTADO DE BIENIAWSKI, 1973).....	54
FIGURA 18. SITUAÇÃO FAVORÁVEL (A FAVOR DA INCLINAÇÃO) OU DESFAVORÁVEL (CONTRA A INCLINAÇÃO) SEGUNDO A DIREÇÃO DA ESCAVAÇÃO (ADAPTADO DE BIENIAWSKI, 1989).....	60
FIGURA 19. PESOS PARA A RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL (RCU) (ADAPTADO DE BIENIAWSKI, 1989).....	60
FIGURA 20. PESOS PARA O RQD (ADAPTADO DE BIENIAWSKI, 1989).....	60
FIGURA 21. PESOS PARA O ESPAÇAMENTO DAS DESCONTINUIDADES (ADAPTADO DE BIENIAWSKI, 1989).....	61
FIGURA 22. RQD <i>VERSUS</i> ESPAÇAMENTO MÉDIO DAS DESCONTINUIDADES (ADAPTADO DE BIENIAWSKI, 1989).....	61
FIGURA 23. PESOS PARA A RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL (RCU) (ADAPTADO BIENIAWSKI, 1993).....	62
FIGURA 24. PESOS PARA O ESPAÇAMENTO DAS DESCONTINUIDADES (MM) (ADAPTADO APÓS BIENIAWSKI, 1989).....	62
FIGURA 25. PESOS PARA O RQD (%) (ADAPTADO BIENIAWSKI, 1993).....	62
FIGURA 26. ÁBACO DO TEMPO DE AUTO-SUSTIMENTO E VÃO LIVRE <i>VERSUS</i> RMR, BASEADO EM CASOS HISTÓRICOS SEGUNDO BIENIAWSKI (1989) E A CONVERSÃO DE RMR EM Q APÓS BARTON (2000), (ADAPTADO DE BARTON & BIENIAWSKI, 2008).....	63
FIGURA 27. DIAGRAMA DE LAUFFER MODIFICADO, QUE DESCREVE OS LIMITES DAS CLASSES DO MACIÇO ROCHOSO PARA APLICAÇÃO EM ESCAVAÇÃO COM RECURSO A TBM (DEPOIS DE LAUFFER, 1988; ADAPTADO DE BIENIAWSKI, 1989).....	65
FIGURA 28. CORRELAÇÃO ENTRE O RMR E O Q PARA A EQUAÇÃO 36 (ADAPTADO DE BIENIAWSKI, 1989).....	72
FIGURA 29. REPRESENTAÇÃO DAS CORRELAÇÕES PROPOSTAS POR BARTON & BIENIAWSKI (2008).....	72
FIGURA 30. CORRELAÇÃO ENTRE $RMR _{14}$ E Q (CELADA & BIENIAWSKI, 2020).....	73

FIGURA 31. CORRELAÇÃO ENTRE O RMR E A RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO DO MACIÇO ROCHOSO (ADAPTADO DE ZHANG, 2009)	76
FIGURA 32. CORRELAÇÃO ENTRE A RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL E O MÓDULO DE DEFORMABILIDADE PARA 3 LITOLOGIAS: CALCÁRIO, BASALTO E ARENITO (DEERE, 1963).	79
FIGURA 33. CORRELAÇÕES PARA ESTIMAR O MÓDULO DE DEFORMABILIDADE <i>INSITU</i> (ADAPTADO DE BARTON & BIENIAWSKI, 2008)	81
FIGURA 34. CORRELAÇÃO ENTRE O MÓDULO DE DEFORMABILIDADE (E_M) E O RMR OU O GSI (EM QUE D É O GRAU DE PERTURBAÇÃO ORIGINADO PELO MÉTODO DE ESCAVAÇÃO; (+) BIENIAWSKI, 1978; ○ SERAFIM & PEREIRA, 1983; (x) STEPHANS & BANKS, 1989; (□) SCHULTZ, 1996; (Δ) GOKCEOGLU ET AL., 2003 (EM ZHANG, 2009).	82
FIGURA 35. CORRELAÇÕES ENTRE $RMR _{89}$ E E_M (LOWSON & BIENIAWSKI, 2013).	83
FIGURA 36. CICLO SIMPLIFICADO DA CONSTRUÇÃO DE UM TÚNEL ATRAVÉS DO MÉTODO NATM (MODIFICADO DE RAILS SYSTEM, 2020).	94
FIGURA 37. ESBOÇO GEOLÓGICO REPRESENTATIVO DA CARTOGRAFIA GEOLÓGICA REGIONAL DE SUPERFÍCIE, MOSTRANDO AS PRINCIPAIS ESTRUTURAS, BEM COMO A LOCALIZAÇÃO DO TÚNEL (ADAPTADO DE NORONHA ET AL., 1992, 1998).	96
FIGURA 38. ASPECTOS DAS LITOLOGIAS INTERSECTADAS PELO TÚNEL: MICAXISTO INTERSECTADO POR UM FILÃO APLITO-PEGMATÍTICO.	100
FIGURA 39. MICAXISTO QUARTZOSO.	100
FIGURA 40. ZONA DE CONTACTO ENTRE MICAXISTO E GRANITO ATRAVÉS DE UM FILÃO APLITO-PEGMATÍTICO	101
FIGURA 41. GRANITO INTERSECTADO POR UM FILÃO APLITO-PEGMATÍTICO.	101
FIGURA 42. REPRESENTAÇÃO GRÁFICA DAS LITOLOGIAS AO LONGO DO TÚNEL.	102
FIGURA 43. PERCENTAGEM DOS GRAUS DE ALTERAÇÃO DO MACIÇO ROCHOSO AO LONGO DO TÚNEL POR DIVISÕES LITOLÓGICAS.	103
FIGURA 44. PERCENTAGEM DOS GRAUS DE FRATURAÇÃO DO MACIÇO ROCHOSO AO LONGO DO TÚNEL POR DIVISÕES LITOLÓGICAS.	104
FIGURA 45. PERCENTAGEM DOS GRAUS DA RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL DO MACIÇO ROCHOSO AO LONGO DO TÚNEL POR DIVISÕES LITOLÓGICAS.	104
FIGURA 46. LITOLOGIA, GRAUS DE ALTERAÇÃO, FRATURAÇÃO E DE RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO DO MACIÇO ROCHOSO AO LONGO DO TÚNEL.	105
FIGURA 47. INTERVALOS DE RQD REGISTRADOS AO LONGO DO TÚNEL POR DIVISÕES LITOLÓGICAS.	109
FIGURA 48. DIAGRAMA DE ISODENSIDADES DAS FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES OBSERVADAS NOS GRANITOS E MICAXISTOS DOS 0 AOS 831 M DO TÚNEL.	110
FIGURA 49. DIAGRAMA DE ISODENSIDADES DAS FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES OBSERVADAS NOS GRANITOS E MICAXISTOS DOS 831 AOS 4598 M DO TÚNEL.	111
FIGURA 50. RUGOSIDADE DAS FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES IDENTIFICADAS AO LONGO DO TÚNEL POR DIVISÕES LITOLÓGICAS, SEGUNDO $RMR _{89}$.	112
FIGURA 51. ABERTURA DAS FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES IDENTIFICADAS AO LONGO DO TÚNEL POR DIVISÕES LITOLÓGICAS, SEGUNDO $RMR _{89}$.	113
FIGURA 52. PREENCHIMENTO DAS FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES IDENTIFICADAS AO LONGO DO TÚNEL POR DIVISÕES LITOLÓGICAS, SEGUNDO $RMR _{89}$.	113
FIGURA 53. TIPO DE ALTERAÇÃO DAS FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES IDENTIFICADAS AO LONGO DO TÚNEL POR DIVISÕES LITOLÓGICAS, SEGUNDO $RMR _{89}$.	113
FIGURA 54. PRESENÇA DE ÁGUA NAS FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES IDENTIFICADAS AO LONGO DO TÚNEL POR DIVISÕES LITOLÓGICAS.	114
FIGURA 55. ORIENTAÇÃO DAS FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES IDENTIFICADAS AO LONGO DO TÚNEL POR DIVISÕES LITOLÓGICAS EM RELAÇÃO À DIREÇÃO CORRESPONDENTE DO TÚNEL.	114
FIGURA 56. PESOS DA ORIENTAÇÃO DAS DESCONTINUIDADES AO LONGO DO TÚNEL.	115
FIGURA 57. RUGOSIDADE DAS FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES IDENTIFICADAS AO LONGO DO TÚNEL POR DIVISÕES LITOLÓGICAS, SEGUNDO $RMR _{14}$.	115
FIGURA 58. PREENCHIMENTO DAS FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES IDENTIFICADAS AO LONGO DO TÚNEL POR DIVISÕES LITOLÓGICAS, SEGUNDO $RMR _{14}$.	116
FIGURA 59. TIPO DE ALTERAÇÃO DAS FAMÍLIAS DE DESCONTINUIDADES IDENTIFICADAS AO LONGO DO TÚNEL POR DIVISÕES LITOLÓGICAS, SEGUNDO $RMR _{14}$.	116
FIGURA 60. VALORES DE I_{02} OBTIDOS ATRAVÉS DAS VÁRIAS CORRELAÇÕES ANALISADAS.	117
FIGURA 61. VALORES DE $RMR _{14}$ OBTIDOS A PARTIR DE TODAS AS VARIANTES DE CÁLCULO.	119
FIGURA 62. REPRESENTAÇÃO DO F_e EM FUNÇÃO DO $RMR _{14b}$ A PARTIR DAS EQUAÇÕES OU DIRETAMENTE ATRAVÉS DO ÁBACO, RESPEITANDO A REGRA DE $F_e=1$ PERANTE O USO DE EXPLOSIVOS.	119

FIGURA 63. REPRESENTAÇÃO DO F_e EM FUNÇÃO DO $RMR _{14b}$ A PARTIR DAS EQUAÇÕES OU DIRETAMENTE ATRAVÉS DO ÁBACO, SEM APLICAR A REGRA DE $F_e=1$ PERANTE O USO DE EXPLOSIVOS.....	119
FIGURA 64. INTERVALOS DE VALORES DE F_e OBTIDOS AO LONGO DO TÚNEL POR DIVISÕES LITOLÓGICAS, SEGUNDO $RMR _{14}$	120
FIGURA 65. VALORES DE ICE OBTIDOS AO LONGO DO TÚNEL.	121
FIGURA 66. INTERVALOS DE VALORES DE F_s OBTIDOS AO LONGO DO TÚNEL POR DIVISÕES LITOLÓGICAS, SEGUNDO $RMR _{14}$	122
FIGURA 67. REPRESENTAÇÃO DO F_s EM FUNÇÃO DO ICE A PARTIR DAS EQUAÇÕES OU DO ÁBACO ($ICE \leq 100$).	122
FIGURA 68. ZONAMENTO DA HETEROGENEIDADE LITOLÓGICA, DO GRAU DE ALTERAÇÃO, DO GRAU DE FRATURAÇÃO E DA RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL	125
• FIGURA 69. ZONAMENTO GEOLÓGICO-ESTRUTURAL E GEOTÉCNICO AO LONGO DO TÚNEL	127
FIGURA 70. TOTAL DE METROS DE CADA CLASSE DO MACIÇO ROCHOSO PARA $RMR _{89}$ E $RMR _{14}$	130
FIGURA 71. ZONAMENTOS RESULTANTE DAS CLASSES DE RMR AO LONGO DO TÚNEL A PARTIR DA APLICAÇÃO DO $RMR _{89}$ E $RMR _{14}$	133
FIGURA 72. ZONAMENTO GEOMECÂNICO DO TÚNEL EM ESTUDO.	135
FIGURA 73. VALORES DO $RMR _{89b}$ E $RMR _{14b}$ AO LONGO DO TÚNEL	138
FIGURA 74. VALORES DO $RMR _{89}$ E $RMR _{14c}$ AO LONGO DO TÚNEL.	138
FIGURA 75. VALORES DO $RMR _{14}$, $RMR _{14c}$ E $RMR _{89}$ AO LONGO DO TÚNEL	139
FIGURA 76. VALORES DO $RMR _{14}$ E $RMR _{14c}$ AO LONGO DO TÚNEL.	140
FIGURA 77. VALORES DO $RMR _{89}$ E $RMR _{14}$ AO LONGO DO TÚNEL.	142
FIGURA 78. DISPERSÃO DA DIFERENÇA ENTRE O $RMR _{89}$ E O $RMR _{14}$ E INDICAÇÃO DO MÉTODO DE ESCAVAÇÃO.	142
FIGURA 79. CORRELAÇÃO ENTRE O $RMR _{89b}$ E O $RMR _{14b}$	144
FIGURA 80. CORRELAÇÃO ENTRE O $RMR _{89}$ E O $RMR _{14c}$	144
FIGURA 81. CORRELAÇÃO ENTRE O $RMR _{89}$ E O $RMR _{14}$	144
FIGURA 82. CORRELAÇÃO ENTRE O $RMR _{89}$ E O $RMR _{14}$, SEM AS DIFERENÇAS ENTRE ELES ≥ 10	144
FIGURA 83. CORRELAÇÃO ENTRE O $RMR _{89}$ E O $RMR _{14}$, EM QUE O F_e E F_s FORAM OBTIDOS ATRAVÉS DOS ÁBACOS E SEM A REGRA DE $F_e=1$ QUANDO HÁ USO DE EXPLOSIVOS.	145
FIGURA 84. CORRELAÇÃO ENTRE O $RMR _{89}$ E O $RMR _{14}$, EM QUE O F_e E F_s FORAM OBTIDOS ATRAVÉS DAS EQUAÇÕES E SEM A REGRA DE $F_e=1$ QUANDO HÁ USO DE EXPLOSIVOS.	145
FIGURA 85. CORRELAÇÃO ENTRE O Q E O $RMR _{14}$	146
FIGURA 86. CORRELAÇÃO ENTRE O Q E O $RMR _{89}$	146
FIGURA 87. CORRELAÇÃO ENTRE O Q E O $RMR _{14}$, SEM AS DIFERENÇAS ENTRE ELES ≥ 10	147
FIGURA 88. CORRELAÇÃO ENTRE O Q E O $RMR _{89}$, SEM AS DIFERENÇAS ENTRE ELES ≥ 10	147
FIGURA 89. CORRELAÇÃO ENTRE O Q E O $RMR _{14}$, EM QUE O F_e E F_s FORAM OBTIDOS ATRAVÉS DOS ÁBACOS E SEM A REGRA DE $F_e=1$ QUANDO HÁ USO DE EXPLOSIVOS.....	147
FIGURA 90. CORRELAÇÃO ENTRE O Q E O $RMR _{14}$, EM QUE O F_e E F_s FORAM OBTIDOS ATRAVÉS DAS EQUAÇÕES E SEM A REGRA DE $F_e=1$ QUANDO HÁ USO DE EXPLOSIVOS.....	147
FIGURA 91. CORRELAÇÃO ENTRE O $GSI _{13}$ E O $RMR _{14b}$	149
FIGURA 92. CORRELAÇÃO ENTRE O $GSI _{13}$ E O $RMR _{89b}$	149
FIGURA 93. CORRELAÇÃO ENTRE O $GSI _{13}$ E O $RMR _{14}$	149
FIGURA 94. CORRELAÇÃO ENTRE O $GSI _{13}$ E O $RMR _{89}$	149
FIGURA 95. CORRELAÇÃO ENTRE O $GSI _{98}$ E O $RMR _{14b}$	150
FIGURA 96. CORRELAÇÃO ENTRE O $GSI _{98}$ E O $RMR _{89b}$	150
FIGURA 97. VALORES DE $RMR _{89}$ E $RMR _{14}$ EM ZONAS DE ROCHA DE QUALIDADE FRACA.	156

Índice de quadros

QUADRO 1. PRINCIPAIS PARÂMETROS GEOLÓGICOS E GEOTÉCNICOS DAS DESCONTINUIDADES DE MACIÇOS ROCHOSOS (ADAPTADO DE: ISRM 1978, 1981, 2007, 2015; AIRES-BARROS, 1991; GSE, 1995; PRIEST, 1993; BRADY & BROWN, 2007; FERRER & GONZÁLEZ DE VALLEJO, 2007; PALMSTRÖM & STILLE, 2010; GONZÁLEZ DE VALLEJO & FERRER, 2011; CHAMINÉ, 2016).	13
QUADRO 2. CLASSIFICAÇÃO DA RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL (ISRM, 1981).	18
QUADRO 3. ESTIMATIVA DE RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL (R) DA ROCHA INTACTA E GRAU DE QUALIDADE DA ROCHA (ADAPTADO DE MARINOS & HOEK, 2001).	18
QUADRO 4. CORRELAÇÃO ENTRE O ÍNDICE RQD E A QUALIDADE DO MACIÇO ROCHOSO (ADAPTADO DE DEERE, 1963, 1964; DEERE ET AL., 1967, 1988, 1989).	19
QUADRO 5. EQUAÇÕES USADAS PARA O CÁLCULO DO ÍNDICE DA QUALIDADE DA ROCHA (RQD), EM QUE T É O “THRESHOLD” (PALMSTRÖM, 1975, 2005; PRIEST, 1993).	19
QUADRO 6. DESCRIÇÃO DO TAMANHO DO BLOCO UNITÁRIO SEGUNDO O ÍNDICE VOLUMÉTRICO (ADAPTADO DE ISRM, 1978).	20
QUADRO 7. CLASSIFICAÇÃO DO <i>SLAKE DURABILITY INDEX</i> (ADAPTADO DE FRANKLIN & CHANDRA, 1972).	22
QUADRO 8. ESTIMATIVA DA DURABILIDADE DA ROCHA NA PRESENÇA DE ÁGUA A PARTIR DO SDT (ADAPTADO DE CELADA & BIENIAWSKI, 2020).	24
QUADRO 9. QUADRO-SÍNTESE COM ALGUMAS DAS CORRELAÇÕES ENTRE I_{b2} E OUTROS PARÂMETROS GEOMECÂNICOS (NOMEADAMENTE, RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL DA ROCHA (RCU)) PROPOSTOS POR DIVERSOS AUTORES.	24
QUADRO 10. CLASSIFICAÇÃO DO <i>SLAKE DURABILITY INDEX</i> COM 2 CICLOS (GAMBLE, 1971) E A RELAÇÃO COM O GRAU DE ALTERAÇÃO DE GRANITOS (ADAPTADO DE FERREIRA ET AL., 2006).	25
QUADRO 11. CRITÉRIO DE ALTERABILIDADE (ADAPTADO DE PIAGGIO, 2015).	26
QUADRO 12. CRITÉRIO PARA AVALIAR O COMPORTAMENTO DE AMOSTRAS IMERGIDAS EM ETILENOGLICOL (ADAPTADO DE CELADA & BIENIAWSKI, 2020).	26
QUADRO 13. ILUSTRAÇÕES DOS EFEITOS TECTÔNICOS, TOPOGRÁFICOS E EROSIVOS (ADAPTADO DE GOODMAN, 1989; ZOBACK ET AL., 1989; CELADA & BIENIAWSKI, 2020).	30
QUADRO 14. VALORES DE F (FATOR DA FORMA DO TÚNEL) PARA O CÁLCULO DO ICE PARA ESCAVAÇÕES SUBTERRÂNEAS (ADAPTADO DE CELADA ET AL., 2014; CELADA & BIENIAWSKI, 2020).	31
QUADRO 15. ICE <i>VERSUS</i> COMPORTAMENTO TENSÃO-DEFORMAÇÃO (ADAPTADO DE CELADA ET AL., 2014).	32
QUADRO 16. CRITÉRIOS DE CARACTERIZAÇÃO NAS DIFERENTES VERSÕES DO RMR (ADAPTADO DE REHMAN ET AL., 2018A,B).	42
QUADRO 17. CLASSIFICAÇÃO DA METEORIZAÇÃO (GSL, 1970; USTCFDM, 1972; AEGSAS).	47
QUADRO 18. CLASSIFICAÇÃO DE ENGENHARIA DA ROCHA INTACTA (ADAPTADA DE BIENIAWSKI, 1973).	48
QUADRO 19. CLASSIFICAÇÃO PARA O ESPAÇAMENTO DAS DESCONTINUIDADES (ADAPTADO DE BIENIAWSKI, 1973).	50
QUADRO 20. CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS FRATURADOS (ADAPTADA DE BIENIAWSKI, 1973).	51
QUADRO 21. CLASSIFICAÇÃO DA IMPORTÂNCIA DOS PESOS PONDERADOS (ADAPTADA DE BIENIAWSKI, 1973).	53
QUADRO 22. CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA: DIRETRIZES PARA A SELEÇÃO DO SUPORTE DE TÚNEL PRIMÁRIO. VÃO LIVRE: 5-12 M. CONSTRUÇÃO COM RECURSO A EXPLOSIVOS) (ADAPTADO DE BIENIAWSKI, 1973).	55
QUADRO 23. RMR - CLASSIFICAÇÃO DOS PARÂMETROS E RESPECTIVOS INTERVALOS DE VALORES E PESOS (ADAPTADO DE BIENIAWSKI, 1989).	58
QUADRO 24. DIRETRIZES PARA O SUPORTE DE TÚNEIS ROCHOSOS COM 10 M DE VÃO LIVRE, EM CONFORMIDADE COM O RMR (ADAPTADO DE BIENIAWSKI, 1989).	64
QUADRO 25. PARÂMETROS E VALORES PARA O CÁLCULO DO $RMR _{14}$ (ADAPTADO DE CELADA ET AL., 2014; CELADA & BIENIAWSKI, 2020).	68
QUADRO 26. ALGUMAS DAS CORRELAÇÕES ESTABELECIDAS ENTRE AS CLASSIFICAÇÕES RMR E Q.	71
QUADRO 27. CORRELAÇÕES EMPÍRICAS PARA ESTIMAR A RESISTÊNCIA DO MACIÇO ROCHOSO Σ_{CM} COM O RMR A PARTIR DA RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL DA ROCHA Σ_{CI} .	75
QUADRO 28. CORRELAÇÕES EMPÍRICAS ENTRE O RÁCIO DO MÓDULO DE DEFORMAÇÃO DO MACIÇO ROCHOSO E_M E O MÓDULO DE DEFORMAÇÃO DA ROCHA INTACTA E_R COM O RMR (ADAPTADO DE ZHANG, 2009).	84
QUADRO 29. CORRELAÇÕES PARA OBTENÇÃO DO ÂNGULO DE ATRITO, ϕ_M (°) E DA COESÃO, C_M (MPA).	85
QUADRO 30. CORRELAÇÕES PARA OBTENÇÃO DO COEFICIENTE DE POISSON.	85
QUADRO 31. DISTRIBUIÇÃO EM METROS DAS LITOLOGIAS INTERSETADAS PELO TÚNEL.	102
QUADRO 32. COMPRIMENTOS TOTAIS (M) DO GRAU DE ALTERAÇÃO (W), DO GRAU DE FRATURAÇÃO (F) E DA RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL (S) E SUA PROJEÇÃO GRÁFICA EM PORCENTAGEM.	103
QUADRO 33. GRAUS DE ALTERAÇÃO (W), GRAU DE FRATURAÇÃO (F) E RESISTÊNCIA À COMPRESSÃO UNIAXIAL (S) OBSERVADOS AO LONGO DA ESCAVAÇÃO DO TÚNEL POR DIVISÃO LITOLÓGICA EM METROS E SUA REPRESENTAÇÃO GRÁFICA EM %.	107
QUADRO 34. VALORES MÉDIOS, MÁXIMOS E MÍNIMOS DE $RMR _{14}$ OBTIDOS A PARTIR DOS DIFERENTES VALORES DE F_E .	120
QUADRO 35. PORCENTAGEM DE FRENTES POR INTERVALO DE ICE.	121

QUADRO 36. VALORES MÍNIMOS, MÁXIMOS E MÉDIOS DE $RMR _{89}$, $RMR _{14}$ E O $RMR _{14}$ OBTIDO A PARTIR DA EQUAÇÃO 35, BEM COMO AS DIFERENÇAS ENTRE ELES POR FRENTE DE ESCAVAÇÃO.....	143
QUADRO 37. QUADRO RESUMO DAS CORRELAÇÕES ENTRE $RMR _{89}$ E $RMR _{14}$	145
QUADRO 38. QUADRO RESUMO DAS CORRELAÇÕES ENTRE O Q E OS RMR 'S.	148
QUADRO 39. QUADRO RESUMO DAS CORRELAÇÕES ENTRE O GSI E O RMR	150
QUADRO 40. EXEMPLO DA APLICAÇÃO DA EQUAÇÃO 93 (CF.P.140).....	155

Índice de fórmulas

EQUAÇÃO 1 CÁLCULO DO RQD (%) (DEERE ET AL., 1967).....	19
EQUAÇÃO 2 CÁLCULO DO RQD (%) PARA $J_N > 4,5$ (PALMSTRÖM, 1975).....	19
EQUAÇÃO 3 CÁLCULO DO RQD (%) PARA $J_N \leq 4,5$ (PALMSTRÖM, 1975).....	19
EQUAÇÃO 4 CÁLCULO DO RQDT (%) (PRIEST, 1993).....	19
EQUAÇÃO 5 CÁLCULO DO RQD (%) (PALMSTRÖM, 2005).	19
EQUAÇÃO 6 CÁLCULO DO TEOR DE ÁGUA NATURAL NO ENSAIO DO SDT (ASTM D 4644-87).	23
EQUAÇÃO 7 CÁLCULO DO SLAKE DURABILITY INDEX (Id2) (ASTM D 4644-87).	23
EQUAÇÃO 8 CORRELAÇÃO ENTRE RCU E Id2 (KONCAGÜL ET AL., 1999).	24
EQUAÇÃO 9 CORRELAÇÃO ENTRE Id2 E RCU (KONCAGÜL ET AL., 1999).	24
EQUAÇÃO 10 CORRELAÇÃO ENTRE Id2 E RCU (PARISH & BORDEN, 2001).....	24
EQUAÇÃO 11 CORRELAÇÃO ENTRE Id2 E RCU (SHARMA ET AL., 2011).....	24
EQUAÇÃO 12 CORRELAÇÃO ENTRE RCUA E Id2 (ANDRADE & SARAIVA, 2010).	24
EQUAÇÃO 13 CORRELAÇÃO ENTRE RCU E Id2 (ANDRADE & SARAIVA, 2010).	24
EQUAÇÃO 14 CORRELAÇÃO ENTRE RCU E Id4 (YAGIZ, 2010).	25
EQUAÇÃO 15 CORRELAÇÃO ENTRE Id4 E Id1 (YAGIZ, 2010).	25
EQUAÇÃO 16 CORRELAÇÃO ENTRE Id2 E Id1 (YAGIZ, 2010).	25
EQUAÇÃO 17 CORRELAÇÃO ENTRE Id2 E PLI (AHMAD ET AL., 2017).....	25
EQUAÇÃO 18 CORRELAÇÃO ENTRE Id2 E UCS (FEREIDOOONI ET AL., 2018).	25
EQUAÇÃO 19 CÁLCULO DE KO (SHEOREY, 1994).	27
EQUAÇÃO 20 CÁLCULO DE KOL (CELADA & BIENIAWSKI, 2020).....	29
EQUAÇÃO 21 CÁLCULO DE KO (CELADA & BIENIAWSKI, 2020).....	29
EQUAÇÃO 22 CÁLCULO DO ICE PARA $KO < 1$ (BIENIAWSKI ET AL., 2011).....	31
EQUAÇÃO 23 CÁLCULO DO ICE PARA $KO \geq 1$ (BIENIAWSKI ET AL., 2011).....	31
EQUAÇÃO 24 CÁLCULO DO RMR 89 BIENIAWSKI (1989).	56
EQUAÇÃO 25 CÁLCULO DO PESO DO RQD (LAUBSCHER, 1977).....	61
EQUAÇÃO 26 CÁLCULO PARA DETERMINAR A CARGA DE SUPORTE ATRAVÉS DO RMR 89, (UNAL, 1983).....	65
EQUAÇÃO 27 CÁLCULO DO RMR 14, (CELADA ET AL., 2014).	66
EQUAÇÃO 28 CÁLCULO DO Fe PARA RMR 14B < 40, (CELADA ET AL., 2014).	69
EQUAÇÃO 29 CÁLCULO DO Fe PARA RMR 14B > 40, CELADA ET AL., 2014).....	69
EQUAÇÃO 30 CÁLCULO DO ICE PARA $KO < 1$ (BIENIAWSKI ET AL., 2011).....	70
EQUAÇÃO 31 CÁLCULO DO ICE PARA $KO \geq 1$ (BIENIAWSKI ET AL., 2011).....	70
EQUAÇÃO 32 CÁLCULO DO Fs PARA $ICE \leq 15$ (BIENIAWSKI ET AL., 2014).	70
EQUAÇÃO 33 CÁLCULO DO Fs PARA $15 < ICE < 70$ (BIENIAWSKI ET AL., 2014).	70
EQUAÇÃO 34 CÁLCULO DO Fs PARA $ICE > 70$ (BIENIAWSKI ET AL., 2014).	70
EQUAÇÃO 35 CORRELAÇÃO ENTRE RMR 14 E O RMR 89 (CELADA ET AL., 2014).....	70
EQUAÇÃO 36 CORRELAÇÃO ENTRE RMR 89 E O Q (BIENIAWSKI, 1976, 1984, 1989).	71
EQUAÇÃO 37 CORRELAÇÃO ENTRE RMR 89 E O Q (RUTLEDGE & PRESTON, 1978).	71
EQUAÇÃO 38 CORRELAÇÃO ENTRE RMR 89 E O Q (MORENO, 1980).	71
EQUAÇÃO 39 CORRELAÇÃO ENTRE RMR 89 E O Q (CAMERON-CLARKE & BUDAVARI, 1981).	71
EQUAÇÃO 40 CORRELAÇÃO ENTRE RMR 89 E O Q (ABADE ET AL., 1984).....	71
EQUAÇÃO 41 CORRELAÇÃO ENTRE RMR 89 E O Q (BARTON ET AL., (1985).....	71
EQUAÇÃO 42 CORRELAÇÃO ENTRE RMR 89 E O Q (KAISER ET AL., (1986).....	71
EQUAÇÃO 43 CORRELAÇÃO ENTRE RMR 89 E O Q (FRESNO ET AL., 2010).....	71
EQUAÇÃO 44 CORRELAÇÃO ENTRE RMR 14 E O Q (CELADA & BIENIAWSKI, 2020).	73
EQUAÇÃO 45 CORRELAÇÃO ENTRE GSI 94 E O RMR 89 (HOEK ET AL., 1995).	73
EQUAÇÃO 46 CORRELAÇÃO ENTRE GSI 13 E O GSI (HOEK ET AL., 2013).	74
EQUAÇÃO 47 CÁLCULO DO GSI 13 (HOEK ET AL., 2013).	74
EQUAÇÃO 48 CORRELAÇÕES EMPÍRICAS PARA ESTIMAR ZC E Σ CM COM O RMR (YUDHBIR ET AL., 1983).....	75
EQUAÇÃO 49 CORRELAÇÕES EMPÍRICAS PARA ESTIMAR ZC E Σ CM COM O RMR (RAMAMURTHY ET AL., 1985; RAMAMURTHY, 1996).....	75
EQUAÇÃO 50 CORRELAÇÕES EMPÍRICAS PARA ESTIMAR ZC E Σ CM COM O RMR (KALAMARAS & BIENIAWSKI, 1993 E 1995).....	75
EQUAÇÃO 51 CORRELAÇÕES EMPÍRICAS PARA ESTIMAR ZC E Σ CM COM O RMR (AYDAN ET AL., 1997).	75
EQUAÇÃO 52 CORRELAÇÕES EMPÍRICAS PARA ESTIMAR ZC E Σ CM COM O RMR (AYDAN & DALGIÇ, 1998).	75
EQUAÇÃO 53 CORRELAÇÕES EMPÍRICAS PARA ESTIMAR ZC E Σ CM COM O RMR, (LAUBSCHER, 1984; SINGH & GOEL, 1999)...	75
EQUAÇÃO 54 CORRELAÇÕES EMPÍRICAS PARA ESTIMAR ZC E Σ CM COM O RMR, (TRUEMAN, 1988; ASEF ET AL., 2000).....	75

EQUAÇÃO 55 CORRELAÇÃO EMPÍRICAS PARA ESTIMAR ΣC E ΣCM COM O RMR 14 (CELADA & BIENIAWSKI, 2020)	75
EQUAÇÃO 56 CÁLCULO DA RESISTÊNCIA DO MACIÇO SEGUNDO O CRITÉRIO HOEK & BROWN (1980 A,B)	76
EQUAÇÃO 57 CÁLCULO DO M PARA MACIÇOS IMPERTURBÁVEIS (HOEK & BROWN, 1980 A,B).....	77
EQUAÇÃO 58 CÁLCULO DO S PARA MACIÇOS IMPERTURBÁVEIS (HOEK & BROWN, 1980 A,B).....	77
EQUAÇÃO 59 CÁLCULO DO M PARA MACIÇOS PERTURBADOS (HOEK & BROWN, 1980 A,B)	77
EQUAÇÃO 60 CÁLCULO DO S PARA MACIÇOS PERTURBADOS (HOEK & BROWN, 1980A,B)	77
EQUAÇÃO 61 CÁLCULO DA RESISTÊNCIA DO MACIÇO SEGUNDO O CRITÉRIO HOEK & BROWN, PARA MACIÇOS ROCHOSOS DE MÁ QUALIDADE (HOEK ET AL., 1992; HOEK, 1994)	77
EQUAÇÃO 62 CÁLCULO DA RESISTÊNCIA DO MACIÇO ROCHOSO SEGUNDO O CRITÉRIO DE YUDHBIR-BIENIAWSKI.....	78
EQUAÇÃO 63 CÁLCULO DO PARÂMETRO A_m SEGUNDO O CRITÉRIO DE YUDHBIR-BIENIAWSKI.....	78
EQUAÇÃO 64 CÁLCULO MÓDULO DE DEFORMABILIDADE (MÓDULO DE YOUNG)	79
EQUAÇÃO 65 CORRELAÇÃO EMPÍRICA PARA ESTIMAR O E_m COM O RMR 76 (BIENIAWSKI, 1978).....	80
EQUAÇÃO 66 CORRELAÇÃO EMPÍRICA PARA ESTIMAR O E_m , COM VALORES DE RMR 76 ENTRE 30 E 50 (SERAFIM & PEREIRA, 1983).....	80
EQUAÇÃO 67 CORRELAÇÃO EMPÍRICA PARA ESTIMAR O E_m , COM GSI (HOEK ET AL., 1995)	80
EQUAÇÃO 68 CORRELAÇÃO EMPÍRICA PARA ESTIMAR O E_m COM RMR 89 (READ ET AL., 1999)	80
EQUAÇÃO 69 RELAÇÃO $E_{mín}$ E $E_{máx}$ COM O E_m (GONZÁLEZ DE VALLEJO ET AL., 2011)	81
EQUAÇÃO 70 CORRELAÇÃO EMPÍRICA PARA ESTIMAR O E_m , COM O RMR (GOKCEOGLU ET AL., 2003).....	81
EQUAÇÃO 71 CORRELAÇÃO EMPÍRICA PARA ESTIMAR O E_m , COM VALORES DE RMR 89 < 55 (LOWSON & BIENIASWKI, 2013).....	82
EQUAÇÃO 72 CORRELAÇÃO EMPÍRICA PARA ESTIMAR O E_m , COM VALORES DE RMR 89 > 55 (LOWSON & BIENIASWKI, 2013).....	82
EQUAÇÃO 73 CORRELAÇÃO EMPÍRICA PARA ESTIMAR O E_m , COM VALORES DE RMR 14 < 64 (CELADA & BIENIAWSKI, 2020).....	83
EQUAÇÃO 74 CORRELAÇÃO EMPÍRICA PARA ESTIMAR O E_m , COM VALORES DE RMR 14 > 64 (CELADA & BIENIAWSKI, 2020).....	83
EQUAÇÃO 75 CORRELAÇÃO EMPÍRICA PARA ESTIMAR O E_m COM O RMR E H (VERMAN ET AL., 1997).....	83
EQUAÇÃO 76 CORRELAÇÃO EMPÍRICA ENTRE O RÁCIO DO E_m E E_r COM O RMR (NICHOLSON & BIENIAWSKI, 1990)	84
EQUAÇÃO 77 CORRELAÇÃO EMPÍRICA ENTRE O RÁCIO DO E_m E E_r COM O RMR (MITRI ET AL., 1994)	84
EQUAÇÃO 78 CORRELAÇÃO EMPÍRICA ENTRE O RÁCIO DO E_m E E_r COM O RMR (SONMEZ ET AL., 2004).....	84
EQUAÇÃO 79 CORRELAÇÃO EMPÍRICA ENTRE O RÁCIO DO E_m E E_r COM O RMR (RAMAMURTHY, 2004)	84
EQUAÇÃO 80 CORRELAÇÕES EMPÍRICAS ENTRE O RÁCIO DO E_m E E_r COM O RMR (GALERA ET AL., 2005)	84
EQUAÇÃO 81 CORRELAÇÃO EMPÍRICA ENTRE O RÁCIO DO E_m E E_r COM O RMR (SONMEZ ET AL., 2006).....	84
EQUAÇÃO 82 CORRELAÇÃO EMPÍRICA ENTRE O RÁCIO DO E_m E E_r COM O RMR (VÁN & VÁSÁRHELUI, 2010)	84
EQUAÇÃO 83 CORRELAÇÃO PARA OBTENÇÃO DO ÂNGULO DE ATRITO, CM (°) (AYDAN ET AL., 1993)	85
EQUAÇÃO 84 CORRELAÇÃO PARA OBTENÇÃO DO ÂNGULO DE ATRITO, CM (°) (AYDAN & KAWAMOTO, 2001).....	85
EQUAÇÃO 85 CORRELAÇÃO PARA OBTENÇÃO DO ÂNGULO DE ATRITO, CM (°), PARA $RMR \geq 20\%$, (ŞEN & SADAGAH, 2003)....	85
EQUAÇÃO 86 CORRELAÇÃO PARA OBTENÇÃO DO ÂNGULO DE ATRITO, CM (°), PARA $RMR < 20\%$, (ŞEN & SADAGAH, 2003)....	85
EQUAÇÃO 87 CORRELAÇÃO PARA OBTENÇÃO DA COESÃO, CM (MPa) (AYDAN & KAWAMATO, 2001).....	85
EQUAÇÃO 88 CORRELAÇÃO PARA OBTENÇÃO DA COESÃO, CM (MPa) (ŞEN & SADAGAH, 2003).....	85
EQUAÇÃO 89 CORRELAÇÃO PARA OBTENÇÃO DO COEFICIENTE DE POISSON (AYDAN ET AL., 1993)	85
EQUAÇÃO 90 CORRELAÇÃO PARA OBTENÇÃO DO COEFICIENTE DE POISSON (TOKASHIKI & AYDAN, 2010)	85
EQUAÇÃO 91 CORRELAÇÃO PARA OBTENÇÃO DO COEFICIENTE DE POISSON (AYDAN ET AL., 2012)	85
EQUAÇÃO 92 CORRELAÇÃO PARA AJUSTE DO LIMITE SEM SUPORTE DO RMR RELATIVAMENTE AO TAMANHÃO DA ESCAVAÇÃO (KAISER ET AL., 1986).....	89
EQUAÇÃO 93 CORRELAÇÃO ENTRE RMR 89 TBM E RMR 89 D+B (BIENIAWSKI (2011A,B)	141
EQUAÇÃO 94 CORRELAÇÃO ENTRE O RMR 89 B E O RMR 14 B.....	145
EQUAÇÃO 95 CORRELAÇÃO ENTRE O RMR 89 E O RMR 14 C	145
EQUAÇÃO 96 CORRELAÇÃO ENTRE O RMR 89 E O RMR 14	145
EQUAÇÃO 97 CORRELAÇÃO ENTRE O RMR 89 E O RMR 14 (MENOS OS VALORES COM DIFERENÇAS ENTRE ELES ≥ 10)	145
EQUAÇÃO 98 CORRELAÇÃO ENTRE O RMR 89 E O RMR 14 (FE E FS OBTIDOS A PARTIR DOS ÁBACOS E SEM A REGRA DE $FE=1$ QUANDO HÁ O USO DE EXPLOSIVOS)	145
EQUAÇÃO 99 CORRELAÇÃO ENTRE O RMR 89 E O RMR 14 (FE E FS OBTIDOS A PARTIR DAS EQUAÇÕES E SEM A REGRA DE $FE=1$ QUANDO HÁ O USO DE EXPLOSIVOS)	145
EQUAÇÃO 100 CORRELAÇÃO ENTRE O Q E O RMR 14.....	148
EQUAÇÃO 101 CORRELAÇÃO ENTRE O Q E O RMR 89.....	148
EQUAÇÃO 102 CORRELAÇÃO ENTRE O Q E RMR 14 (MENOS OS VALORES COM DIFERENÇAS ENTRE ELES ≥ 10)	148
EQUAÇÃO 103 CORRELAÇÃO ENTRE O Q E O RMR 89 (MENOS OS VALORES COM DIFERENÇAS ENTRE ELES ≥ 10)	148

EQUAÇÃO 104 CORRELAÇÃO ENTRE O Q E O RMR 89 (Fe e Fs obtidos a partir dos ábacos e sem a regra de $Fe=1$ quando há o uso de explosivos)	148
EQUAÇÃO 105 CORRELAÇÃO ENTRE O Q E RMR 14 (Fe e Fs obtidos a partir das equações e sem a regra de $Fe=1$ quando há o uso de explosivos)	148
EQUAÇÃO 106 CORRELAÇÃO ENTRE O GSI 13 vs RMR 14b	150
EQUAÇÃO 107 CORRELAÇÃO ENTRE O GSI 13 vs RMR 89b	150
EQUAÇÃO 108 CORRELAÇÃO ENTRE O GSI 13 vs RMR 14	150
EQUAÇÃO 109 CORRELAÇÃO ENTRE O GSI 13 vs RMR 89	150
EQUAÇÃO 110 CORRELAÇÃO ENTRE O GSI 98 vs RMR 14b	150
EQUAÇÃO 111 CORRELAÇÃO ENTRE O GSI 98 vs RMR 89b	150

Índice de acrónimos e abreviaturas

- ° – grau centígrado
- α – variável que depende do RMR
- ΔK_{OTE} – incrementos de K_0 devidos aos efeitos tectónicos
- ΔK_{OTO} – incrementos de K_0 devidos aos efeitos topográficos
- ΔK_{OER} – incrementos de K_0 devidos aos efeitos da erosão
- λ – parâmetro da frequência das descontinuidades
- ν_m – Coeficiente de *Poisson* do maciço rochoso
- ν_i – Coeficiente de *Poisson* da rocha intacta
- ρ – massa volúmica, kg/m^3
- σ_{ci} – Resistência à compressão uniaxial da rocha intacta
- σ_{cli} – Resistência à compressão uniaxial da rocha intacta em laboratório
- σ_{cm} – Resistência à compressão uniaxial do maciço rochoso
- ϕ_m – Ângulo de atrito do maciço rochoso
- A – Massa do tambor e da amostra com o teor de humidade natural (g) do *Slake Durability Test*.
- ATO – Acompanhamento Técnico de Obra
- ASTM – *American Standard Test Method*
- B – Massa do tambor e da amostra seca em estufa antes do primeiro ciclo (g) do *Slake Durability Test*.
- b – Largura do túnel em m.
- C – Massa do tambor (g) do *Slake Durability Test*
- CFCFF – *Committee on Fracture Characterization and Fluid Flow*
- C_m – Coesão do maciço rochoso
- CSIR – *South African Council of Scientific and Industrial Research*
- CRMR – *Contínuos Rock Mass Rating*
- DEG – Departamento de Engenharia Geotécnica
- DMR – *Dam Rock Rating*
- D&B – *Drill and Blast*
- ED – Dimensão equivalente
- e.g. – *Exempli gratia* (por exemplo)
- E_h – Média dos módulos de deformabilidade do maciço rochoso medidos na direção horizontal
- E_i – Média dos módulos de deformabilidade do maciço rochoso obtidos em laboratório
- E_l – Módulo de deformabilidade da rocha intacta obtida em laboratório
- E_m – Módulo de deformabilidade do maciço rochoso
- E_r – Módulo de deformabilidade da rocha intacta
- et alia* – E outros (*et al.*)
- Eng. - Engenheiro
- EUA – Estados Unidos da América
- F – Índice de fraturação do maciço
- f – Fator da forma do túnel para obtenção do ICE
- F_0 – Orientação do eixo do túnel
- F_e – Método de escavação
- F_s – Comportamento tensão-deformação
- GSE – *Geological Society Engineering Group Working Party Report*
- $GSI|_{98}$ – *Geological Strength Index, 1998* – Índice de resistência do maciço
- $GSI|_{13}$ – *Geological Strength Index, 2013* – Índice de resistência do maciço
- GSL – *Geological Society of London*
- h – Profundidade (m)
- IAEG – *International Association for Engineering Geology and Environment*
- I_{d2} – Índice de alterabilidade obtido através de 2 ciclos do *Slake Durability Test*
- I_{d4} – Índice de alterabilidade obtido através de 4 ciclos do *Slake Durability Test*
- ICE – Índice do Comportamento Elástico - *Index of Elastic Behavior*
- ISEP – Instituto Superior de Engenharia do Porto
- ISRM – *International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering*
- J_v – Índice volumétrico das descontinuidades
- K_0 – Coeficiente das tensões horizontais e verticais
- LABCARGA – Laboratório de Cartografia e Geologia Aplicada

MEEG – Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente
MRMR – *Rock Mass Rating System for Mining*
MBR – *Mining Blasting Rock*
M-IRMR – *Mine Improvement of Rock Mass Rating*
n.d. – Não disponível
NS – Zona sem suporte
P – Carga de suporte, kN
P. Porto – Politécnico do Porto
PLI – *Point Load Index* – Índice de resistência à carga pontual
PLT – *Point Load Test* – Ensaio de resistência à carga pontual
Q – *Rock quality Index - Q- System*
R – *Rebound* - Valor do ressalto do ensaio do martelo de Schmidt.
RQD – *Rock Quality Designation* – Índice de qualidade da rocha
RQD_t – *Rock Quality Designation Theoretical*- Índice de qualidade da rocha teórico
RCU – Resistência à compressão uniaxial (UCS)
RCU_a – Resistência à compressão uniaxial no sentido perpendicular à xistosidade (UCS_a)
RME – *Rock Mass Escavability*
RMI – *Rock Mass Index*
RMS – *Rock Mass Strength*
RMR – *Rock Mass Rating*
RMR₇₃ – *Rock Mass Rating* do ano 1973
RMR₈₉ – *Rock Mass Rating* do ano 1989
RMR_{89b} – *Rock Mass Rating* do ano 1989
RMR₁₄ – *Rock Mass Rating* do ano 2014
RMR_{14b} – *Rock Mass Rating* básico do ano 2014
RMR_{14c} – *Rock Mass Rating* básico mais F₀ do ano 2014
Rpm – Rotações por minuto
SDT – *Slake Durability Test*
SDI – *Slake Durability Index*
SI – Sistema Internacional de Unidades
SMR – *Slope Mass Rating*
SRC – *Strength Rock Classification*
SSR – *Slope Stability Rating*
TBM – *Tunnel Boring Machine*
UCS – *Uniaxial Compressive Strength (RCU)*
UCS_a – *Uniaxial Compressive Strength* no sentido perpendicular à xistosidade (RCU_a)
W – Grau de alteração
w – Percentagem do teor de água do *Slake Durability Test*
w_f – Peso do tambor mais a amostra seca em estufa retida após o segundo ciclo do *Slake Durability Test*
ZG – Zonamento Geotécnico
ZGM – Zonamento Geomecânico

1.

INTRODUÇÃO

1. Introdução

Um sistema de classificação geomecânica de maciços rochosos destina-se à caracterização e classificação do maciço rochoso, fornecendo uma base para estimar as propriedades de deformação e resistência, fornecendo dados quantitativos para o cálculo do suporte para minas, conforme referido por Cai et al. (2006), podendo também ser aplicado a projetos de túneis e estabelecer um referencial de comunicação entre os diferentes grupos envolvidos na exploração, no projeto e na construção (Cai et al., 2006).

O sistema de classificação de maciços rochosos proposto por Terzaghi (1946), nos Estados Unidos da América, é considerado o primeiro sistema de classificação de relevância. Terzaghi em 1946, estimava a carga que deverá ser suportada pelos perfis de aço usados na época como elementos de suporte nos túneis ferroviários (Celada & Bieniawski, 2020).

Ao longo dos anos, houve um crescente interesse a nível internacional na construção de estruturas mais complexas de engenharia, exemplo disso são: grandes túneis, centrais subterrâneas de grande escala e mais profundas, reservatórios de resíduos nucleares, bem como em minas com grandes concentrações de minério em profundidade (Bieniawski, 1981; Cai et al., 2004).

Segundo Cai et al. (2004), para projetar, construir e explorar estas escavações subterrâneas com segurança e viabilidade económica, é fundamental conhecer minuciosamente as propriedades do maciço rochoso e desenvolver ferramentas, métodos e tecnologias que suportem meios eficientes e eficazes para a exploração.

O crescimento, quer em quantidade como em dimensão das obras de engenharia, levou ao crescimento da “base de dados” dos parâmetros que caracterizam os maciços rochosos, proporcionando o aparecimento e aperfeiçoamento dos métodos de classificação destes, que têm por objetivo fulcral responder às necessidades da engenharia geotécnica. Consequentemente, não existe um só método de classificação universalmente aceite pela comunidade científica, nem classificações certas nem erradas, porque os projetos e os maciços rochosos são distintos na sua especificidade, o que leva a que cada projetista, em cada obra utilize a classificação geomecânica que melhor responde às necessidades, problemas, especificações, características e experiências (Pereira, 2013).

Todas as classificações de maciços rochosos têm vantagens e desvantagens (em termos de limitações), sendo as mais usadas atualmente as classificações de Barton – *Rock Quality Index [Q-*

System], de Bieniawski – *Rock Mass Rating [RMR]* e a classificação de Hoek – *Geological Strength Index [GSI]* (Barton & Bieniawski, 2008; Celada & Bieniawski, 2020).

Bieniawski (1984a,b, 1989), aconselha que para se poder obter um resultado mais adequado, dever-se-á utilizar pelo menos dois sistemas classificativos, e Hoek (2007) acrescenta, que é mais correto apresentar um intervalo de valores para as características do maciço do que um valor específico, uma vez que os maciços são heterogéneos.

1.1. Enquadramento Geral

Este trabalho insere-se na Unidade Curricular “Dissertação/Projeto/Estágio” (unidade curricular anual) do 2.º ano do Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente (MEEG) do Departamento de Engenharia Geotécnica (DEG), do Instituto Superior de Engenharia do Porto (ISEP), do Politécnico do Porto (P.Porto).

O estudo documentado tem por base dados recolhidos, no âmbito profissional, do acompanhamento geológico-geotécnico da escavação de um túnel no Norte de Portugal, sendo a autora desta dissertação a responsável pela equipa de geologia e geotecnia da empreitada, através da Empresa Geoárea – Consultores de Geotecnia e Geoambiente, Lda., e posteriormente em cooperação com o Laboratório de Cartografia e Geologia Aplicada (LABCARGA) do ISEP.

Visto que as classificações geomecânicas têm desempenhado um papel indispensável na engenharia nos últimos decénios (Bieniawski, 1989), e perante melhoramentos introduzidos pela comunidade científica, esta dissertação foca-se no estudo geológico-geotécnico de frentes de escavação em túneis de maciços rochosos, escavados com recurso a explosivos (*Drill and Blast - D&B*) e na aplicação de uma classificação geomecânica em concreto, designada por *Rock Mass Rating* (RMR), criada pelo Professor Z.T. Richard Bieniawski, a qual tem sido alvo de desenvolvimento e evolução, nomeadamente pelo próprio Bieniawski e colaboradores (Bieniawski, 1973, 1974b, 1975a, 1976, 1979, 1989, 2011b; Celada et al., 2014; Celada & Bieniawski, 2020).

Com este objetivo foi efetuada uma pesquisa histórica do RMR, desde a sua publicação inicial (Bieniawski, 1973), passando pelas atualizações, melhoramentos, alterações e correções mais influentes, que foram publicadas, na sua maioria, por Bieniawski em colaboração com outros geoprofissionais (e.g., González de Vallejo, 1983; Barton & Bieniawski, 2008; Lawson et al., 2013; Celada et al., 2014), até à sua última versão designada por RMR|₁₄ (Celada et al., 2014; Celada &

Bieniawski, 2020). De entre as várias versões e revisões, destacam-se as mais conhecidas: $RMR|_{73}$, $RMR|_{89}$ e $RMR|_{14}$.

Dada a sua relevância, o estudo aqui apresentado, fará enfoque a estas três versões ($RMR|_{73}$, $RMR|_{89}$ e $RMR|_{14}$), onde serão apresentados os parâmetros que as compõem e as metodologias mais correntes para a sua determinação. Contudo, a comparação da adequabilidade, clareza, aptidão dos parâmetros ao caso de estudo só será realizada entre as versões $RMR|_{89}$ e $RMR|_{14}$.

Esta última versão do RMR, o $RMR|_{14}$, vem introduzir três alterações significativas, sendo estas: a alterabilidade do maciço rochoso em presença de água, que pode ser avaliada através do ensaio de durabilidade, conhecido por *Slake Durability Test* (SDT) ou do ensaio de imersão de amostras, numa solução de etilenoglicol, e ainda, fatores de ajustamento F_e e F_s .

O F_e é o fator de ajuste consoante o método de escavação, considerando que o comportamento elástico-plástico do maciço é modificado, quer com escavações mecânicas ou escavações com recurso a explosivos (Celada et al., 2014). Para se obter o F_e poder-se-á optar por aplicar duas equações ou ainda, através de um ábaco que relaciona o F_e e o $RMR|_{14b}$ (*Rock Mass Rating* básico do ano 2014).

Por sua vez, o F_s considera o comportamento de tensões elástico-plásticas, que leva à necessidade da determinação do Índice de Comportamento Elástico (ICE), através do conhecimento da resistência à compressão uniaxial da rocha intacta (σ_{ci}), da altura de terreno desde a superfície até à abóbada do túnel (h), do $RMR|_{14c}$ ($RMR|_{14b} + F_0$, o F_0 é o fator que considera a orientação do eixo do túnel com a direção da família principal das discontinuidades), do coeficiente de tensões horizontais e verticais (K_0) e consequentemente o coeficiente de *Poisson* (ν).

Resumindo, para o estudo e aplicação da mais recente versão desta classificação $RMR|_{14}$ (Celada et al., 2014; Celada & Bieniawski, 2020) e a sua comparação com a versão $RMR|_{89}$ (Bieniawski, 1989), foram efetuados levantamentos geológicos-geotécnicos detalhados e sistemáticos na frente de escavação de um túnel, num maciço rochoso heterogéneo, que levaram à determinação de zonamentos geológicos, geotécnicos e geomecânicos através da aplicação de classificações geomecânicas, assinalando-se a aplicabilidade, clareza, a facilidade de utilização, bem como, a adequação dos parâmetros de cada versão que permitiram no final a comparação e análise dos dados obtidos.

1.2. Objetivos

O principal objetivo deste trabalho é estudar a utilização prática da mais recente versão do RMR – RMR₁₄ – na classificação de maciços heterogêneos, durante a fase de execução de um túnel, aplicando uma metodologia de enquadramento nas diferentes secções-tipo de sustimento definidas na fase de projeto.

Para se alcançar este objetivo, foi necessário realizar investigações geológico-geotécnicas *in situ*, estudos geotécnicos e geomecânicos, bem como, estudos de modelação geotécnica e de engenharia estrutural, que se traduzem no levantamento geológico-geotécnico das frentes do túnel, aplicação das classificações geomecânicas e análise estatística dos dados obtidos.

Para estudar o RMR₁₄ é fundamental percorrer o historial do RMR desde a sua conceção no início dos anos 70 do século XX, de modo a escrutinar a sua evolução e melhorias, notando que esta classificação se tornou num instrumento universalmente aceite na classificação geomecânica de maciços rochosos, que permite um dimensionamento rigoroso do suporte a ser usado na construção de obras subterrâneas.

Concretizando, os objetivos principais deste trabalho são:

- Estudar a aplicação do RMR₁₄ durante a fase construtiva de um túnel escavado em maciço rochoso heterogêneo com recurso a explosivos;
- Caracterização e descrição geológica-geotécnica das frentes de escavação do túnel, com recurso ao “Acompanhamento Técnico de Obra” – ATO (Santos & Olivença, 2012), para a avaliação e quantificação das características geológicas, geotécnicas e geomecânicas (ISRM, 1978, 1981, 2007, 2015; GSE, 1995; CFCFF, 1996) e as cartografias de geologia de engenharia e de zonamento geotécnico (e.g., IAEG, 1981a,b; Griffiths, 2002; Zuquette & Gandolfi, 2004; Barton & Quadros, 2015; Chaminé et al., 2013, 2015, 2016; Chaminé, 2016; Santos et al., 2018; Santa et al., 2019);
- Obtenção da estimativa da resistência geomecânica das superfícies de descontinuidade e do material presente em cada nova superfície estrutural das frentes de escavação, através da realização de ensaios geomecânicos *in situ* com recurso ao esclerómetro portátil (Martelo de Schmidt, tipo L) (ISRM, 1985, 1978, 2007, 2015) e com recurso ao martelo de geólogo (ISRM, 1978; Ferrer & González de Vallejo, 2007; González de Vallejo & Ferrer, 2011);
- Aquisição de valores aproximados dos novos parâmetros introduzidos no RMR₁₄ com recurso a correlações;

-
- Aplicação do $RMR|_{14}$ (Celada et al., 2014; Celada & Bieniawski, 2020) por comparação com o $RMR|_{89}$ (Bieniawski, 1989), com fundamento numa caracterização básica dos parâmetros geológicos-geotécnicos e geomecânicos, através de uma análise estatística;
 - Com base nas condições geológico-geotécnicas gerais encontradas definir o zonamento geotécnico do túnel (ISRM, 1981; CFCFF, 1996);
 - Definição dos zonamentos geomecânicos com base na avaliação do $RMR|_{14}$ e $RMR|_{89}$ para o comprimento do túnel em estudo;
 - Averiguar vantagens e desvantagens do $RMR|_{14}$ no caso em estudo.

1.3. Organização da dissertação

Esta dissertação está organizada em cinco capítulos, a saber:

- Capítulo 1 – São indicados os conceitos primordiais relativos a esta dissertação, desde a introdução geral, aos objetivos e à organização;
- Capítulo 2 – Aqui apresentam-se as metodologias, técnicas, ensaios e ferramentas utilizadas;
- Capítulo 3 – Neste capítulo, apresenta-se a classificação geomecânica RMR – *Rock Mass Rating*, nomeadamente uma breve síntese crítica, considerações principais das versões mais relevantes (evolução histórica), estimativa das propriedades mecânicas, pontos fortes, limitações e aplicações, e ainda algumas correlações com duas outras classificações geomecânicas, nomeadamente o *Q-System* e o *GSI*;
- Capítulo 4 – Capítulo no qual se expõe o caso de estudo, o de um túnel com cerca de 5km e, conseqüentemente, se apresentam os resultados dos levantamentos geológico-geotécnicos, aplicando-se as classificações geomecânicas, os zonamentos geológico-estruturais, geotécnicos e geomecânicos e, por fim, a modelação geotécnica;
- Capítulo 5 – Neste capítulo são apresentadas as principais conclusões obtidas do trabalho em observação, resumindo-se as ideias principais e propondo-se trabalhos futuros.

2.

METODOLOGIAS E TÉCNICAS

2. Metodologias e técnicas

Neste capítulo apresentam-se as principais metodologias e técnicas necessárias na determinação dos parâmetros e índices envolvidos na classificação geomecânica visada nesta dissertação.

2.1. Cartografia das frentes de escavação

As cartografias de frentes de escavação realizadas em túneis tendem, na sua generalidade, a ser uma inspeção e avaliação das condições geológico-geotécnicas das superfícies escavadas, inserindo-se, neste caso em particular, no “Acompanhamento Técnico de Obra” (ATO). Este acompanhamento geológico-geotécnico de obras subterrâneas é uma das atividades de maior importância, desenvolvida pelos técnicos da área da geologia na assessoria permanente prestada em obra (Santos & Olivença, 2012).

O ATO consiste, genericamente, num aprofundar de conhecimentos preexistentes dos estudos anteriores à execução de obra, pelo que os trabalhos a desenvolver no ATO devem incluir principalmente (Santos, 2016):

- Desenvolvimento dos estudos realizados nas fases anteriores;
- Levantamento das características do maciço;
- A classificação geomecânica do maciço escavado;
- A instrumentação e monitorização das deformações;
- A emissão de relatórios interpretativos dos dados recolhidos;
- A emissão de documentos com descrição de situações particulares, diferentes das previstas;
- A emissão de documentos com o cenário mais provável para o terreno a escavar face à nova informação que fica disponível.

Segundo Santos & Olivença (2012) na implementação de túneis em maciços rochosos, o acompanhamento geológico-geotécnico detém vários parâmetros que devem ser ponderados (e.g., Oliveira, 1977; Costa-Pereira, 1985; Bastos, 1998; Palmström, 1995; Plasencia, 2003; Brady & Brown, 2007). Destes parâmetros, e para o caso de estudo, evidenciam-se especialmente os que servem de base à aplicação da classificação geomecânica RMR (consultar Quadro 1):

-
- Geologia: o(s) litótipo(s) presente(s) permite(m) analisar o contexto geológico em que o maciço rochoso foi formado, as fases de deformação a que esteve sujeito, a distribuição de famílias de descontinuidades, etc., e também, antever o possível padrão de comportamento geomecânico de uma escavação (Santos & Olivença, 2012);
 - Estado de alteração e da fraturação (ISRM, 1981): a identificação do estado de alteração de um maciço permite estimar de forma pouco precisa a resistência da rocha, enquanto que o estado da fraturação possibilita identificar um grau de compartimentação do maciço;
 - Resistência à compressão uniaxial (ISRM, 2007): esta pode ser obtida de modo expedito recorrendo ao esclerómetro portátil e ao martelo de geólogo (ISRM 1978; Marinos & Hoek, 2001; ISRM, 2015);
 - Compartimentação do maciço rochoso e estimação do *Rock Quality Designation* – RQD (Deere, 1989): por aproximações analíticas a partir dos dados do grau de fraturação (e.g., Piteau, 1973; Priest & Hudson, 1976; Bieniawski, 1989; Palmström, 2005);
 - Atitude das descontinuidades: medido diretamente no maciço (e.g., Terzaghi, 1965; ISRM, 1981, 2007; Hudson & Priest, 1983; Priest, 1993; Park & West, 2002; Wu et al., 2011; Chaminé et al., 2015; Mahé et al., 2015; Watkins et al., 2015; Chaminé, 2016);
 - Espaçamento das descontinuidades: medido diretamente no maciço (ISRM, 1981, 2007);
 - Características das descontinuidades (continuidade, rugosidade, ondulação, abertura, preenchimento, alteração das superfícies; Hudson, 1989; Priest, 1993; ISRM, 2007): a conjugação destas características condiciona a resistência do maciço rochoso;
 - Fluxo de água: é importante determinar ou estimar o caudal afluyente e o seu modo de ocorrência, se é pontual ou generalizado.

Quadro 1. Principais parâmetros geológicos e geotécnicos das descontinuidades de maciços rochosos (adaptado de: ISRM 1978, 1981, 2007, 2015; Aires-Barros, 1991; GSE, 1995; Priest, 1993; Brady & Brown, 2007; Ferrer & González de Vallejo, 2007; Palmström & Stille, 2010; González de Vallejo & Ferrer, 2011; Chaminé, 2016).

Parâmetro	Descrição	Equipamento	Exemplo de Aplicação Prática e/ou Quadros de Classificação			
Atitude Geológica	Neste parâmetro está englobada a caracterização por meio de identificação da direção e inclinação de uma descontinuidade. A direção representa o ângulo que uma linha horizontal do plano define com o Norte magnético. A inclinação é definida pelo ângulo que a reta de maior declive, perpendicular à direção, define com o plano horizontal.	Bússola de Geólogo com inclinômetro.	Várias notações possíveis: Simples: N45E, 68WS E Dip/Dip Direction: 68°, 135° Strike/Dip Right: 45°, 68°			
Grau de Fraturação e Espaçamento	O grau de fraturação corresponde à distância entre as descontinuidades medidas através da fita graduada (scanline). O espaçamento corresponde à distância perpendicular entre duas descontinuidades, sendo maior quanto menor for o grau de fraturação do maciço.	Fita graduada, bem esticada entre dois pontos evitando a inclinação da mesma e cujo comprimento seja ao longo de toda a área de estudo. Quanto maior o número e área de medições, maior o sucesso do estudo.	Intervalo (cm)	Nomenclatura	Designação	
			>200	F1	F1 - 2	Muito afastadas
			60 - 200	F2		Afastadas
			20 - 60	F3	F3	Medianamente afastadas
			6 - 20	F4	F4 - 5	Próximas
			<6	F5		Muito próximas
Abertura	A abertura corresponde à medida na perpendicular das paredes próximas de uma determinada descontinuidade. A abertura tem a tendência de diminuir à medida que se avança para o interior do maciço.	Régua com precisão e marcação dos milímetros, colocada perpendicularmente às paredes da descontinuidade medida.	Abertura (mm)	Descrição		
			<0,1	Muito fechadas		
			0,10 - 0,25	Fechadas		
			0,25 - 0,50	Parcialmente Abertas		
			0,50 - 2,50	Abertas		
			2,50 - 10	Medianamente amplas		
			>10	Amplas		
			10 - 100	Muito amplas		
			100 - 1000	Extremamente amplas		
			>1000	Cavernosas		
Preenchimento	Este parâmetro refere-se ao material que se encontra no local anteriormente designado como sendo a abertura, ou seja, entre as paredes de uma descontinuidade.	Inspeção visual, usando por vezes o tato e sensibilidade para definir o tipo de material de preenchimento ou enchimento.	Alguns Tipos de Enchimento			
			a) Argila		d) Terra vegetal	
			b) Quartzo		e) Outra (descrever o enchimento)	
			c) Rocha esmagada		etc.	
Rugosidade	A rugosidade associa-se às irregularidades presentes nas paredes de cada descontinuidade medida. Esta parâmetro está implicitamente ligado à resistência ao corte do maciço, dado que, quanto maior a rugosidade (ou aderência) menor a possibilidade de ocorrer uma rotura.	Inspeção visual associada à sensibilidade do tato e definido dessa forma a rugosidade em função da respetiva classificação.	Classe	Descrição	Designação	Forma de perfil
			I	Rugosa	R1 - 2	Plano
			II	Lisa	Pouca rugosa	
			III	Estriada		
			IV	Rugosa	R3	Ondulada
			V	Lisa	Medianamente rugosa	
			VI	Estriada		
			VII	Rugosa	R4 - 5	Denteada
			VIII	Lisa	Muito rugosa	
			IX	Estriada		
Continuidade	Define o comprimento de uma descontinuidade. Não sendo de muito fácil determinação é fundamental verificar a extremidade da superfície, ou seja, onde termina o comprimento da descontinuidade. Este parâmetro tem influência nas características mecânicas que potenciam as superfícies de rotura.	Para este parâmetro é usada uma fita graduada para medir todo o comprimento da descontinuidade.	Comprimento, L (m)		Continuidade	
			<1		Muito pouco contínua	
			1 - 3		Pouco contínua	
			3 - 10		Medianamente contínua	
			10 - 20		Muito contínua	
			>20		Extremamente contínua	
Terminação	Neste parâmetro tem-se em linha de conta a terminação de uma dada descontinuidade. Poderá terminar numa linha formada por outra descontinuidade, numa zona pertencente ao maciço ou não permitir a observação da sua terminação e dessa forma designar-se como "obscura".	Inspeção visual.	Numeração	Designação	Descrição	
			D	Descontinuidade	Termina numa outra descontinuidade	
			R	Rocha	Termina na própria rocha	
			O	Obscura	Continuidade ao longo da maciço ou não é possível determinar a sua terminação	
Resistência Mecânica	Este parâmetro corresponde à resistência à compressão uniaxial nas paredes das descontinuidades. A resistência ao corte e a deformabilidade estão diretamente ligadas ao grau de resistência das paredes das descontinuidades.	Existem duas possibilidades mais comuns, sendo elas para duas situações diferentes: Ensaio in situ - Martelo de Schmidt; Ensaio laboratorial: ensaios de compressão uniaxial.	Classificação	Resistência à compressão simples (MPa)	Designação	
			S1	>200	Muito elevada	S1 - 2
			S2	60 - 200	Elevada	Elevada
			S3	20 - 60	Média	
			S4	6 - 20	Baixa	S4 - 5
			S5	<6	Muito baixa	Baixa
Percolação da Água	A percolação da água é determinada pelo fluxo de água que percorre livremente as paredes das descontinuidades ou todo o maciço. A existência de grandes percolações de água num maciço, poderá dar indicações da existência de alguns problemas de instabilidade no mesmo.	Inspeção visual e sensibilidade do tato. Sempre que existirem considerações que se achem relevantes de referir é fundamental não descorar das mesmas e colorar as considerações no local das observações.	Nomenclatura		Designação	
			S		Seco	
			LH		Ligeiramente húmido	
			H		Húmido	
			G		Gotejante	
			F		Fluxo	

O levantamento dos parâmetros geológico-geotécnicos deve ser metódico e organizado de forma a recolher informação rigorosa (e.g., ISRM, 1981; Bell, 1992; Romana & Serón 2004; Ferrer & González de Vallejo, 2007; Santa, 2015; Chaminé, 2016; Chaminé et al., 2016). Os dados recolhidos nas frentes de obra devem ser registados numa ficha de campo geológico-geotécnica (Figura 1 e Figura 2) e posteriormente transferidos para uma folha de cálculo, por exemplo o Ms. Excel permitindo uma a análise estatística e interpretativa.



Figura 1. Aspecto da envolvente das cartografias geológico-geotécnicas de frentes de escavação do túnel.

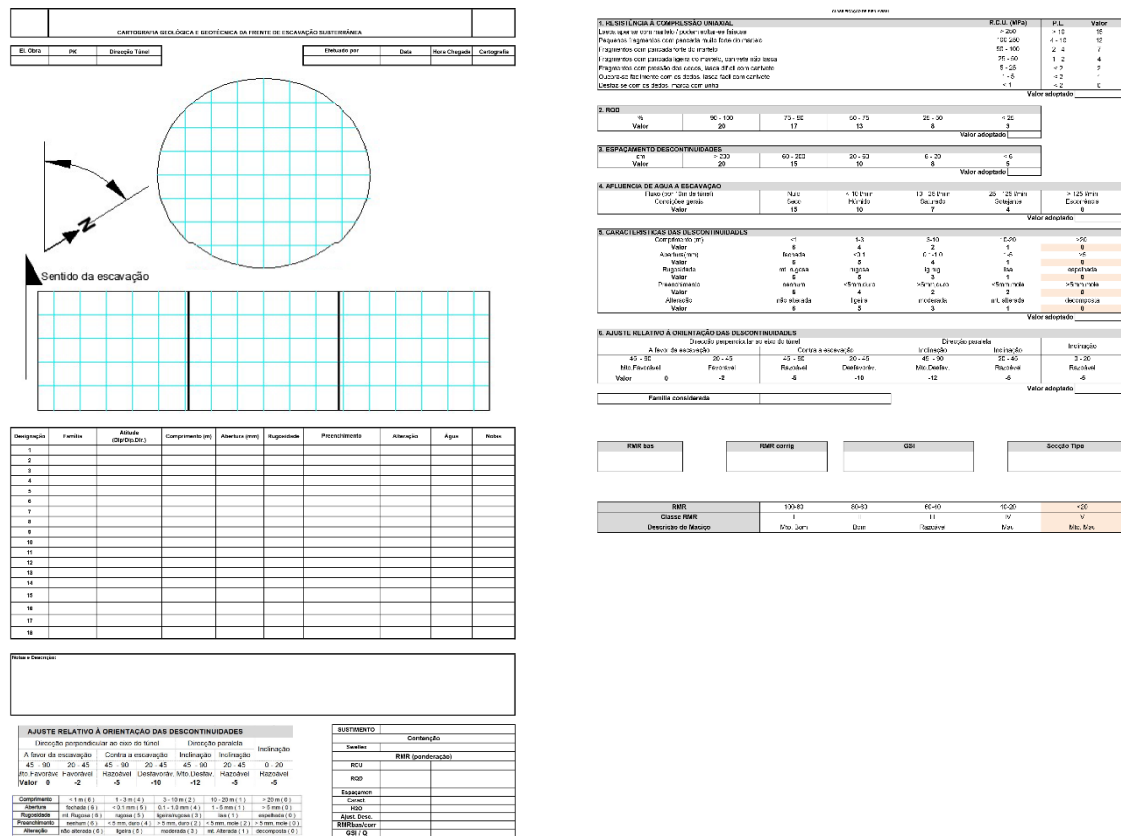


Figura 2. Ficha-tipo de levantamento geológico-geomecânico de campo de aplicação a uma frente de túnel (adaptado de Geoárea).

2.2. Ensaios geomecânicos in situ: Esclerómetro portátil

O esclerómetro portátil ou Martelo de Schmidt (Figura 3) é um equipamento para a realização de ensaios *in situ* ou em laboratório, desenvolvido em 1948, que permitiu de uma forma simples e não destrutiva, obter a resistência à compressão de elementos de betão (Schmidt, 1951). Posteriormente foi usado e adaptado para determinar a resistência de rochas e maciços rochosos (Katz et al., 2000; Aydin & Basu, 2005; ISRM, 2015).

O ensaio é realizado com um esclerómetro do tipo de *Schmidt*, que consiste após a preparação da superfície a ensaiar (desprovido a superfície rochosa de camadas de detritos ou películas, que possam desvirtuar, de alguma maneira, os resultados dos ensaios), em colocar a "ponteira de aço" de compressão perpendicular à superfície (sendo esta posição registada na folha de levantamento de campo) e aplicar-se pressão entre a "ponteira de aço" do aparelho e a superfície rochosa, que funciona comprimindo uma mola interior, que no fim do curso liberta repentinamente uma massa que choca com a extremidade interior, dando-se uma espécie de disparo/choque. O choque é

transferido à superfície a ensaiar, a qual reage provocando um ressalto (*Rebound, R*). Esta mesma “ponteira de aço” conduz o ressalto a uma massa móvel, que ao deslocar-se faz mover um ponteiro, visível no exterior do invólucro do aparelho, correspondendo ao ponto máximo de ressalto da massa (Oz, 2019). O resultado é um número adimensional (ISRM, 2015) considerado como o índice de dureza do material ensaiado (dureza de Schmidt) e que varia numa escala linear de 10 a 100 (graduada de 2 em 2 valores). Estes valores obtidos são alvo de um tratamento estatístico que, segundo as recomendações da ISRM (1981, 2015) em estudos práticos de geologia de engenharia ou de mecânica das rochas, deve-se selecionar os 5 valores mais altos das 10 medições retiradas da escala do aparelho, obtendo-se a média das medições (valor de referência ou índice esclerométrico) efetuadas em cada superfície.

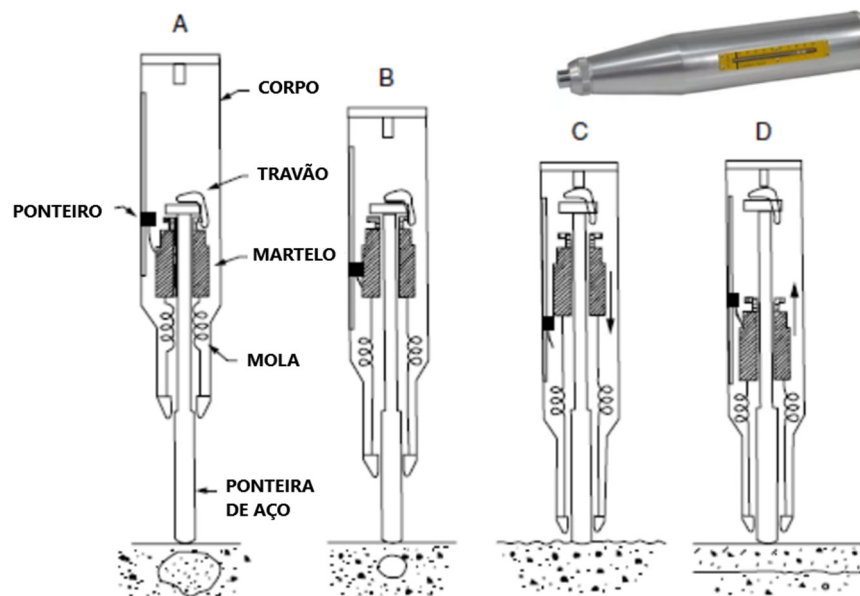


Figura 3. Esquema do uso de um esclerómetro (A: Aparelho pronto para o teste; B: Corpo impulsionado em direção ao objeto de teste; C: O martelo é solto; D: O martelo sofre reflexão) (adaptado de Malhotra & Carino, 2003).

A aplicação do valor de referência, da densidade da rocha e da orientação do martelo (ângulo entre o eixo longitudinal do esclerómetro e a superfície ensaiada) no ábaco de Miller (González de Vallejo & Ferrer, 2011; Oz, 2019) (Figura 4) permite converter a dureza de Schmidt em unidades de resistência do maciço em MPa, ou seja, obter o valor da resistência à compressão uniaxial (RCU) do material ensaiado. O ensaio é regulado pela norma ASTM D5873-14 e pela ISRM (2007 e 2015).

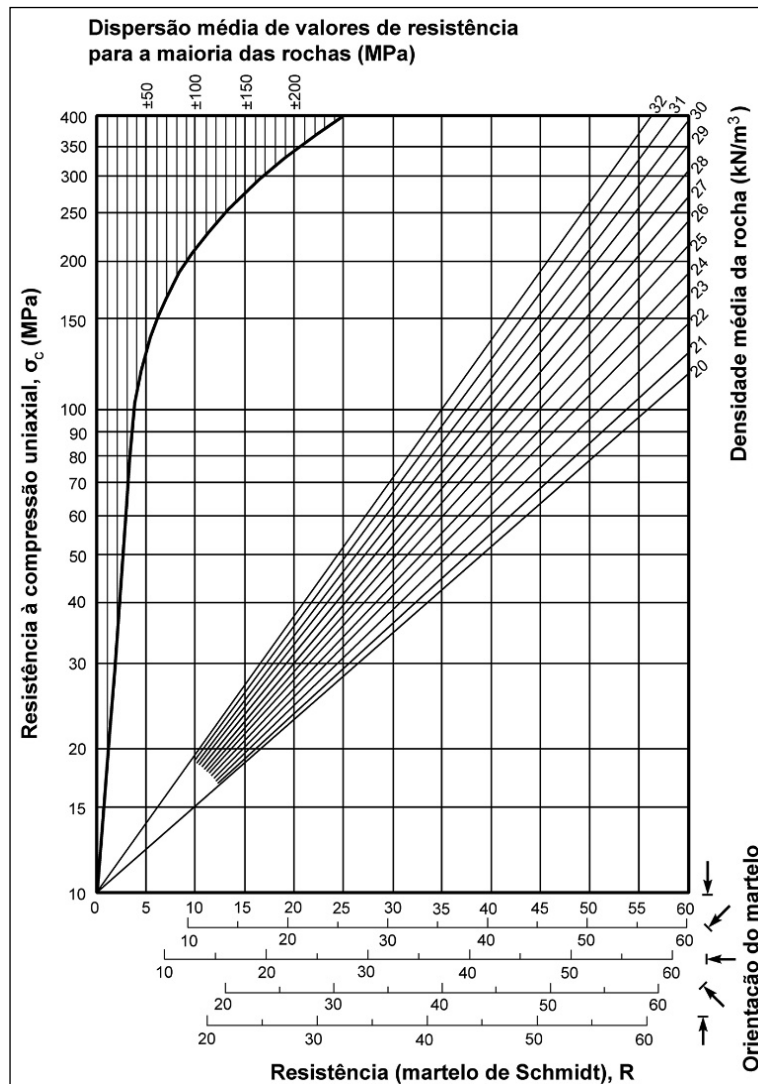


Figura 4. Ábaco de Miller para a obtenção da resistência à compressão uniaxial a partir da dureza de Schmidt (adaptado de González de Vallejo & Ferrer, 2011).

Recentemente, já estão disponíveis martelos de Schmidt digitais, nos quais são registadas todas as medições efetuadas, podendo apresentar os valores obtidos e suas médias no visor do aparelho. O tratamento estatístico destas medições poderá ser consultado no aparelho ou ser descarregado para um computador.

Segundo a ISRM (1981), os valores de resistência à compressão uniaxial são estruturadas em 5 classes com designação qualitativa conforme se apresenta no Quadro 2.

No acompanhamento técnico de obra, nem sempre é possível usar o esclerómetro portátil, face às condicionantes da obra. Nestes casos, pode-se recorrer ao *Point loas test* (ISRM, 1985; ASTM, 1995) ou até um método ainda mais expedito, o martelo de geólogo, seguindo as indicações da ISRM (1981) e de Marinós & Hoek (2001) (Quadro 3).

Quadro 2. Classificação da resistência à compressão uniaxial (ISRM, 1981).

Classificação	Designação	Resistência à compressão uniaxial (MPa)
S1	S1-2	Muito elevada
S2		Elevada
S3	S3	Média
S4	S4-5	Baixa
S5		Muito baixa

Quadro 3. Estimativa de Resistência à compressão uniaxial (R) da rocha intacta e grau de qualidade da rocha (adaptado de Marinos & Hoek, 2001)

Grau	Descrição	Resistência à compressão uniaxial (MPa)	Índice de carga pontual (MPa)	Características
R0	Extremamente branda	0,25-1	*	Marcada pela unha do polegar
R1	Muito branda	1-5	*	Fragmentada com pancadas firmes percutidas com a ponta do martelo de geólogo. Pode ser cortada com o canivete.
R2	Branda	5-25	*	Pode ser cortada, com dificuldades, por um canivete. Cortes superficiais obtidos com pancadas firmes percutidas com a ponta do martelo de geólogo.
R3	Medianamente resistente	25-50	1 - 2	Não pode ser raspada ou cortada com canivete. Podem-se obter fragmentos de rocha com uma pancada seca do martelo de geólogo
R4	Resistente	50-100	2 - 4	Podem-se obter fragmentos dando mais de uma pancada seca com o martelo de geólogo
R5	Muito resistente	100-250	4 - 10	Para se obterem fragmentos são necessárias várias pancadas com o martelo de geólogo
R6	Extremamente resistente	>250	>10	Apenas se obtêm lascas percutindo com o martelo de geólogo

* Rochas com resistências à compressão uniaxial abaixo de 25 MPa têm provavelmente resultados altamente ambíguos.

2.3. Cálculo do RQD – Rock Quality Designation

O conceito do RQD (*Rock Quality Designation*) foi desenvolvido em 1963 por Deere, baseando-se na medição de um testemunho de uma sondagem com recolha de amostra retirado do interior do maciço, no qual são contabilizados apenas os comprimentos dos trechos de rocha intacta com comprimento igual ou superiores a 100mm, presentes no comprimento total do testemunho de sondagem, aplicando-se a Equação 1 (Deere et al., 1967, 1988; Bieniawski, 1989):

$$RQD (\%) = 100 \times \frac{\Sigma \text{ fragmentos de dimensões } \geq a \text{ 100mm}}{\text{Comprimento total do testemunho de sondagem}} \quad \text{Equação 1}$$

A classificação entre os valores numéricos do RQD e a qualidade geral da rocha para fins de engenharia são os seguintes (Quadro 4):

Quadro 4. Correlação entre o índice RQD e a qualidade do maciço rochoso (adaptado de Deere, 1963, 1964; Deere et al., 1967, 1988, 1989).

RQD – Índice de qualidade da rocha (%)	Qualidade da rocha
<25 %	Muito fraca
25 – 50 %	Fraca
50 – 75 %	Razoável
75 – 90 %	Boa
90 – 100 %	Excelente

Quando não estão disponíveis testemunhos de sondagens que permitam o cálculo do RQD conforme definido por Deere (1963), é possível recorrer a outras metodologias, conforme as sugeridas por Palmström (1975, 2005) e por Priest (1993), recorrendo-se ao parâmetro da frequência das descontinuidades (λ), ou ao índice volumétrico das descontinuidades (J_v) (Quadro 5).

Quadro 5. Equações usadas para o cálculo do índice da qualidade da rocha (RQD), em que t é o “threshold” (Palmström, 1975, 2005; Priest, 1993).

Palmström (1975)	$J_v > 4,5 \rightarrow RQD(\%) = 115 - 3,3 \times J_v$	Equação 2
	$J_v \leq 4,5 \rightarrow RQD(\%) = 100$	Equação 3
Priest (1993)	$RQD_t = 100e^{-\lambda t} \times (\lambda t + 1)$	Equação 4
Palmström (2005)	$RQD(\%) = 110 - 2,5 \times J_v$	Equação 5

O índice volumétrico das descontinuidades (J_v) determina-se através da representação do número total de descontinuidades que intersectam a unidade de volume do maciço rochoso (ISRM, 1981) permitindo classificar o tamanho dos blocos (Quadro 6).

Quadro 6. Descrição do tamanho do bloco unitário segundo o Índice volumétrico (adaptado de ISRM, 1978).

Jv - Índice volumétrico	Descrição
< 1	Blocos muito grandes
1 - 3	Blocos grandes
3 - 10	Blocos médios
10 - 30	Blocos pequenos
30 - 60	Blocos muito pequenos
> 60	Rocha esmagada

Priest (1993) ainda apresenta uma outra forma de determinar o valor de RQD_t (RQD teórico), em função do espaçamento médio das descontinuidades usando um ábaco, conhecido como o “ábaco de Priest” (Figura 5).

Em geral, para a determinação do valor de RQD_t considera-se a linha de $t = 1.0m$ por forma a se obter uma classificação mais conservadora. Apenas se ajusta a outras curvas do ábaco se os dados do espaçamento forem estatisticamente representativos e o intervalo de confiança cumpre $95\% \geq 0.1m$ (Priest, 1993).

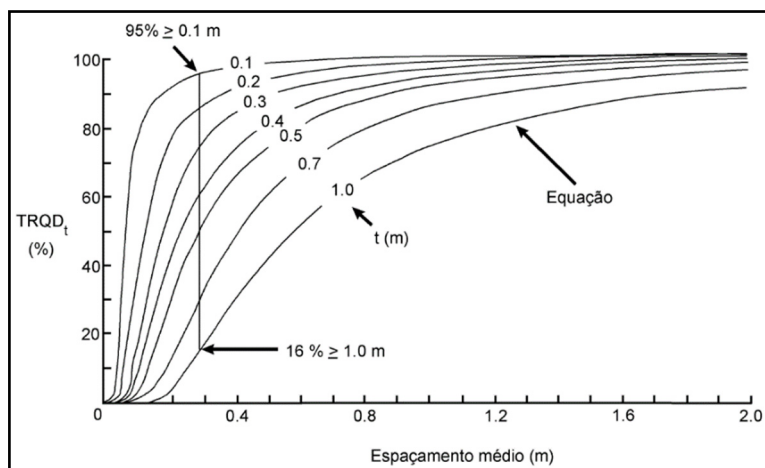


Figura 5. Ábaco para a determinação do RQD_t através do espaçamento médio das descontinuidades, em que t é o “threshold”, ou seja, o valor limiar do RQD (adaptado de Priest, 1993).

2.4. Ensaios geomecânicos laboratoriais: *Slake Durability Test (SDT)*

Inicialmente o *Slake Durability Test* foi desenvolvido para estudar o comportamento de materiais argilo-xistentos (Gamble, 1971; Franklin et al., 1972, Franklin, 1974, Ferreira et al., 2006, Celada & Bieniawski, 2020).

Segundo Sharma et al. (2011), a durabilidade é um parâmetro de engenharia importante para todos os litótipos que pertencem ao grupo de rochas fracas. No entanto, segundo Franklin & Chandra (1972), o termo durabilidade pode ser usado no contexto da mecânica das rochas, para representar a resistência ao enfraquecimento e desintegração resultante de ciclos padrão de secagem e humedecimento.

O *Slake Durability Test* foi proposto por Franklin et al. (1972) como um método possível para se obter a alterabilidade da rocha intacta (Figura 6 e Quadro 7).

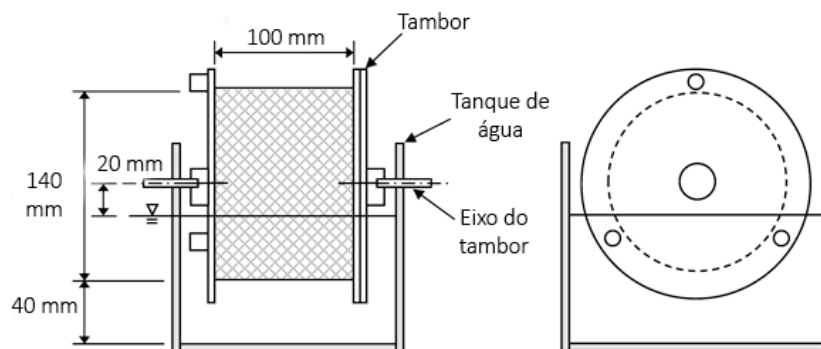


Figura 6. Dimensões do equipamento para execução do *Slake Durability Test* (adaptado de Franklin & Chandra, 1972).

Em 1990, o SDT ou *Slake Durability Index (SDI)* é aceite pela American Society for Testing and Materials [ASTM D 4644-87] e posteriormente é abrangido pela ISRM (1979, 1981 e 2007) (Ankara et al., 2016; Fereidooni et al., 2018).

Quadro 7. Classificação do *Slake Durability Index* (adaptado de Franklin & Chandra, 1972).

Slake Durability Id (%)	Classificação
0 – 25	Muito baixa
25 - 50	Baixa
50 - 75	Média
75 - 90	Alta
90 - 95	Muito alta
95 - 100	Extremamente alta

Resumidamente, o ensaio é realizado com uma amostra, com um peso total de 450-550g, dividida em 10 fragmentos de dimensões semelhantes (40-60g), submetidos a ciclos de humedecimento e secagem. O humedecimento começa pela colocação dos fragmentos num tambor semi-submerso em água que roda com 20rpm (rotações por minuto) durante 10 minutos e posteriormente sujeitos à secagem num forno a 105°C, procedendo-se à sua pesagem nas várias fases dos ciclos e calculada a percentagem de massa perdida em relação à massa inicial. O seu procedimento consiste em [ASTM D 4644-87]:

- i) Preencher o formulário com os dados iniciais da amostra;
- ii) Colocar os fragmentos da amostra no tambor;
- iii) Pesar o tambor que contém os fragmentos da amostra;
- iv) Secar o tambor com os fragmentos de amostra no forno durante 16 horas. Deixar a amostra e o tambor arrefecerem até uma temperatura ambiente durante 20 minutos e pesá-los novamente;
- v) Calcular o teor de água em percentagem(Equação 6);
- vi) Colocar o tambor na máquina;
- vii) Encher a calha/tanque com água destilada à temperatura ambiente até 20mm (0,8 polegadas), abaixo do eixo do tambor;
- viii) Rodar o tambor a 20 rpm por um período de 10 minutos;
- ix) Registrar a temperatura da água no início e no final do teste;
- x) Retirar o tambor da calha e a tampa do tambor imediatamente após o período de rotação ter terminado e secar o tambor e a amostra, mantendo-os no forno por 16 horas a 105°C;

-
- xi) Após o arrefecimento, pesar o tambor e a amostra para obter a massa seca para o segundo ciclo;
 - xii) Repetir os itens v) a ix), e depois pesar o tambor e recolher novamente a amostra para obter a massa final;
 - xiii) Limpar o tambor e pesá-lo para obter a sua massa;
 - xiv) Armazenar a amostra após o teste;
 - xv) Registrar que tipo de amostra é após o teste (Tipo I, II ou III, conforme descrito em ASTM (Método D 4644-87 no Apêndice 1).

Para calcular o teor de água natural aplica-se a Equação 6:

$$w = \frac{A - B}{B - C} \times 100 \quad \text{Equação 6}$$

Onde:

- w: é a percentagem do teor de água
- A: massa do tambor mais a amostra com o teor de humidade natural (g)
- B: massa do tambor mais a amostra seca em estufa antes do primeiro ciclo (g)
- C: massa do tambor (g)

Para se obter o *Slake Durability Index* (segundo ciclo, I_{d2}) utiliza-se a Equação 7:

$$I_{d2} = \frac{w_f - C}{B - C} \times 100 \quad \text{Equação 7}$$

Onde:

- w_f : massa do tambor mais a amostra seca em estufa retida após o segundo ciclo (g)
- C: massa do tambor (g)
- B: massa do tambor mais a amostra seca em estufa antes do primeiro ciclo (g)

Segundo Ankara et al. (2016), o SDI tornou-se num importante parâmetro de engenharia e é amplamente utilizado, segundo a literatura, para determinar a durabilidade das rochas, especialmente rochas brandas e com argila.

Celada & Bieniawski (2020) propõem uma classificação da durabilidade da rocha na presença de água em função do SDT (Quadro 8).

Quadro 8. Estimativa da durabilidade da rocha na presença de água a partir do SDT (adaptado de Celada & Bieniawski, 2020).

Durabilidade da rocha na presença de água	Em 1 ciclo de 10 minutos	Em 2 ciclos de 10 minutos
Muito alta	< 1	< 2
Alta	1 – 2	2 – 5
Média	2 – 15	5 – 40
Baixa	15 – 40	40 – 70
Muito baixa	> 40	> 70

Dada à sua relevância em mecânica das rochas, foram realizados estudos com o intuito de estabelecer correlações entre o valor de SDI e as mais diversas propriedades geomecânicas da rocha, tal como a durabilidade da rocha, a resistência, a composição do mineral e o grau de alteração da rocha (Ankara et al., 2016). Assim, apresentam-se no Quadro 9 algumas destas correlações, com preferência às que interagem com os parâmetros de resistência da rocha.

Quadro 9. Quadro-síntese com algumas das correlações entre I_{d2} e outros parâmetros geomecânicos (nomeadamente, resistência à compressão uniaial da rocha (RCU)) propostos por diversos autores.

Referência	Características das amostras	Grau de confiança	Correlação	Equação
Koncagül et al., 1999	Ardósias cinzentas e vermelhas	$R^2 = 0,39$	$RCU = 658I_{d2} + 908$	Equação 8
		$R = 0,63$	$I_{d2} = 1,52 RCU - 13,80$	Equação 9
Parish & Borden, 2001	Meta-argilitos	$R^2 = 0,55$	$I_{d2} = -1^{-0.7} RCU^2 + 0,005 RCU + 62,45$	Equação 10
Sharma et al., 2011	Granito, Basalto, Andesito, Arenito, Quartzito.	$R^2 = 0,79$	$I_{d2} = 0,0491R + 95,6$	Equação 11
Andrade & Saraiva, 2010	12 amostras de Filito	$R = 0,85$	$RCU_a = 0,001e^{0,11I_{d2}}$	Equação 12
Andrade & Saraiva, 2010	8 amostras de Metagrauvaque	$R = 0,82$	$RCU = 0,03e^{0,08I_{d2}}$	Equação 13

Quadro 9. Quadro-síntese com algumas das correlações entre I_{d2} e outros parâmetros geomecânicos (nomeadamente, resistência da rocha) propostos por diversos autores. (Continuação).

Referência	Características das amostras	Grau de confiança	Correlação	Equação
Yagiz, 2010	Rochas carbonatadas	R= 0,94	$RCU = 29,63I_{d4} - 2858$	Equação 14
		R= 0,97	$I_{d4} = 2.129I_{d1} - 112,98$	Equação 15
		R= 0,99	$I_{d2} = 1.430I_{d1} - 42,97$	Equação 16
Ahmad et al., 2017	45 amostras de Basalto, Granito, Gabro, Diorito, Arenito, Calcário, Dolomito, Quartzito, Xisto, Filito e Anfibolito	R ² = 0,73	$I_{d2} = 0,6987PLI + 93,05$	Equação 17
Fereidooni et al., 2018	Travertino	R ² = 0,92	$I_{d2} = 0,07RCU + 96,62$	Equação 18

RCU: Resistência à compressão uniaxial / RCUa: Ensaio de resistência à compressão uniaxial realizado perpendicularmente à xistosidade.

I_{d1} : Slake Durability Index com 1 ciclo. / I_{d2} : Slake Durability Index com 2 ciclos. / I_{d4} : Slake Durability Index com 4 ciclos.

R: Rebound - Valor do ressalto do ensaio do martelo de Schmidt.

PLI: Point load index

No Quadro 10 é apresentada a relação entre o grau de alteração (W) de granitos com o I_{d2} segundo Ferreira et al. (2006).

Quadro 10. Classificação do Slake Durability Index com 2 ciclos (Gamble, 1971) e a relação com o grau de alteração de granitos (adaptado de Ferreira et al., 2006).

Grau de Alteração (W)	Slake Durability I_{d2} (%)	Classificação
-	< 30	Muito baixa
-	30 - 60	Baixa
W4	60 - 85	Média
W3	85 - 95	Médio a alta
W2	95 - 98	Alta
W1	> 98	Muito alta

2.5. Ensaios geomecânicos laboratoriais: Ensaio de imersão de amostras numa solução de etilenoglicol

Broch (1996) identificou, no decurso de um projeto hidroelétrico em Lesotho (África do Sul), a degradação produzida pela água em amostras de basalto, imergindo as amostras numa solução de etilenoglicol, um anticongelante usado nos radiadores dos carros. Posteriormente, Paige-Green (2008) revê este ensaio, e Carter et al. (2010) modifica-o (Celada & Bieniawski, 2020).

Assim, Celada & Bieniawski (2020), com o intuito de encurtar o tempo de realização do ensaio de 30 dias para 24 horas, propõem uma nova metodologia. Esta consiste na imersão de apenas cinco fragmentos de rocha com a humidade *in situ* e um comprimento de cerca de 3 cm numa solução de etilenoglicol, em vez das 40 amostras, com aproximadamente 2,5 cm de diâmetro, como definido por Carter et al. (2010). Estes autores propõem, ainda, um critério de alterabilidade diferente do apresentado por Piaggio (2015) (Quadro 11), passando este, a ter descrito o estado de alteração das amostras ao final de 4 períodos de tempo (1, 8, 16 e 24 horas) (Quadro 12), com atribuição de valores aplicáveis diretamente ao RMR₁₄.

Quadro 11. Critério de alterabilidade (adaptado de Piaggio, 2015).

Estado das amostras após 30 dias imergidas em etilenoglicol	Grau de Alterabilidade
Não é observado desintegração ou alteração no peso.	0
Pequenas fissuras superficiais.	1
As amostras estão partidas em 2 ou 3 partes; não é possível pesar todas as amostras.	2
As amostras estão desintegradas e não é possível pesá-las.	3

Quadro 12. Critério para avaliar o comportamento de amostras imergidas em etilenoglicol (adaptado de Celada & Bieniawski, 2020).

Comportamento das amostras após a imersão de 5 fragmentos de rocha em etilenoglicol	Valores
A rocha desintegra-se em alguns minutos	0
A rocha desintegra-se parcialmente após 8 horas.	1
A rocha apresenta-se suavizada superficialmente após 16 horas.	4
A rocha altera-se após 24 horas.	10

2.6. Estimativa do estado de tensões *in situ* – variação de K_0 com a profundidade

Idealmente a tensão sob a superfície da Terra deve-se, na sua maioria, aos efeitos litostáticos. Contudo, a história geológica indica que os efeitos geológicos podem ter atuado, alterando substancialmente o estado de tensão ideal (Celada & Bieniawski, 2020).

Para o cálculo de K_0 Celada & Bieniawski (2020) apresentam 3 equações, tendo sido a primeira destas (Equação 19) proposta por Sheorey (1994) (Figura 7), a qual se baseia na distribuição de tensões (K_0) com a profundidade exposta por Hoek & Brown (1980b) (Figura 8).

$$K_0 = 0,25 + 7 \times E_h \left(0,001 + \frac{1}{h} \right) \quad \text{Equação 19}$$

Onde:

- E_h é a média dos módulos de deformabilidade do maciço rochoso, medidos na direção horizontal e expressa em GPa;
- h é a profundidade em metros (m).

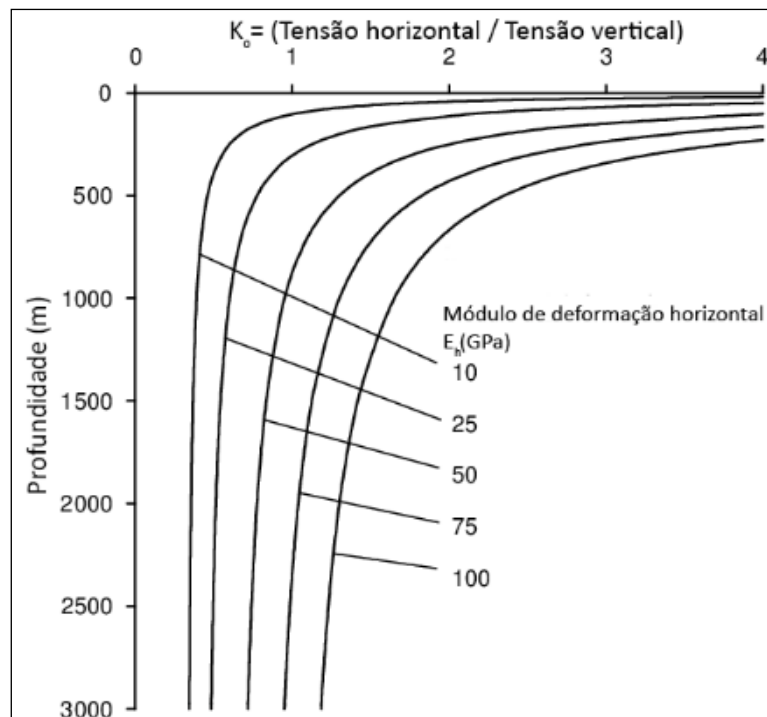


Figura 7. Variação do K_0 com a profundidade (adaptado de Sheorey, 1994).

De acordo com Celada & Bieniawski (2020), pode dizer-se que até uma profundidade de 500 m o K_0 é claramente maior que 1, enquanto que para profundidades entre 500 e 1000m os valores de K_0 estão entre 0,5 a 2,0. Contudo, deve-se ter presente que muitos dos registos *in situ* da Figura 8

foram realizados em lugares particulares, o que poderá não ser representativo da generalidade dos casos.

Com base na Equação 19, é possível projetar a relação “ K_0 vs Profundidades” para os diferentes módulos de deformabilidade, como se observa na Figura 9. Segundo Pei et al. (2016), esta figura também mostra as linhas de limite mínimo e máximo de Hoek & Brown (1980b), bem como as propostas por González de Vallejo & Hijazo (2008). Pode observar-se que as linhas de limite máximo ou mínimo são geralmente semelhantes, com menos dispersão de dados para profundidades superiores a 1000 m. A curva obtida pelo modelo de Sheorey é um bom ajuste médio aos dados medidos. Portanto, é razoável aplicar o modelo para estimar a tensão *in situ*.

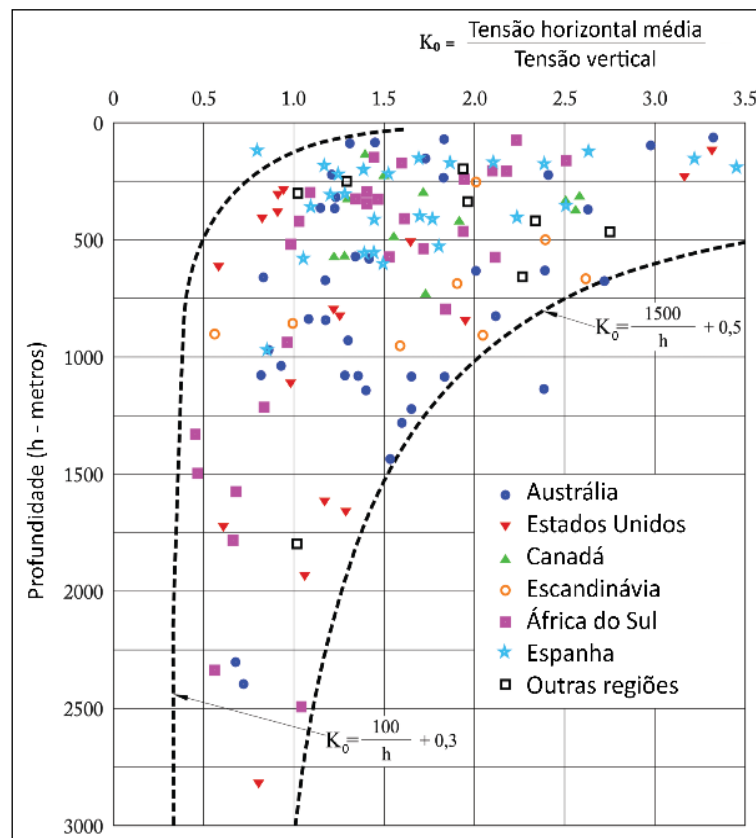


Figura 8. Alterações do K_0 com a profundidade (adaptado de Hoek & Brown, 1980b)

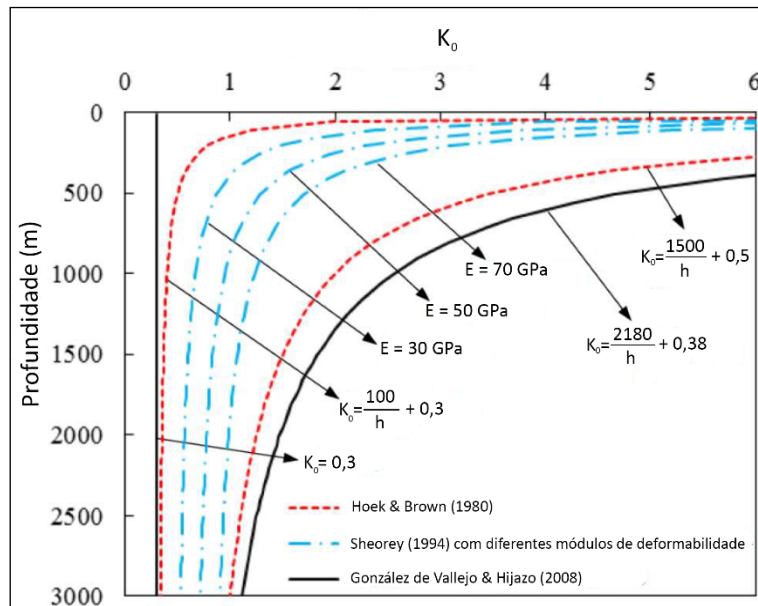


Figura 9. Comparação da relação da tensão *in situ* (K_0) obtida através do modelo de Sheorey (1994) com os dados de campo publicados por Hoek & Brown (1980b) e por González de Vallejo & Hijazo (2008).

Para Celada & Bieniawsky (2020), em geral, a relação do principal campo de tensões K_{0L} pode ser estimada considerando 4 fatores: a pressão litostática, os efeitos tectônicos, os efeitos da erosão, e os efeitos da topografia. O campo de tensões K_{0L} , em superfícies normalmente estratificadas e exclusivamente expostas a efeitos litostáticos, pode ser calculado pela Equação 20:

$$K_{0L} = \frac{\nu}{1 - \nu} \quad \text{Equação 20}$$

Sendo ν o coeficiente de *Poisson* do terreno.

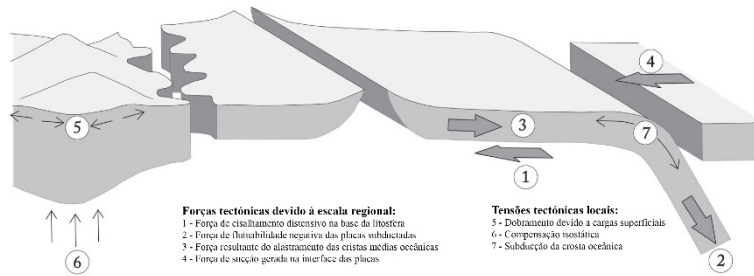
Segundo Celada & Bieniawsky (2020) para valores de $\nu=0,25$ resulta num $K_{0L}=0,33$ e para $\nu=0,35$ num $K_{0L}=0,54$, valores, que no geral, são um pouco baixos, o que conduziu à sugestão de uma outra equação para se estimar o valor de K_0 (Equação 21):

$$K_0 = \frac{\nu}{1 - \nu} + \Delta K_{0TE} + \Delta K_{0TO} + \Delta K_{0ER} \quad \text{Equação 21}$$

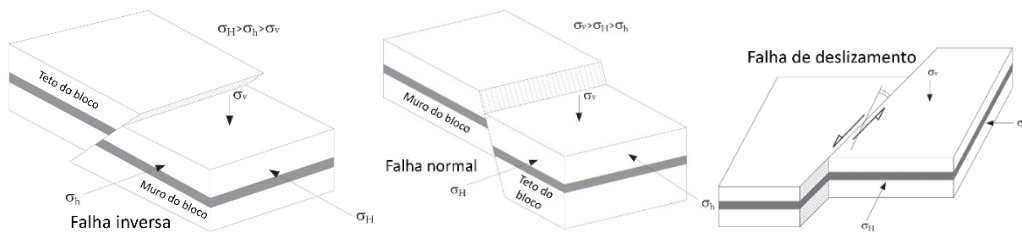
Onde ΔK_{0TE} , ΔK_{0TO} , ΔK_{0ER} , são possíveis incrementos de K_0 devidos aos efeitos tectônicos, topográficos e da erosão, respetivamente (Quadro 13).

Quadro 13. Ilustrações dos efeitos tectónicos, topográficos e erosivos (adaptado de Goodman, 1989; Zoback et al., 1989; Celada & Bieniawski, 2020).

Efeitos da tectónica

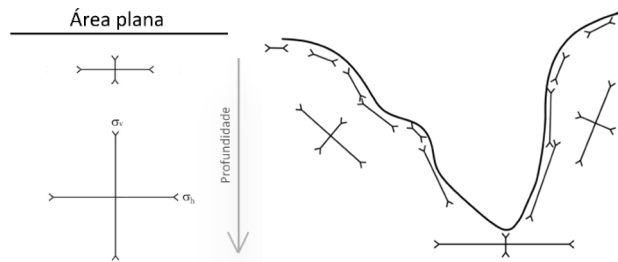


Campo de tensões devido ao movimento relativo de duas placas tectónicas (adaptado de Zoback et al. 1989)



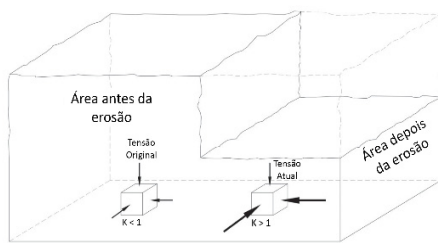
Estado de tensões em falhas normais, inversas e de cisalhamento (adaptado de Zoback et al 1989)

Efeitos da topografia

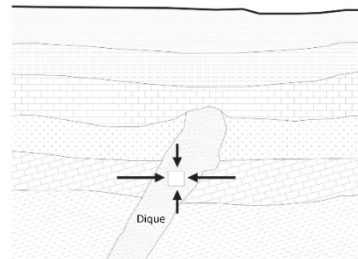


Influência topográfica no estado de tensões (adaptado de Goodman, 1989)

Efeitos da erosão



Efeitos da erosão no estado de tensões *in situ* (adaptado de Celada & Bieniawski, 2020)



Efeitos da intrusão de um dique no estado de tensões de terrenos estratificados (adaptado de Celada & Bieniawski, 2020)

2.7. Avaliação do comportamento elástico - ICE

Bieniawski et al. (2011) propuseram o Índice do Comportamento Elástico – ICE (*Index of Elastic Behavior*) para avaliar o comportamento elástico do terreno quando se escava uma estrutura subterrânea, o qual é possível obter através de duas equações, nomeadamente a Equação 22 e Equação 23:

$$\text{Para } K_0 < 1 \quad ICE = \frac{3704 \times \sigma_{ci} \times e^{\frac{RMR|_{14c} - 100}{24}}}{(3 - K_0) \times H} \times f \quad \text{Equação 22}$$

$$\text{Para } K_0 \geq 1 \quad ICE = \frac{3704 \times \sigma_{ci} \times e^{\frac{RMR|_{14c} - 100}{24}}}{(3K_0 - 1) \times H} \times f \quad \text{Equação 23}$$

Onde:

- K_0 , é o coeficiente natural de distribuição de tensões;
- σ_{ci} , é a resistência de compressão uniaxial da rocha intacta (MPa);
- $RMR|_{14c}$, é o *Rock Mass Rating corrigido* ($RMR|_{14b}$) com a orientação das descontinuidades (F_0);
- h , é o recobrimento a partir da abóbada do túnel (m);
- f , é o fator de forma, que segue os parâmetros do Quadro 14.

Quadro 14. Valores de f (fator da forma do túnel) para o cálculo do ICE para escavações subterrâneas (adaptado de Celada et al., 2014; Celada & Bieniawski, 2020)

Escavação subterrânea	f
Túnel circular, $\phi = 6$ m	1,30
Túnel circular, $\phi = 10$ m	1,00
Túnel convencional, 14 m de largura	0,75
Cavernas com 25m de largura e 60 m de altura	0,55

Segundo Celada & Bieniawski (2020), o ICE foi definido de forma que o valor 100 correspondesse ao limite da escavação elástico-plástica. Contudo, como este índice abrange parâmetros com alguma incerteza, considera-se que uma escavação terá um comportamento entre o limite elástico e o plástico se o respetivo valor de ICE estiver na faixa de 70-130. Os critérios usados para classificar a resposta tensão-deformação de um túnel em função do seu ICE são expostos no Quadro 15.

Quadro 15. ICE *versus* comportamento tensão-deformação (adaptado de Celada et al., 2014)

ICE	Comportamento tensão – deformação
<130	Completamente elástico
70 - 130	Elástico com incipiente plastificação
40 - 69	Moderadamente plástico
15 - 39	Intensamente plástico
<15	Totalmente plástico

Celada & Bieniawski (2020) concluem que o ICE pode ser calculado rapidamente, usando os parâmetros básicos que definem o comportamento tensão-deformação do terreno, fornecendo uma estimativa eficiente das dificuldades da construção do túnel.

2.8. Ferramentas geo-informáticas

Como já referido anteriormente, no acompanhamento técnico de obra é realizado um levantamento das características das discontinuidades cartografadas, que são compiladas em bases de dados dinâmicas, no caso desta obra em MS. Excel desenvolvidas pela empresa Geoárea (Figura 10 e Figura 11). Também se recorreu ao programa geo-informático Dips da Rocscience (Figura 12), que permite um tratamento estatístico, com o objetivo de definir as orientações principais das famílias de discontinuidades e propriedades destas mais relevantes, que levam a uma análise geoestrutural e, conseqüentemente, à análise e interpretação dos dados geológicos, geotécnicos e geomecânicos com o objetivo da elaboração da proposta de um zonamento geotécnico-geomecânico.

PK INICIAL	PK FINAL	AVANÇO	FAMILIAS DE DESCONTINUIDADES												RMR - BIENIAWSKI																	Litologia							
			J1		J2		J3		J4		Parâmetros do maciço								Características das Descontinuidades									RMR											
			Dip.	Dip. Dir.	Dip.	Dip. Dir.	Dip.	Dip. Dir.	Dip.	Dip. Dir.	R.C.U. (MPa)	R.Q.D. (%)	Espaço. Descont. (mm)	fpo	Água	fpo	Comp. (m)	fpo	Abert. (mm)	fpo	Rugos.	fpo	Preench.	fpo	Alter.	fpo	Total Fpo	Orientação desc.	Orientação	fpo	Família considerada		RMR 89b	RMR 89					
0.00	2.30	2.30	84	295	72	155	83	244				20	5	120	9	90	18	450	12	Seca	14	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	< 5 mm mole	2	Ligeira	5	16	Mto. Desfav.	Perp./Contra/200-45º	-12	J1	69	57	Gr
2.30	6.53	4.23	84	295	72	155	85	260				20	5	120	9	90	18	450	12	Seca	14	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	< 5 mm mole	2	Ligeira	5	16	Mto. Desfav.	Perp./Contra/200-45º	-12	J1	69	57	Gr
6.53	10.80	4.27	84	164	87	200	74	314				48	228	120	9	90	18	450	12	Seca	14	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	< 5 mm duro	4	Ligeira	5	18	Raz.	Perp./Contra/200-45º	-5	J1	71	66	Gr
10.80	15.00	4.20	84	164	87	200	70	305				48	228	120	9	90	18	450	12	Seca	14	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	< 5 mm duro	4	Ligeira	5	18	Raz.	Perp./Contra/200-45º	-5	J1	71	66	Gr
15.00	19.36	4.36	84	164	87	200	46	163				48	228	120	9	90	18	450	12	Seca	14	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	< 5 mm duro	4	Ligeira	5	18	Raz.	Perp./Contra/200-45º	-5	J1	71	66	Gr
19.36	22.57	3.01	84	164	87	200	46	163				48	228	120	9	90	18	450	12	Seca	14	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	< 5 mm duro	4	Ligeira	5	18	Raz.	Perp./Contra/200-45º	-5	J1	71	66	Gr
22.57	25.16	2.79	79	295	70	100	90	180				10	187	120	9	90	18	500	12	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	75	63	Gr
25.16	30.07	4.91	90	309	20	60						90	3	120	9	100	20	600	12	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	77	65	Gr
30.07	40.15	10.08	88	109	90	186						40	228	90	8	85	17	600	12	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	< 5 mm duro	4	Não alterada	6	19	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	71	59	Gr
40.15	42.53	2.38	89	95	89	317						10	132	120	9	100	20	400	11	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	76	64	Gr
42.53	45.82	3.29	81	265	89	122						44	62	120	9	100	20	400	11	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	76	64	Gr
45.81	50.30	4.49	86	294	80	178						0	180	120	9	100	20	600	12	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	77	65	Gr
50.30	54.50	4.20	76	260	70	180						87	300	120	9	100	20	600	12	Seca	14	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	76	64	Gr
54.50	58.66	4.16	80	290	61	144						76	226	120	9	100	20	600	12	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	77	65	Gr
58.66	62.87	4.21	83	65	84	138						80	208	120	9	95	19	500	12	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	76	64	Gr
62.87	67.00	4.13	90	282	89	232						19	305	120	9	80	16	400	11	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	72	60	Gr
67.00	71.52	4.52	89	91	86	180	40	100				45	170	120	9	80	16	400	11	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	72	60	Gr
71.52	75.00	3.48	83	255	81	182	70	265				87	110	120	9	80	16	400	11	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	72	60	Gr
75.00	79.69	4.69	85	104	83	169						45	335	110	9	75	15	200	9	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	69	57	Gr
79.69	83.20	3.51	78	176	88	320						90	280	110	9	80	16	300	10	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	71	59	Gr
83.20	86.68	3.48	88	101	59	170						5	75	110	9	80	16	300	10	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	71	59	Gr
86.68	90.65	3.97	61	163	88	288						10	15	110	9	80	16	300	10	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	74	62	Gr
90.65	94.00	3.35	84	115	71	178						70	286	110	9	80	16	300	10	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	71	59	Gr
94.00	98.00	4.00	62	250	60	170						60	320	120	9	95	19	500	12	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	76	64	Gr
98.00	101.72	3.72	83	119	72	221						40	306	110	9	85	17	350	11	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	73	61	Gr
101.72	106.30	4.58	78	89	78	113						68	318	110	9	85	17	350	11	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	73	61	Gr
106.30	110.49	4.19	89	120	80	173						10	180	110	9	90	18	400	11	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	74	62	Gr
110.49	114.00	3.51	87	116	87	77						10	180	110	9	90	18	400	11	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	74	62	Gr
114.00	119.00	5.00	67	111	87	127						58	306	110	9	90	18	400	11	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	74	62	Gr
119.00	123.40	4.40	82	93	86	181						40	320	110	9	90	18	400	11	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	74	62	Gr
123.40	127.30	3.90	81	121	50	210						10	150	100	8	95	19	500	12	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Raz.	Paral./45º-90º	-5	J1	75	70	Gr
127.30	131.22	3.92	88	115	75	176						50	258	110	9	90	18	400	11	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Raz.	Paral./45º-90º	-5	J1	74	69	Gr
131.22	133.00	1.78	85	114	68	171						88	243	110	9	90	18	400	11	Seca	14	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	73	61	Gr
133.00	136.00	3.00	81	170	85	67						88	243	110	9	90	18	400	11	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J2	74	62	Gr
136.00	139.80	3.80	80	198	81	118						88	243	110	9	80	16	350	11	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J2	72	60	Gr
139.80	143.80	4.00	72	213	87	97						55	300	110	9	85	17	400	11	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	73	61	Gr
143.80	147.50	3.70	90	87	73	163						55	300	110	9	85	17	400	11	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	73	61	Gr
147.50	151.32	3.82	85	110	80	181						55	300	110	9	85	17	400	11	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	73	61	Gr
151.32	155.20	3.88	80	303	81	253						68	185	110	9	85	17	450	12	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum	6	Não alterada	6	21	Mto. Desfav.	Paral./45º-90º	-12	J1	74	62	Gr
155.20	159.20	4.00	89	126	56	276						68	185	110	9	85	17	450	12	Seca	15	3 - 10	2	0.1 - 1.0	4	6 - 8	3	Nenhum											

ID	PKInic.	PKFim	Local	Litologia	Inclinação	Dir. Incl.	Família	Paral./Perpend.	Favor/Contra	Classif. Orient.	Comp.(m)	Abert.(mm)	Rug.(JRC)	Rug.(Desc.)	Preench.	Natureza	Alteração	Água
1	0+040,16	0+042,53	F	Granito	87	300	J2	Paralela	Favor	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
2	0+040,16	0+042,53	F	Granito	85	320	J2	Paralela	Favor	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
3	0+040,16	0+042,53	F	Granito	90	320	J2	Paralela	Favor	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
4	0+040,16	0+042,53	A / F	Granito	90	90	J1	Paralela	Favor	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
5	0+040,16	0+042,53	A / F	Granito	85	100	J1	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
6	0+040,16	0+042,53	A / F	Granito	87	100	J1	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
7	0+040,16	0+042,53	A / F	Granito	85	100	J1	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
8	0+040,16	0+042,53	F	Granito	90	192	Esp	Perpendicular	Contra	Raz.	3 - 10	1 - 5	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
9	0+040,16	0+042,53	HD	Granito	80	260	J1	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	1 - 5	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
10	0+040,16	0+042,53	A / HD	Granito	45	220	Esp	Perpendicular	Contra	Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
11	0+040,16	0+042,53	A / HD	Granito	45	210	Esp	Perpendicular	Contra	Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
12	0+040,16	0+042,53	HE	Granito	85	150	J2	Perpendicular	Contra	Raz.	1 - 3	1 - 5	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
13	0+040,16	0+042,53	HE	Granito	85	150	J2	Perpendicular	Contra	Raz.	1 - 3	1 - 5	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
14	0+040,16	0+042,53	F / HE	Granito	84	300	J2	Paralela	Favor	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	> 5 mm duro	5cm Qz	Não alterada	Seca
15	0+040,16	0+042,53	F	Granito	90	140	J2	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	1 - 5	6 - 8	Lig. Rugosas	> 5 mm duro	5cm Qz	Não alterada	Seca
16	0+040,16	0+042,53	HE	Granito	10	130	Esp	Paralela	Contra	Raz.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
17	0+040,16	0+042,53	F	Granito	10	135	Esp	Paralela	Contra	Raz.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
18	0+040,16	0+042,53	A / F	Granito	85	100	Esp	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
19	0+042,53	0+045,82	F	Granito	80	265	J1	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	> 5 mm duro	5cm Aplito-peg.	Não alterada	Seca
20	0+042,53	0+045,82	F	Granito	80	265	J1	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	> 5 mm duro	5cm Aplito-peg.	Não alterada	Seca
21	0+042,53	0+045,82	F	Granito	80	265	J1	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
22	0+042,53	0+045,82	F	Granito	80	265	J1	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
23	0+042,53	0+045,82	F	Granito	80	265	J1	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
24	0+042,53	0+045,82	F	Granito	65	265	J1	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	> 5 mm duro	2cm Qz	Não alterada	Seca
25	0+042,53	0+045,82	F	Granito	44	62	Esp	Paralela	Favor	Raz.	1 - 3	0.1 - 1.0	8 - 10	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
26	0+042,53	0+045,82	F	Granito	44	62	Esp	Paralela	Favor	Raz.	1 - 3	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
27	0+042,53	0+045,82	F	Granito	44	62	Esp	Paralela	Favor	Raz.	1 - 3	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
28	0+042,53	0+045,82	F	Granito	70	108	J2	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	1 - 3	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
29	0+042,53	0+045,82	F / HE	Granito	80	265	J1	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	> 5 mm duro	5cm Aplito-peg.	Não alterada	Seca
30	0+042,53	0+045,82	A / HE	Granito	80	265	J1	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	> 5 mm duro	5cm Aplito-peg.	Não alterada	Seca
31	0+042,53	0+045,82	HE	Granito	80	230	Esp	Perpendicular	Contra	Raz.	1 - 3	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
32	0+042,53	0+045,82	A / HE	Granito	80	230	Esp	Perpendicular	Contra	Raz.	1 - 3	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
33	0+042,53	0+045,82	A	Granito	75	301	J2	Paralela	Favor	Mto. Desfav.	1 - 3	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
34	0+042,53	0+045,82	A	Granito	75	301	J2	Paralela	Favor	Mto. Desfav.	1 - 3	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
35	0+042,53	0+045,82	A / HD	Granito	90	126	J2	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
36	0+042,53	0+045,82	A / F / HD	Granito	90	265	J1	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
37	0+042,53	0+045,82	A / F / HD	Granito	90	265	J1	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
38	0+042,53	0+045,82	F	Granito	60	190	Esp	Perpendicular	Contra	Raz.	1 - 3	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
39	0+042,53	0+045,82	A / HD	Granito	90	126	J2	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
40	0+042,53	0+045,82	HD	Granito	90	190	Esp	Perpendicular	Contra	Raz.	1 - 3	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
41	0+042,53	0+045,82	F	Granito	75	130	J2	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
42	0+042,53	0+045,82	F	Granito	85	170	Esp	Perpendicular	Contra	Raz.	1 - 3	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
43	0+042,53	0+045,82	F	Granito	85	170	Esp	Perpendicular	Contra	Raz.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
44	0+030,07	0+025,16	F	Granito	90	150	J1	Perpendicular	Contra	Raz.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
45	0+030,07	0+025,16	F	Granito	90	300	J1	Paralela	Favor	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
46	0+030,07	0+025,16	F	Granito	90	140	J1	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
47	0+030,07	0+025,16	A / F	Granito	90	130	J1	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
48	0+030,07	0+025,16	A / F	Granito	90	130	J1	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
49	0+030,07	0+025,16	F	Granito	90	300	J1	Paralela	Favor	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca
50	0+030,07	0+025,16	F	Granito	85	260	J3	Paralela	Contra	Mto. Desfav.	3 - 10	0.1 - 1.0	6 - 8	Lig. Rugosas	Nenhum	-	Não alterada	Seca

Figura 11. Excerto da tabela resumo das características das descontinuidades recolhidas nos levantamentos geológico-geotécnicos das frentes de escavação do túnel (PKInic.: PK inicial; Dir.Inclin.: Direção da inclinação; Paral./Perpend.: Paralela/Perpendicular; Classif. Orient.: Classificação da orientação; Comp.: Comprimento; Abert.: Abertura; Rug. (JRC): Joint roughness coefficient; Rug. (Desc.): Descrição da Rugosidade; Preench.: Preenchimento; F: Frente; A: Abóbada; HD: Hastea direito; HE: Hasteal esquerdo; J1: Família 1; Esp: Esparça; Mto. Desfav.: Muito Desfavorável; Raz.: Raoável; Desfav.: Desfavorável; Lig. Rugosas: Ligeiramente Rugosas; Qz: Quartzo; Aplito-peg.: Aplito.pegmatito).

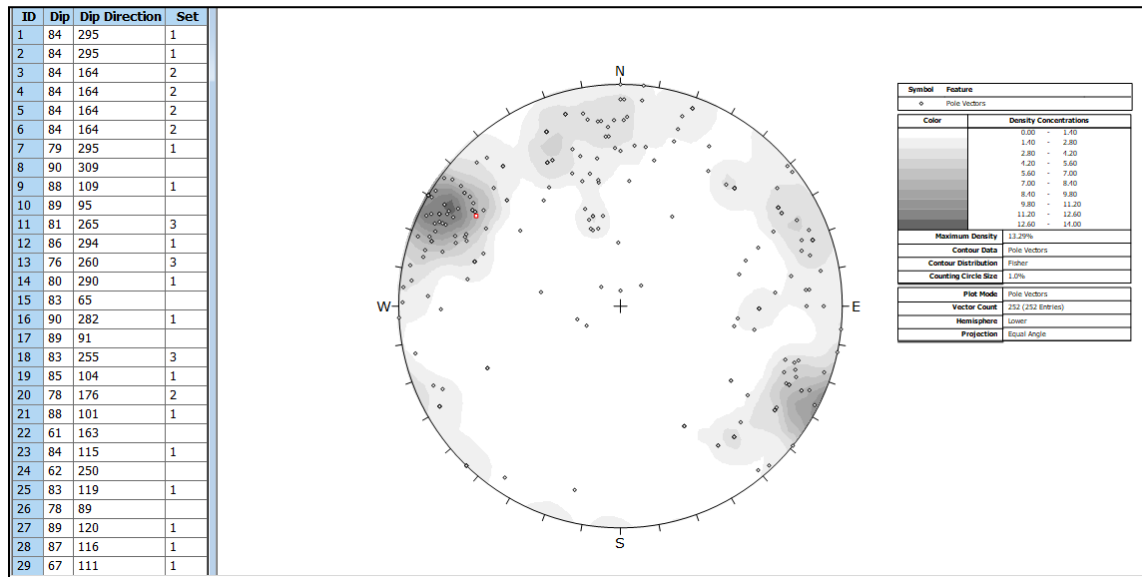


Figura 12. Exemplo do uso do programa geo-informático Dips (RocScience Inc.), ilustrando um diagrama de isodensidades de contorno estrutural.

3.

“ROCK MASS RATING SYSTEM” – RMR: BREVE RESENHA E SÍNTESE CRÍTICA

3. “Rock Mass Rating System” – RMR: Breve resenha e síntese crítica

3.1. Considerações Iniciais

O primeiro sistema formal de classificação geomecânica para túneis, foi proposto nos anos 40 do século XX por Karl von Terzaghi (Terzaghi, 1946), para túneis com suporte de aço. Este sistema teve em consideração três principais abordagens de projeto praticadas em minas e engenharia civil, para escavações em rocha (analítica, observacional e empírica) (Bieniawski, 1989).

Inicialmente, as classificações de maciços rochosos forneceram apenas o auxílio sistemático ao projeto num procedimento aleatório de "tentativa e erro". Ainda assim, e com o passar de alguns anos, as classificações de maciços rochosos não são consideradas a solução definitiva para os problemas de projeto, mas apenas um meio para atingir esse objetivo (Bieniawski, 1989).

Assim, e segundo Bieniawski (1989), as classificações de maciços rochosos foram desenvolvidas para criar alguma ordem nos procedimentos de investigação *in situ*, para fornecer os necessários auxílios ao projeto, e nunca substituir os estudos analíticos, as observações de campo e as medições, nem a apreciação da engenharia.

Nos anos de 1972-1973, Bieniawski (1973) afirmava que entre os muitos sistemas de classificação de rochas propostos até então, três requeriam uma menção especial, sendo estas as classificações de Terzaghi (1946), de Lauffer (1958) e de Deere (1964):

- A classificação de Terzaghi (1946), é basicamente aplicável a túneis com suportes de aço, não sendo tão adequado aos túneis com métodos modernos, onde se usam betão projetado e pregagens (Bieniawski, 1973; Celada & Bieniawski, 2020). Já Cecil (1970) observou que a classificação de Terzaghi (1946) era demasiado genérica para permitir uma avaliação objetiva da qualidade das rochas, não fornecendo informações quantitativas sobre as propriedades dos maciços rochosos (Bieniawski, 1973).
- A classificação de Lauffer (1958) possibilita a definição do tipo e quantidade do suporte em túneis, com a inserção do vão livre e do respetivo tempo de auto-sustimento, contudo, estes dois parâmetros são difíceis de estabelecer e exigem muita experiência (Bieniawski, 1973; Celada & Bieniawski, 2020).
- A classificação de Deere (1964), é uma abordagem prática e simples, que relaciona a *Rock Quality Designation* (RQD) ao suporte de túneis (Deere et al., 1970), bem como estimar a deformabilidade do maciço rochoso (Deere et al., 1967; Bieniawski, 1973).

A classificação geomecânica, *Rock Mass Rating System* ou *RMR system* [RMR] (Bieniawski, 1989) foi desenvolvida inicialmente no *South African Council of Scientific and Industrial Research* (CSIR) pelo Professor Z.T. Richard Bieniawski, entre os anos de 1972-73, com base em 49 experiências em túneis de pouca profundidade em rochas sedimentares (Kaiser et al., 1986; Bieniawski, 1989; Basarir et al., 2005; Cai et al., 2006), tornando-se um instrumento universalmente aceite na classificação geomecânica de terrenos, que permite um dimensionamento do suporte a ser usado no projeto e na construção de obras subterrâneas (Geocontrol, 2019).

Bieniawski (1989) confessa que o RMR não é uma classificação executada por si só, tem de ser usada concomitantemente com métodos observacionais e estudos analíticos, compatibilizando a lógica de projeto com os objetivos e a geologia do local.

Segundo Bieniawski (1989), o RMR pode ser preponderante no projeto, se empregado corretamente e para os fins a que se destina. Assim, os objetivos do RMR podem ser definidos como:

- i. identificar os parâmetros que influenciam o comportamento do maciço rochoso;
- ii. dividir os maciços rochosos em classes de qualidade variável e proporcionar a compreensão das suas características;
- iii. relacionar as condições rochosas presentes com experiências anteriores;
- iv. obter dados necessários ao projeto de engenharia;
- v. aprimorar a comunicação entre engenheiros e geólogos.

Os objetivos mencionados anteriormente permitem a melhoria da qualidade dos estudos locais, tendo como dados indispensáveis a recolha dos parâmetros da classificação, e com isto fornecer informações quantitativas para a delimitação do projeto, permitindo uma comunicação mais eficaz entre as especialidades que aqui colaboram (Bieniawski, 1989).

Bieniawski (1989) declarou que o RMR não deve ser considerado como um substituto de um projeto de engenharia, sendo esta classificação apenas uma parte (empírica) das três principais abordagens do projeto, na engenharia de maciços rochosos (empírica, observacional e analítica). Esta deve ser aplicada com inteligência e integrada com métodos de observação e análise para formulação de uma lógica global do projeto, compatível com os objetivos e com a geologia local. Assim, o RMR foi modificado ao longo dos anos à medida que os projetos que detinham os padrões e procedimentos internacionais se tornavam disponíveis.

Segundo Bieniawski (1989), apesar do RMR ter sido modificado várias vezes é importante esclarecer que as diferentes versões, apesar das suas alterações e extensões, permaneceram com os mesmos

princípios fundamentais, resultando no mesmo método básico e não devendo ser interpretadas como novos sistemas de classificações. Para evitar qualquer confusão, Bieniawski (1989) enumerou algumas das extensões que foram valiosas para novas aplicações, mas que ainda fazem parte do mesmo sistema global do RMR:

- i. aplicações mineiras, Laubscher (1977, 1984);
- ii. ripabilidade, Weaver (1975);
- iii. fundações rochosas, Bieniawski & Orr (1976);
- iv. minas em rocha dura, Kendorshi et al. (1983);
- v. minas de carvão, Unal (1983), Newman & Bieniawski (1986);
- vi. fundações de barragens, Serafim & Pereira (1983);
- vii. ambientes subterrâneos e geologia superficial, González de Vallejo (1983, 2003);
- viii. estabilidade de taludes, Romana (1985, 2003, 2015);
- ix. minas de carvão na Índia, Venkateswarlu (1986).

O RMR passou por várias evoluções substanciais (Quadro 16), que se podem resumir:

- em 1974 (Bieniawski, 1974b) os parâmetros foram reduzidos de 8 para 6;
- em 1975 (Bieniawski, 1975a) há uma redução do ajuste das classificações (orientação das descontinuidades vs direção do túnel, passa a ter um peso negativo) e dos requisitos de suporte recomendados;
- em 1976 (Bieniawski, 1976) os limites de classe foram modificados para múltiplos de pares de 20;
- em 1979 (Bieniawski, 1979) as descrições do maciço rochoso segundo ISRM (1978) foram adotadas (Basarir et al., 2005);
- em 1989 (Bieniawski, 1989) é feita uma nova revisão para refletir os dados de 351 casos reais em rochas duras e brandas, adquiridos até à data (Bieniawski, 1989; Cai et al., 2006), de túneis, cavernas, taludes e fundações. Esta edição coincide fundamentalmente com a de 1979.

Mais recentemente surgiram novas revisões: entre 1989 e 2011, os intervalos de valor começam em zero (Bieniawski, 2011b), em 2013 são eliminados os parâmetros do RQD e do Espaçamento das descontinuidades, inserindo-se o parâmetro da Densidade das descontinuidades (Lowson et al., 2013), e por último em 2014 os pesos e parâmetros das Condições das descontinuidades são

ajustados, é inserido o parâmetro de alterabilidade por humedecimento, como também são introduzidos dois novos fatores de correção F_e (método de escavação) e F_s (comportamento tensão-deformação) (Celada et al., 2014; Celada & Bieniawski, 2020).

Quadro 16. Critérios de caracterização nas diferentes versões do RMR (adaptado de Rehman et al., 2018a,b).

Parâmetros	RMR							
	1973	1974	1975	1979	1989	2011	2013	2014
Resistência à compressão uniaxial (MPa)	0 - 10	0 - 10	0 - 15	0 - 15	0 - 15	0 - 15	0 - 15	0 - 15
RQD (%)	3 - 16	3 - 20	3 - 20	3 - 20	3 - 20	0 - 20	-	-
Espaçamento das descontinuidades (m)	5 - 30	5 - 30	5 - 20	5 - 20	5 - 20	0 - 20	-	-
Densidade das descontinuidades (RQD + Espaçamento das descontinuidades)	-	-	-	-	-	-	0 - 40	0 - 40
Abertura das descontinuidades (mm)	1 - 5	-	-	-	-	-	-	-
Continuidade das descontinuidades (m)	0 - 5	-	-	-	-	-	-	-
Alteração	1 - 9	-	-	-	-	-	-	-
Condições das descontinuidades	-	0 - 15	0 - 25	0 - 30	0 - 30	0 - 30	0 - 30	0 - 20
Água subterrânea	2 - 10	2 - 10	0 - 10	0 - 15	0 - 15	0 - 15	0 - 15	0 - 15
Alterabilidade (%)	-	-	-	-	-	-	-	0 - 10
Fatores de ajuste	F_0	3 - 15	3 - 15	0 - (-12)	0 - (-12)	0 - (-12)	0 - (-12)	0 - (-12)
	F_e	-	-	-	-	-	-	1,00 - 1,32
	F_s	-	-	-	-	-	-	1,00- 1,30

Desta forma, e face às alterações referidas, é importante indicar qual é a versão usada quando os valores de RMR são citados (Bieniawski, 1989).

No seguinte subcapítulo 3.2. irá destacar-se e desenvolver as versões $RMR|_{73}$, $RMR|_{89}$ e $RMR|_{14}$. Isto porque o $RMR|_{73}$ é o começo e a base da classificação, o $RMR|_{89}$ é o RMR que mais se utiliza atualmente, em túneis escavados com recurso ao desmonte com explosivos e, por fim, $RMR|_{14}$ por ser a última versão publicada até à data e, conseqüentemente, ser o alvo principal do estudo aqui apresentado.

3.2. Principais versões do RMR: evolução histórica

3.2.1. RMR|₇₃

Bieniawski (1973) perante a necessidade de uma classificação adequada no campo da mecânica das rochas, propõe uma classificação de engenharia de maciços rochosos fraturados, denominada inicialmente de Classificação Geomecânica (*Geomechanics Classification*), fundada nos seguintes princípios:

- São incorporados os melhores aspetos dos sistemas de classificação utilizados anteriormente;
- É baseada nas propriedades dos materiais rochosos e maciços rochosos;
- É funcional, sendo aplicado na resolução de problemas práticos de engenharia;
- São implementadas terminologias padrão as quais são amplamente aceitáveis;
- É fornecido um sistema de valores de acordo com o peso relativo à importância dos vários parâmetros da classificação;
- As observações e os testes necessários para os fins da classificação são simples, rápidos e relevantes;
- É suficientemente abrangente para que a mesma rocha possa ter a mesma classificação, independentemente de como é usada;
- Há indicação da seleção do tipo de suporte a aplicar em túneis.

Entre 1972-1973, Z. T. Richard Bieniawski considerou que nenhum dos sistemas de classificação desenvolvidos até à data era totalmente satisfatório nos termos dos pré-requisitos mencionados anteriormente, embora alguns tivessem um potencial considerável. Assim, deparou-se com 3 tipos de classificações:

- Classificações que eram baseadas inteiramente nas características das rochas e não eram suficientemente práticas;
- Classificações que eram totalmente práticas, mas não eram de uso geral, pois não incluíam informações sobre as propriedades do maciço rochoso e só podiam ser aplicadas a um tipo de estrutura rochosa;
- Classificações novas que surgiam quando um novo grande projeto de engenharia civil estava em marcha.

Como resultado, a literatura mundial possui muitas informações sobre os méritos e deméritos relativos às várias classificações, onde as melhores características de cada uma se tornam visíveis com o acumular do seu uso em experiências práticas (Bieniawski, 1973).

Bieniawski (1989) deteta, igualmente, que algumas das classificações já aqui mencionadas enfatizam as características das discontinuidades, como também por vezes, desconsideram completamente as propriedades do material rocha, sendo isto questionável. Se as discontinuidades são muito espaçadas ou se a rocha intacta é fraca e alterada, as propriedades da rocha intacta podem influenciar fortemente o comportamento do maciço rochoso. De facto, as características de um maciço rochoso não podem ser separadas das características do material rocha (Figura 13).

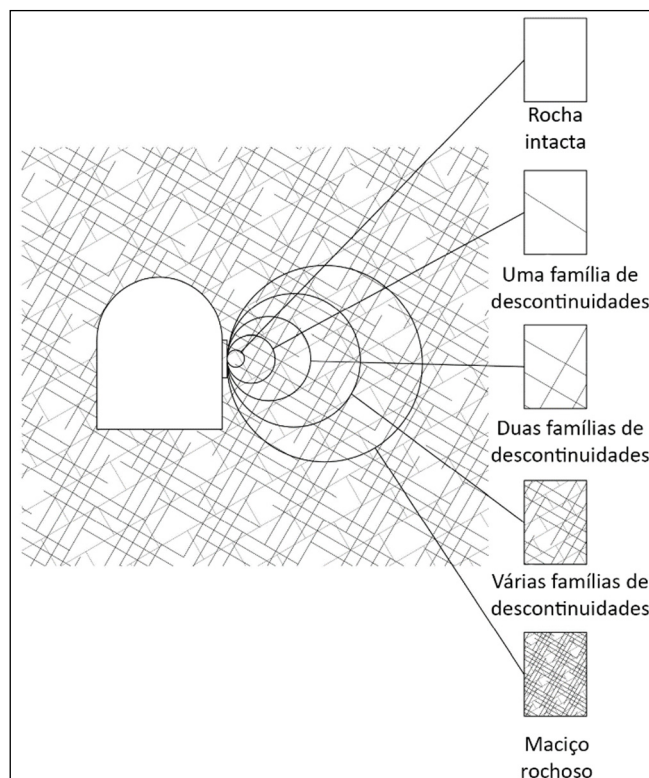


Figura 13. Diagrama idealizado para mostrar a transição de uma rocha intacta para um maciço rochoso fortemente fraturado, segundo Hoek & Brown (1980a,b).

Conforme indicado por Goodman & Duncan (1971), a geometria da rocha intacta é importante em relação ao comportamento do maciço e depende da geometria das discontinuidades. Por outro lado, as características das discontinuidades influenciam as propriedades do maciço rochoso. Consequentemente, o material da rocha intacta deve ser incluído nas classificações de maciços rochosos (Voight, 1968).

Em síntese, Bieniawski (1973, 1981) tinha presente que era preciso tentar combinar os melhores recursos de cada um dos vários sistemas de classificação, com o objetivo de prover uma classificação ampla que atenda às aplicações mais práticas e que, acima de tudo, garanta uma comunicação eficaz entre o engenheiro e o geólogo, e/ou entre o projetista e o empreiteiro. Assim, depreende que uma classificação de maciços rochosos deve:

- Dividir um maciço rochoso em zonas com comportamentos semelhantes;
- Fornecer uma boa base para a compreensão das características de cada grupo de maciços rochosos;
- Incluir as propriedades mais significativas dos maciços rochosos;
- Facilitar o planeamento e o projeto de estruturas de engenharia em maciços rochosos, fornecendo dados quantitativos necessários para a solução de problemas reais de engenharia;
- Fornecer uma base comum para a comunicação eficaz entre todos os técnicos envolvidos na avaliação geomecânica;
- Ser simples, fácil de memorizar e compreensível, com termos claros e com uma terminologia que seja amplamente aceitável;
- Basear-se em parâmetros mensuráveis que podem ser determinados por ensaios relevantes de uma forma rápida e economicamente mais viável *in situ*;
- Basear-se num sistema de classificação que permite ponderar a importância relativa de cada parâmetro da classificação.

Bieniawski (1973), sabendo que um projeto de estruturas de engenharia em maciço rochoso requer prospeção prévia do local e que esta possibilita a obtenção de vários parâmetros, teve como princípio, que os parâmetros de uma classificação devem estar disponíveis numa campanha de prospeção convencional do local, construindo assim a proposta para *Geomechanics Classification*, incorporando os seguintes parâmetros:

- Designação da qualidade da rocha (RQD);
- Estado de alteração;
- Resistência à compressão uniaxial da rocha intacta;
- Espaçamento das descontinuidades ou dos estratos;
- Direção e inclinação das descontinuidades;

-
- Abertura das descontinuidades;
 - Continuidade das descontinuidades;
 - Fluxo da água subterrânea.

RQD

O conceito e evolução do RQD já foi apresentado no ponto 2.3, e de acordo com Bieniawski (1973), o estado da rocha obtida através de uma sondagem não destrutiva é uma indicação valiosa da condição *in situ* e do provável comportamento de engenharia de um maciço rochoso (GSL, 1970). Podem ser usados vários critérios na descrição quantitativa da qualidade da rocha nos testemunhos, como recuperação de testemunho, tamanho do secção, frequência da fraturação ou designação da qualidade da rocha (RQD). Embora a escolha real seja em grande parte uma questão de preferência pessoal, o autor defende o uso do RQD por este ser considerado particularmente útil na classificação de maciços rochosos para a seleção de sistemas de suporte de túneis (Deere et al., 1970; Wickham et al., 1972).

Meteorização ou alteração

Para a definição do estado de meteorização ou alteração, Bieniawski (1973) usou a classificação de meteorização baseada nas recomendações da *Geological Society of London* (GSL, 1970), do *Task Committee of the American Society of Civil Engineers* (USTCFDM, 1972) e da *South African Section of the Association of Engineering Geologists* (AEGSAS, n. d.) (Quadro 17).

Quadro 17. Classificação da meteorização (GSL, 1970; USTCFDM, 1972; AEGSAS).

Classificação da meteorização	Descrição
Sem meteorização	Não há sinais visíveis de meteorização. Rocha fresca, cristais brilhantes. Algumas discontinuidades podem apresentar ligeiras manchas.
Rocha levemente meteorizada	Meteorização penetrante desenvolvida nas superfícies abertas das discontinuidades, mas apenas uma ligeira meteorização do material rochoso. As discontinuidades são descoloridas e a descoloração pode estender-se para a rocha até 10 mm a partir da superfície da discontinuidade.
Rocha moderadamente meteorizada	Uma leve descoloração estende-se pela maior parte da massa rochosa. O material rocha não é friável (exceto no caso de rochas sedimentares pouco cimentadas). As discontinuidades estão manchadas e / ou contêm um enchimento que compreende material alterado.
Rocha muito meteorizada	A meteorização estende-se por toda a massa rochosa e o material rocha é parcialmente friável. A rocha não tem brilho. Todo o material, exceto o quartzo, está descolorido. A rocha pode ser escavada com uma picareta de geólogo.
Rocha completamente meteorizada	A rocha é totalmente descolorida, decomposta e apresenta uma condição friável, com apenas fragmentos da textura e estrutura da rocha preservados. A aparência externa é a de um solo.

Resistência à compressão uniaxial da rocha intacta

A opinião geral de diversos geo-profissionais remonta a 1973 em que o conhecimento da resistência da rocha intacta era necessário para classificar um maciço rochoso (e.g., Coates, 1964; GSL, 1970; Wickham et al., 1972; Bieniawski, 1973; Hoek et al., 1973; Jennings et al., 1973), pelo que foram delineadas várias classificações para a resistência do material rocha (Figura 14).

Segundo Bieniawski (1973), existem diferenças entre elas, não fosse este um tópico controverso. Contudo todas as classificações podem ser satisfatórias para o propósito específico para o qual foram desenvolvidas.

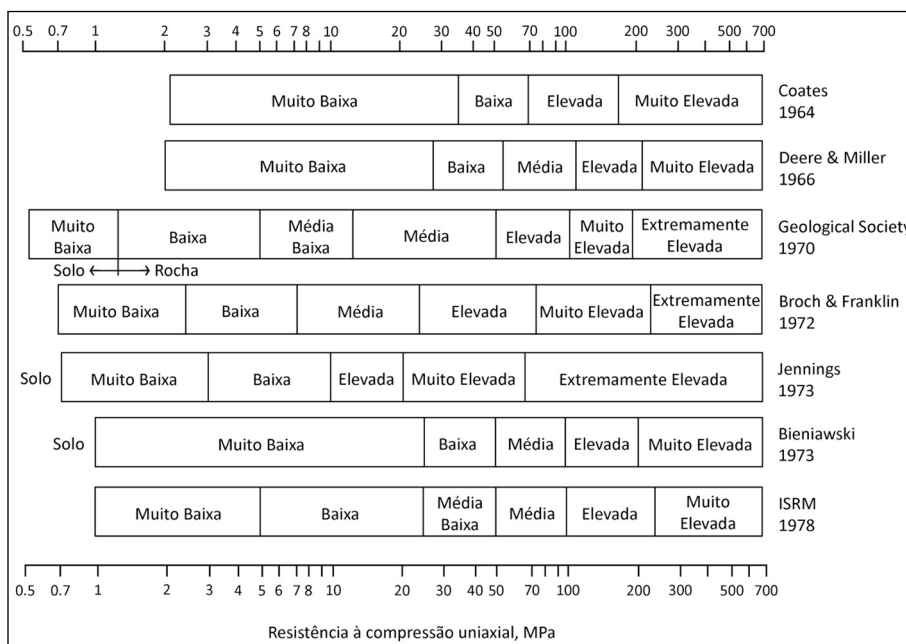


Figura 14. Classificações da resistência à compressão uniaxial da rocha intacta (adaptado de Ozturk, 2013).

Bieniawski (1973) acreditava que a proposta de Deere et al. (1966) da classificação de engenharia da rocha intacta era particularmente realista e conveniente para uso no campo da mecânica das rochas, o que conseqüentemente leva este autor a apresentar uma classificação de Deere modificada, onde estabelece uma conformidade com os valores do Sistema Internacional de Unidades (SI) (Quadro 18).

Quadro 18. Classificação de engenharia da rocha intacta (adaptada de Bieniawski, 1973).

Descrição	Resistência à compressão uniaxial, MPa	Exemplo de tipos de rocha
Resistência muito baixa	1 - 25	Gesso, sal-gema
Resistência baixa	25 - 50	Carvão, siltito, xisto
Resistência mediana	50 - 100	Arenito, ardósia, xisto
Resistência alta	100 - 200	Mármore, granito, gnaiss
Resistência muito alta	> 200	Quartzito, dolerito, gabro, basalto

Segundo Bieniawski (1973), o valor de resistência à compressão uniaxial de 1MPa é o limite mais baixo para materiais rochosos, o que implica que materiais com menores valores de resistência devem ser considerados como solos e tratados de acordo com as diretrizes da mecânica dos solos.

Espaçamento das descontinuidades

O espaçamento das descontinuidades desempenha um papel importante na avaliação da estrutura de um maciço rochoso (GSL, 1970; Müller et al., 1970; Piteau, 1970, 1973; Wickham et al., 1972; Bieniawski, 1973). A presença de descontinuidades reduz a resistência de um maciço rochoso e o seu espaçamento gere o grau dessa redução (Bieniawski, 1973).

No diagrama modificado de Müller et al. (1970) pode observar-se esta relação entre a resistência do maciço rochoso e a intensidade das descontinuidades existentes neste (Figura 15).

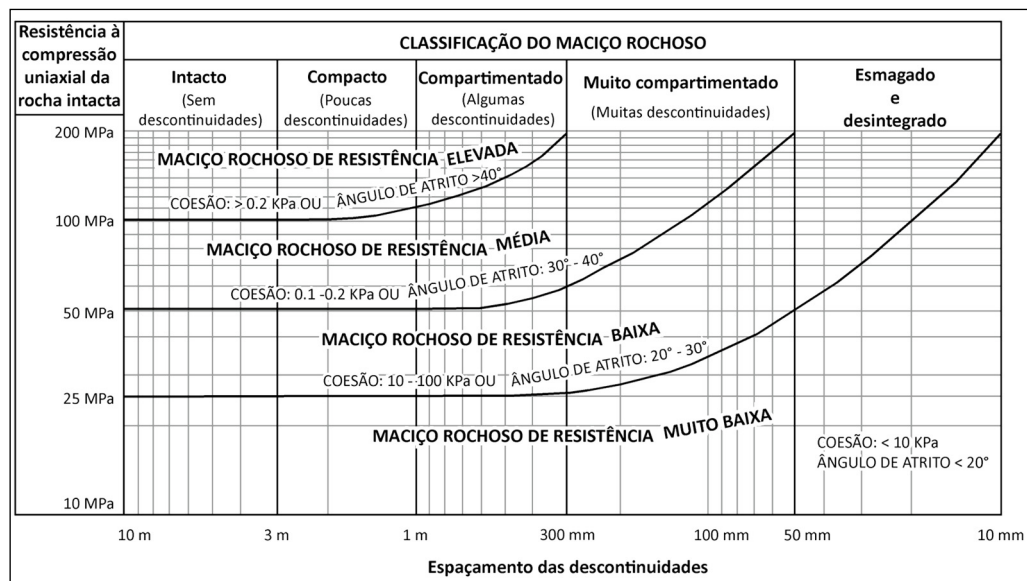


Figura 15. Diagrama de resistência do maciço rochoso fraturado (adaptado de Müller et al., 1970).

Segundo Bieniawski (1973), dentro das várias classificações para o espaçamento das descontinuidades, a mais amplamente aceite e, portanto, a recomendada é a de Deere (1968), (Quadro 19).

Quadro 19. Classificação para o espaçamento das descontinuidades (adaptado de Bieniawski, 1973).

Descrição	Espaçamento das descontinuidades, m	Classificação do maciço rochoso
Muito afastadas	> 3	Sólido
Afastadas	1 - 3	Compacto
Moderadamente afastadas	0,3 - 1	Compartimentado
Próximas	0,05 – 0,3	Faturado
Muito próximas	< 0,05	Esmagado e fragmentado

Atitude geológica: direção e inclinação

A orientação das descontinuidades (em termos de direção e inclinação), tem uma importância crucial na estabilidade e suporte de taludes, fundações e túneis rochosos. Segundo Bieniawski (1973), e perante a experiência prática (Wickham, 1972), a avaliação qualitativa, tal como condições 'favoráveis' ou 'desfavoráveis', é suficiente para a maioria das situações práticas.

Abertura e continuidade das descontinuidades

Segundo Bieniawski (1973) a abertura e continuidade das descontinuidades que, à data era raramente incluída nos sistemas de classificações, é um critério prático para a descrição quantitativa de um maciço rochoso, não apenas em casos de taludes e fundações, mas também em túneis. É, igualmente, importante analisar e especificar se as descontinuidades têm preenchimento, qual a sua tipologia e espessura.

Fluxo de água subterrânea

Bieniawski (1973) expõe também a influência da água subterrânea no comportamento dos maciços rochosos fraturados. No caso dos túneis, o fluxo de água subterrânea mostra-se como um fator decisivo, enquanto que nos problemas que envolvem a estabilidade de taludes ou a capacidade de sustentação de fundações, a distribuição da pressão da água nos interstícios do maciço rochoso deve ser considerada em detrimento do fluxo de água.

Bieniawski (1973), baseado nos parâmetros descritos anteriormente, propõe o quadro para classificação de engenharia de maciços rochosos fraturados, denominada *Classificação Geomecânica (Geomechanics Classification)*, Quadro 20.

Para fins desta classificação, é possível dividir o maciço rochoso em zonas (5 classes), cada uma com características estruturais semelhantes. O limite de uma região pode coincidir com as características geológicas como falhas ou filões (Bieniawski, 1973, 1989).

Quadro 20. Classificação geomecânica de maciços rochosos fraturados (adaptada de Bieniawski, 1973).

Itens	Número da classe e sua descrição	1	2	3	4	5
		Muito bom	Bom	Razoável	Fraco	Muito fraco
1	RQD (%)	90 - 100	75 - 90	50 – 75	25 - 50	<25
2	Alteração	Não alterada	Ligeiramente alterada	Moderadamente alterada	Muito alterada	Decomposta
3	Resistência da rocha intacta (MPa)	> 200	100 - 200	50 – 100	25 - 50	< 25
4	Espaçamento das descontinuidades (m)	> 3	1 - 3	0,3 – 1	0,05 - 0,3	< 0,05
5	Separação (abertura) das descontinuidades (mm)	<0,1	<0,1	0,1 – 1	– 5	> 5
6	Continuidade das descontinuidades	Descontínua	Descontínua	Contínua sem preenchimento	Contínua com preenchimento	Contínua com preenchimento
7	Fluxo de água subterrânea (por 10m de extensão)	Ausente	Ausente	Ligeiro < 25 L/min	Moderado 25 – 125 L/min	Forte > 125 L/min
8	Direção e inclinação das descontinuidades	Muito favorável	Favorável	Razoável	Desfavorável	Muito desfavorável
Dados de saída: Aplicável ao projeto do túnel						
	Tempo de auto-sustentimento	10 anos	6 meses	1 semana	5 horas	10 minutos
	Vão livre	5 m	4 m	3 m	1,5 m	0,5 m

Os itens de 1 a 8 do Quadro 20 fornecem dados de entrada para uma classificação geral de qualquer maciço rochoso fraturado, e os itens 9 e 10 fornecem os dados de saída para fins de projetos específicos (Bieniawski, 1973). Estes dados de saída consistem no tempo médio de um determinado comprimento de vão (largura do túnel ou a distância da zona já contida até à frente por escavar, se for menor que a largura do túnel) que resiste sem suporte.

Para os itens 9 e 10 do Quadro 20 e da Figura 16, Bieniawski (1973) baseou-se na categorização de Lauffer (1958) (Figura 16) e nas informações que tinha disponíveis à data.

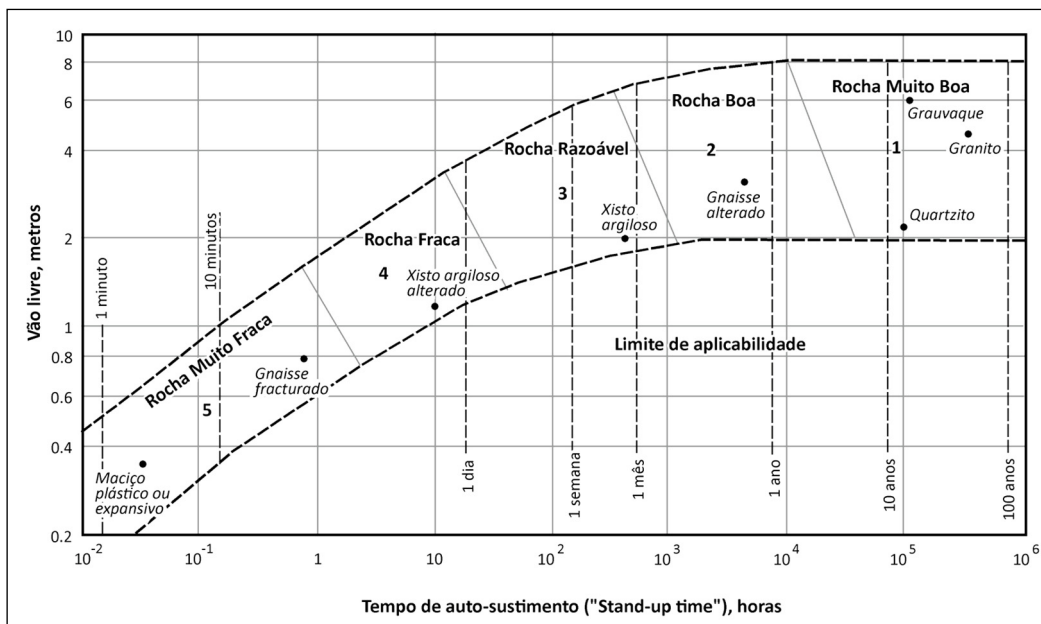


Figura 16. Classificação de maciços rochosos para túneis, em função do vão livre e do tempo de auto-sustentimento (adaptado de Lauffer, 1958).

Bieniawski (1973) adverte que nem todos os parâmetros são de igual importância e alguns superam os outros, mas todos podem contribuir para a categorização do comportamento do maciço rochoso, individual ou coletivamente. Além disso, os vários parâmetros não precisam necessariamente de estar estritamente em conformidade com a mesma classe de rocha, por exemplo, rochas com um RQD de 70% (Classe 3) podem ter descontinuidades com um espaçamento de 0,2 m (Classe 4) e não apresentar fluxo de água subterrânea (Classe 2).

A classificação final do maciço rochoso será a soma dos valores ponderados determinados, para os parâmetros individuais. Os números mais elevados refletem melhores condições e, portanto, menores requisitos de suporte no caso de túneis (Bieniawski, 1973).

Com base no estudo de Wickham et al. (1972), Bieniawski (1973) propõe a classificação de importância dos pesos ponderados conforme o Quadro 21.

Quadro 21. Classificação da importância dos pesos ponderados (adaptada de Bieniawski, 1973).

Pesos individuais para os parâmetros da classificação						
Itens	Parâmetro	Classe				
		1	2	3	4	5
1	RQD	16	14	12	7	3
2	Alteração	9	7	5	3	1
3	Resistência da rocha intacta	10	5	2	1	0
4	Espaçamento das descontinuidades	30	25	20	10	5
5	Separação (abertura) das descontinuidades	5	5	4	3	1
6	Continuidade das descontinuidades	5	5	3	0	0
7	Fluxo da água subterrânea	10	10	8	5	2
8	Direção e inclinação das descontinuidades	15	13	10	5	3
	Túneis Fundações	15	13	10	0	-10
Soma dos pesos para as classes do maciço rochoso						
N.º da classe		1	2	3	4	5
Descrição da classe		Rocha muito boa	Rocha boa	Rocha razoável	Rocha fraca	Rocha muito fraca
Peso total		100 ← 90	90 ← 70	70 ← 50	50 ← 25	< 25

Bieniawski (1973) exemplifica qual o procedimento a ter na aplicação da Classificação geomecânica num túnel, delimitando o papel do geólogo e do engenheiro e indicando, ainda, que o Quadro 20 fornece dados médios de saída e disponibiliza informações adicionais na Figura 17 e no Quadro 22. Por último, Bieniawski (1973) apresenta uma limitação à aplicação em maciços xistosos e outros maciços rochosos com foliação. Uma vez que estas rochas são caracterizadas por uma grande variação das suas propriedades, particularmente a sua durabilidade (resistência à alteração) sob condições de humedecimento e secagem, Bieniawski (1973) recomenda que, para este tipo de

rochas, se aplique o *Slake Durability Test*, como descrito por Gamble (1971) e Franklin et al. (1972), ou que a classificação de alterabilidade de Olivier (1973) seja aplicada como critério de classificação extra.

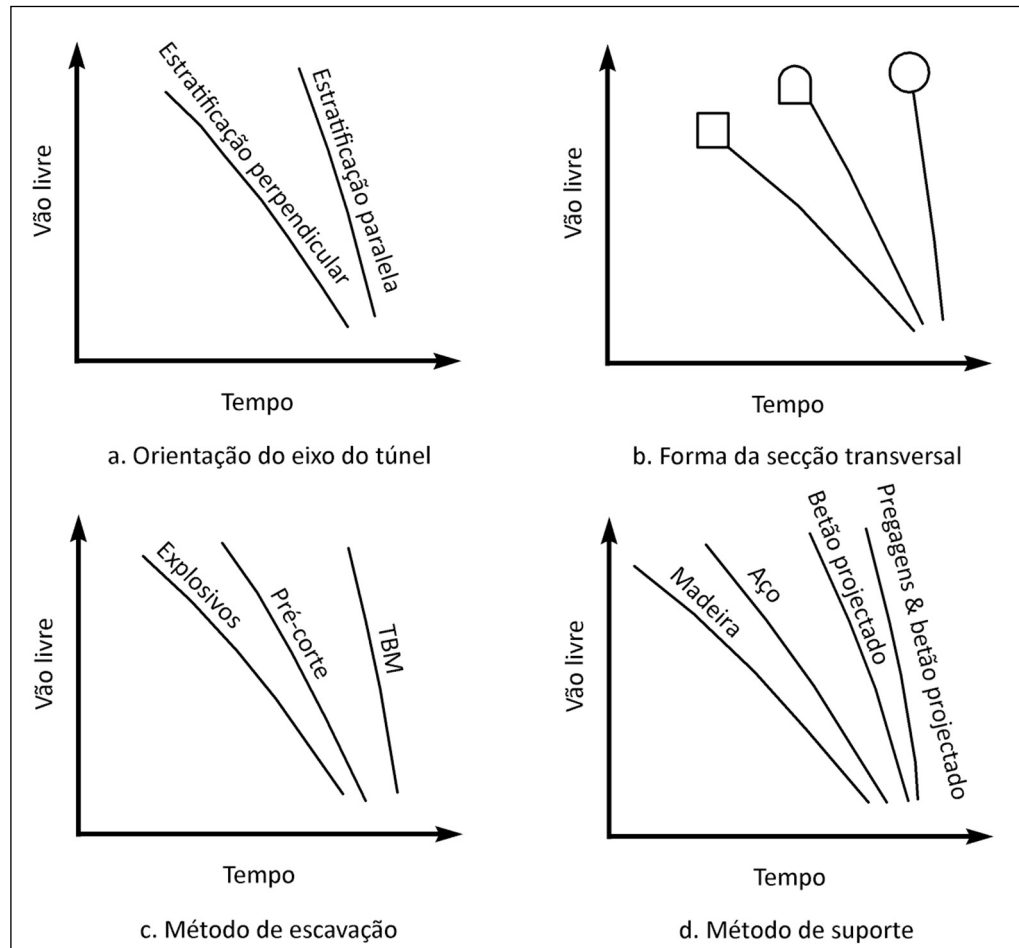


Figura 17. Fatores que influenciam a estabilidade do maciço rochoso durante a escavação do túnel (adaptado de Bieniawski, 1973).

Quadro 22. Classificação Geomecânica: Diretrizes para a seleção do suporte de túnel primário. Vão livre: 5-12 m. Construção com recurso a explosivos) (adaptado de Bieniawski, 1973).

Classe do maciço rochoso	Média do período de estabilidade e comprimento do vão sem suporte	Sistemas alternativos de suporte						
		Pregagens		Betão projetado			Perfis metálicos	
		Espaçamento (m)	Suporte adicional	Abóbada	Hasteais	Suporte adicional	Tipo	Espaçamento (m)
1	10 anos; 5 m	Geralmente não requerido						
2	6 meses; 4 m	1,5 – 2,0	Rede metálica ocasionalmente na abóbada	50 mm	-	-	Não económico	
3	1 semana; 3 m	1,0 – 1,5	Rede metálica, mais 30 mm de betão projetado na abóbada, conforme necessário	100 mm	50 mm	Ocasionalmente rede metálica e pregagens, se necessário	Arcos leves	1,5 – 2,0
4	5 horas; 1,5 m	0,5 – 1,0	Rede metálica, mais 30-50 mm de betão projetado na abóbada e hasteais	150 mm	100 mm	Rede metálica e pregagens de 3 m espaçadas de 1,5 m	Arcos médios mais 50 mm de betão projetado	0,7 – 1,5
5	10 minutos; 0,5 m	Não recomendadas		200 mm	150 mm	Rede metálica, pregagens e arcos leves. Frente selada e soleira com arco invertido	Arcos pesados com revestimento, imediato 80 mm de concreto projetado	0,7

3.2.2. $RMR|_{89}$

Bieniawski (1989) analisou um total de 351 casos para a fundamentação da versão de 1989 do sistema RMR ($RMR|_{89}$). Nos sistemas de classificação de maciços rochosos mais utilizados, como o RMR e o Q-system, são utilizados até 6 parâmetros para classificar o maciço rochoso (Cai et al., 2006). O $RMR|_{89}$ usa os seguintes 6 parâmetros, que podem ser medidos/obtidos em campo (túneis) através da caracterização geológica, e também a partir de testemunhos de sondagem durante a fase de prospecção (Bieniawski, 1990; Rehman et al., 2018a, b):

- Resistência do material rocha intacta: Resistência à compressão uniaxial (RCU) ou Índice de resistência à carga pontal (PLT) (A1);
- Índice de qualidade da Rocha – RQD (*Rock Quality Designation*) (A2);
- Espaçamento das descontinuidades (A3);
- Características das descontinuidades (A4);
- Condições da água subterrânea (A5);
- Orientação das descontinuidades (A6).

A classificação final é o somatório de todos pesos (A) para os seis parâmetros, ou seja:

$$RMR|_{89} = A1 + A2 + A3 + A4 + A5 + A6 \quad \text{Equação 24}$$

Como já sucedia no $RMR|_{73}$ e tendo em consideração que os maciços rochosos são descontínuos por natureza, o RMR divide o maciço rochoso em várias zonas estruturais, em grupos de maciços rochosos com características semelhantes. Esta separação coincide, na sua maioria, com as principais particularidades geológicas (falhas, filões, zonas de cisalhamento, etc.). Uma zona estrutural tem o mesmo tipo de rocha e/ou descontinuidades com características semelhantes, o que leva a que cada região seja classificada e caracterizada separadamente. Na identificação das regiões estruturais, os parâmetros de classificação para cada região estrutural são determinados a partir de medições no campo e inseridos na folha de dados de entrada padrão (Bieniawski, 1973, 1989; Azad, 2018), que conseqüentemente conduzem à definição do suporte do túnel.

As diretrizes de suporte de túnel baseadas no $RMR|_{89}$ foram fornecidas originalmente na forma de uma tabela (Bieniawski, 1989), dando recomendações de suporte para uma extensão/diâmetro de túnel de 10 m.

O $RMR|_{89}$ é constituído por 6 partes (ver A, B, C, D, E e F do Quadro 23) que seguem as recomendações da ISRM (1982).

A parte A do Quadro 23 é constituída pelos 5 primeiros parâmetros (A1, A2, A3, A4 e A5) que são agrupados em 5 intervalos de valores e onde a soma de todos corresponde ao valor/classificação de $RMR|_{89}$ básico ($RMR|_{89b}$).

Os fatores A1, A2 e A3 descrevem a competência do maciço rochoso, enquanto que os fatores A4 e A5 definem as características das descontinuidades (Cai et al., 2006).

No caso do parâmetro A4 as características médias típicas são avaliadas para cada família de descontinuidades e os pesos são intervalados. Assim, como guia na classificação das características das descontinuidades dever-se-á consultar a parte E do Quadro 23.

Como os vários parâmetros têm relevâncias diferentes na classificação geral de um maciço rochoso, diferentes intervalos de valores dos parâmetros foram atribuídos com base na sua importância, concludentemente os valores mais altos revelam melhores condições do maciço rochoso (Bieniawski, 1973, 1989; Azad, 2018) (Quadro 23).

Na parte B é estimada a influência da orientação das descontinuidades (direção e inclinação) na estabilidade da escavação, isto é, o parâmetro A6 representa a combinação da orientação das descontinuidades com o eixo do túnel (Cai et al., 2006). Este parâmetro é tratado em separado porque a influência das orientações das descontinuidades depende da obra de engenharia em questão, podendo tratar-se de um túnel, mina, talude ou fundação (Bieniawski, 1989).

Os parâmetros da orientação das descontinuidades são dados em termos descritivos qualitativos, baseados nos estudos de Wickham et al. (1972) (ver parte F do Quadro 23) e depois transformados em termos quantitativos (ver parte B do Quadro 23), com o intuito de facilitar uma decisão, examinando se as orientações de direção e inclinação em relação à estrutura em estudo (Figura 18) são favoráveis ou não (Bieniawski, 1989).

Quadro 23. RMR - Classificação dos parâmetros e respectivos intervalos de valores e pesos (adaptado de Bieniawski, 1989).

A - Parâmetros de classificação e seus pesos									
Parâmetros			Intervalo de Valores						
A1	Resistência da rocha intacta	Ensaio à carga pontual, (IS ₅₀) PLT (MPa)	> 10	4 - 10	2 - 4	1 - 2	Para este intervalo é aconselhável utilizar o ensaio de resistência à compressão uniaxial		
		Resistência à compressão uniaxial (σ_{ci}), RCU (MPa)	> 250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5 - 25	1 - 5	< 1
		Peso	15	12	7	4	2	1	0
A2	RQD (%)		90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25		
	Peso		20	17	13	8	3		
A3	Espaçamento das descontinuidades (m)		> 2,00	0,60 - 2,00	0,20 - 0,60	0,06 - 0,20	< 0,06		
	Peso		20	15	10	8	5		
A4	Características das descontinuidades (ver E)		Superfícies muito rugosas, pouco contínuas, fechadas e não alteradas.	Superfícies ligeiramente rugosas, com aberturas < 1 mm e ligeiramente alteradas.	Superfícies ligeiramente rugosas, com aberturas < 1 mm e muito alteradas.	Superfícies lisas ou com preenchimento < 5 mm ou com abertura 1 - 5 mm, contínuas.	Superfícies com enchimento mole com espessuras > 5 mm ou aberturas > 5 mm, contínuas.		
		Peso		30	25	20	10	0	
A5	Água Subterrânea	Caudal por 10 m de túnel (L/m)	Nenhum	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		(Pressão da água nas descontinuidades/tensão principal máxima)	0	< 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5		
		Condições gerais	Seco	Ligeiramente e húmido	Húmido	Gotejante	Fluxo		
		Peso		15	10	7	4	0	
B - Ajustes dos pesos devido à orientação das descontinuidades (ver F)									
A6			Muito favorável	Favorável	Razoável	Desfavorável	Muito desfavorável		
	Túneis e Minas		0	-2	-5	-10	-12		
	Fundações		0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes		0	-5	-25	-50	-		
C - Classe do maciço rochoso determinado através da soma dos pesos parciais									
	Peso		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21		
	Tipo de Classe		I	II	III	IV	V		
	Descrição		Rocha de muito boa qualidade	Rocha de boa qualidade	Rocha de razoável qualidade	Rocha de má qualidade	Rocha de muito má qualidade		

Quadro 23. RMR - Classificação dos parâmetros e respectivos intervalos de valores e pesos (adaptado de Bieniawski, 1989) (Continuação).

D – Significado das classes do maciço rochoso					
Tipo de Classe	I	II	III	IV	V
Tempo médio de auto-sustimento	20 anos para 15m de vão	1 ano para 10m de vão	1 semana para 5m de vão	10 horas para 2,5m de vão	30 minutos para 1m de vão
Coesão do maciço rochoso (kPa)	> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100
Ângulo de atrito do maciço rochoso (°)	> 45°	45° - 40°	40° - 35°	35° - 30°	< 30°
E - Orientação para a classificação das condições das descontinuidades					
Comprimento (Persistência) (m)	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	> 20
Peso	6	4	2	1	0
Abertura (mm)	Nenhuma	< 0,1	0,1 - 1,0	1 - 5	> 5
Peso	6	5	4	1	0
Rugosidade	Muito rugosa	Rugosa	Ligeiramente rugosa	Lisa	Estriada
Peso	6	5	3	1	0
Enchimento	Nenhum	Enchimento duro < 5 mm	Enchimento duro > 5 mm	Enchimento mole < 5 mm	Enchimento mole > 5 mm
Peso	6	4	2	2	0
Grau de Alteração	São	Ligeiramente alterado	Moderadamente alterado	Muito alterado	Decomposto
Peso	6	5	3	1	0
F - Efeito da Orientação da Direção e da Inclinação das Descontinuidades em Túneis *					
Direção Perpendicular ao Eixo do Túnel			Direção Paralela ao Eixo do Túnel		
Escavação a favor da inclinação - inclinação 45° - 90°	Escavação a favor da inclinação - inclinação 20° - 45°		Inclinação - 45° - 90°	Inclinação - 20° - 45°	
Muito favorável	Favorável		Muito desfavorável	Razoável	
Escavação contra a inclinação - inclinação 45° - 90°	Escavação contra a inclinação - inclinação 20° - 45°		Inclinação 0° - 20° - Independente da direção		
Razoável	Desfavorável		Razoável		

*Efeitos da direção e inclinação das descontinuidades nos túneis. (Bieniawski 1989, modificado depois de Wickham et. al., 1972).

Para taludes dever-se-á consultar o trabalho de Romana (1985) e para fundações os de Bieniawski & Orr (1976).

Segundo Bieniawski (1989), no caso de projetos de engenharia civil, o ajustamento da orientação das descontinuidades é geralmente suficiente. Para aplicações mineiras, poderão ser solicitados outros ajustamentos, como as tensões em profundidade ou a mudança das tensões, tendo esta temática sido discutida por Laubscher (1977) e por Kendorski et al. (1983).

O parâmetro "orientação da descontinuidade" reflete-se na importância das várias famílias de descontinuidades presentes num maciço rochoso. A família principal, geralmente designada como família 1, controla a estabilidade de uma escavação. Por exemplo, na escavação de túneis será a família cuja direção é paralela ao eixo do túnel. As somas dos pesos dos parâmetros da classificação

para esta família de descontinuidades constituirão o $RMR|_{89}$ final. Por outro lado, perante situações em que nenhuma família de descontinuidades é dominante e de importância crítica, ou quando se estima a resistência e a deformabilidade do maciço rochoso, os valores ponderados de cada família de descontinuidades são calculados para cada parâmetro apropriado da classificação (Bieniawski, 1989).

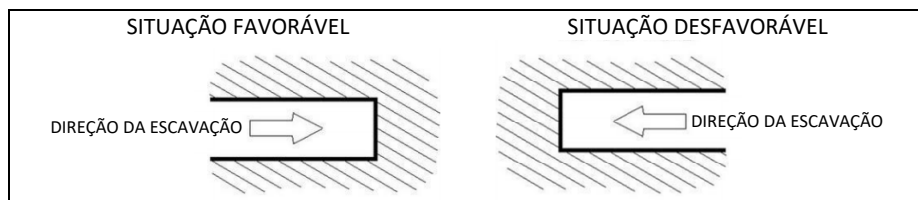


Figura 18. Situação favorável (a favor da inclinação) ou desfavorável (contra a inclinação) segundo a direção da escavação (adaptado de Bieniawski, 1989).

Para auxiliar na classificação, Bieniawski (1989) incorpora 4 gráficos (Figura 19, Figura 20, Figura 21 e Figura 22) que são úteis para os casos mais indefinidos e também para remover a impressão de mudanças bruscas dos pesos que ocorrem nos parâmetros do Quadro 23.

Com base nos dados de correlação de Priest & Hudson (1976), o gráfico da Figura 22 permite uma estimativa do parâmetro RQD através do espaçamento médio das descontinuidades; deve ter-se em atenção que esta relação se aplica em maciços rochosos com 3 famílias de descontinuidades, pelo que, quando se está perante apenas 2 famílias de descontinuidades, é escolhida uma avaliação conservadora, e o número das famílias de descontinuidades é considerado indiretamente (Bieniawski, 1989).

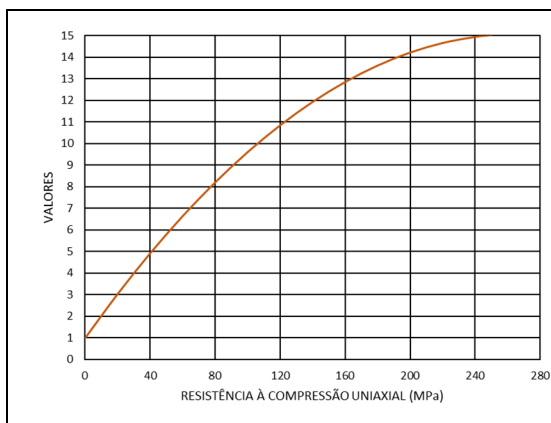


Figura 19. Pesos para a resistência à compressão uniaxial (RCU) (adaptado de Bieniawski, 1989).

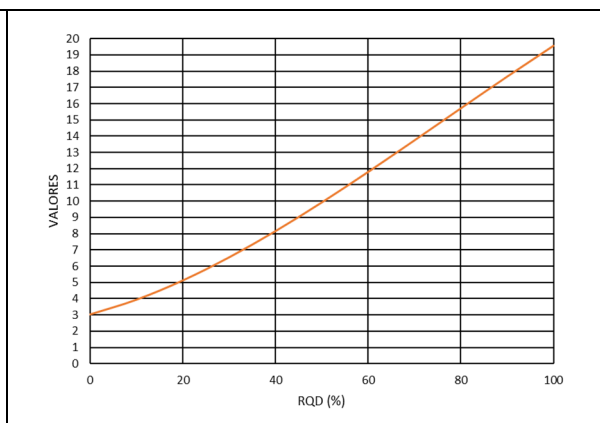


Figura 20. Pesos para o RQD (adaptado de Bieniawski, 1989).

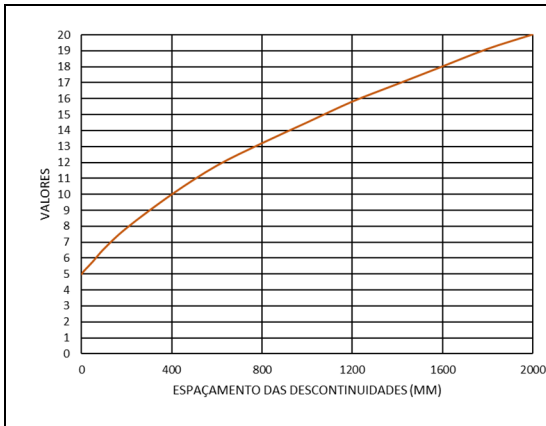


Figura 21. Pesos para o espaçamento das descontinuidades (adaptado de Bieniawski, 1989).

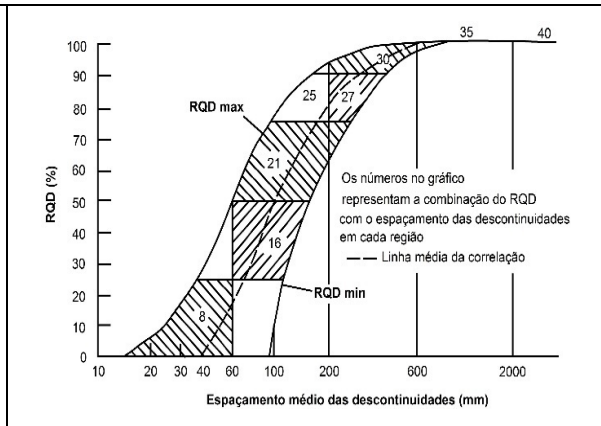


Figura 22. RQD versus espaçamento médio das descontinuidades (adaptado de Bieniawski, 1989).

Laubscher (1977) e Bieniawski (1989) apresentaram um conceito de valorização para espaçamentos de descontinuidades em função do seu número de famílias. Por exemplo, quando se está perante menos do que 3 famílias de descontinuidades, o valor de ponderação do espaçamento de descontinuidades pode ser aumentado em 30%, sendo o valor de ponderação dado pela Equação 25.

$$Peso_{RQD} = \frac{RQD \times 15}{100} \quad \text{Equação 25}$$

De referir que no subcapítulo 2.3 descreveram-se outras formas de obter o valor de RQD.

Após os valores de cada parâmetro estarem estabelecidos e a soma do $RMR|_{89b}$ com o ajuste da orientação de descontinuidade estar realizada, para a zona estrutural em consideração, o maciço rochoso é classificado de acordo com a parte C do Quadro 23, que agrupa as classificações finais de $RMR|_{89}$ em cinco classes de maciço rochoso com 20 valores cada, variando o valor total de $RMR|_{89}$ de 0 a 100.

Note-se que as classes do maciço rochoso são agrupadas em intervalos de 20 valores cada. Segundo Bieniawski (1989) esta forma de classificar um maciço rochoso com um valor máximo de 100 tem uma vantagem distinta sobre um sistema aberto, na medida em que permite obter a sensação de uma qualidade relativa, ou a falta desta, de um maciço rochoso em termos do seu potencial máximo.

Como havia outros geo-profissionais que afirmavam que não se podia obter valores $RMR < 7$, Bieniawski adapta os gráficos anteriores (Figura 19, Figura 20 e Figura 21) para começar em 0,

facilitando assim a análise com computadores (Figura 23, Figura 24 e Figura 25), que exibem claramente que as curvas começam em zero, o que significa que para maciços rochosos de pior qualidade, ou seja, o valor de $RMR|_{89} = 0$, indicando que é um solo e não uma rocha (Bieniawski, 2011).

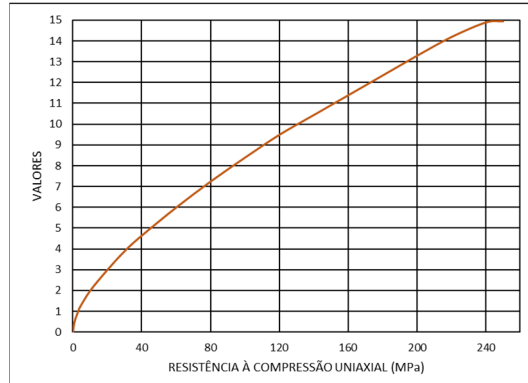


Figura 23. Pesos para a resistência à compressão uniaxial (RCU) (adaptado Bieniawski, 1993).

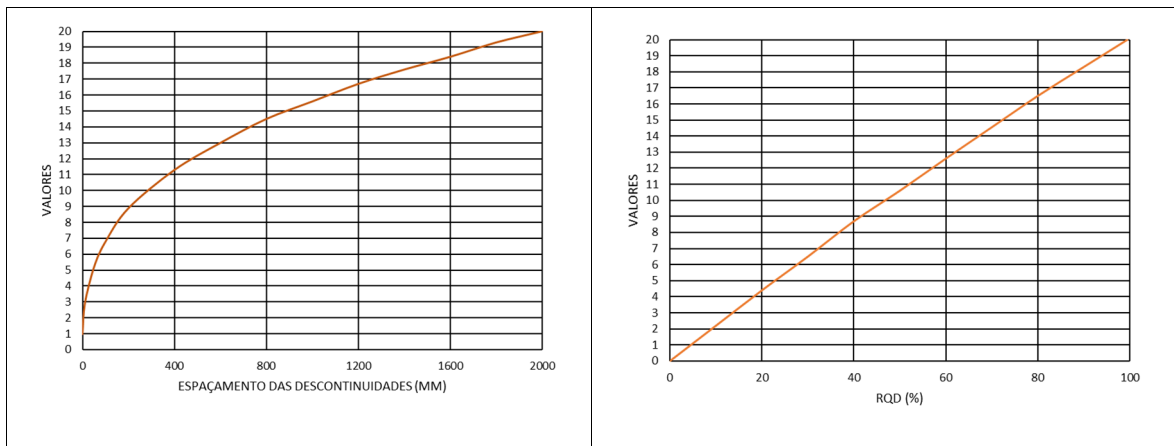


Figura 24. Pesos para o espaçamento das descontinuidades (mm) (adaptado após Bieniawski, 1989).

Figura 25. Pesos para o RQD (%) (adaptado Bieniawski, 1993).

Bieniawski (1989), na parte D do Quadro 23 fornece o significado prático de cada classe do maciço rochoso, relacionando-o com problemas específicos de engenharia. No caso dos túneis, cavernas e minas o resultado da classificação geomecânica é o tempo médio de auto-sustimento para um determinado comprimento de vão livre correspondente ao valor ou intervalo de RMR um determinado $RMR|_{89}$, como apresentado na Figura 26.

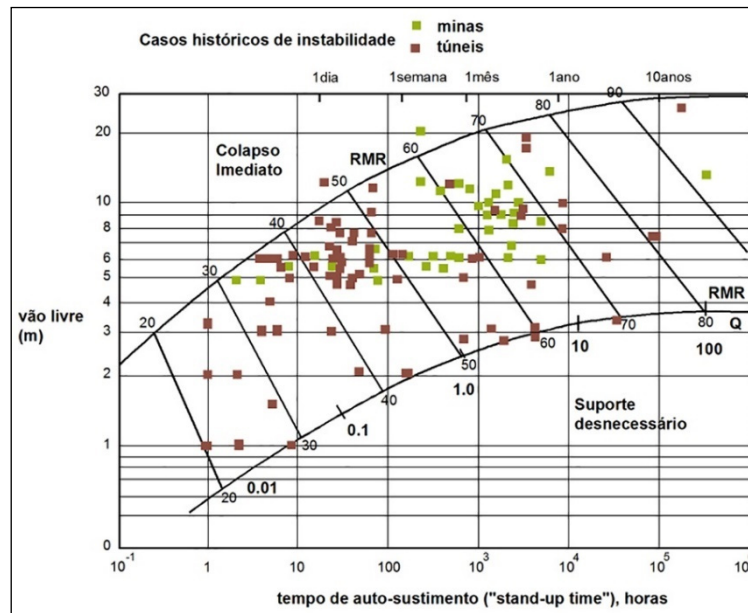


Figura 26. Ábaco do tempo de auto-sustentação e vão livre *versus* RMR, baseado em casos históricos segundo Bieniawski (1989) e a conversão de RMR em Q após Barton (2000), (adaptado de Barton & Bieniawski, 2008).

Segundo Bieniawski (1989), quando condições de qualidade diferente (boa e má qualidade) são encontradas na mesma superfície escavada a avaliar, é essencial identificar a "condição mais crítica" para o maciço rochoso. Isso significa que as características geológicas mais relevantes para fins de estabilidade terão uma influência dominante. Por exemplo, uma falha ou cisalhamento na superfície escavada com boa qualidade desempenhará um papel dominante, independentemente da alta resistência do material rocha circundante.

Bieniawski (1989) recomenda que, quando houver duas ou mais zonas claramente diferentes numa superfície rochosa, a abordagem a ser adotada deverá ser a de obtenção de valores de $RMR|_{89}$ para cada zona, e de seguida calcular-se os valores globais ponderados de cada zona em relação a toda a superfície rochosa em avaliação, como também, em relação à influência que cada zona tem na estabilidade de toda a escavação. O $RMR|_{89}$ fornece diretrizes para a seleção do suporte de maciços rochosos para túneis, de acordo com o Quadro 24. Estas diretrizes dependem de fatores como a profundidade abaixo da superfície (tensão *in situ*), tamanho e forma do túnel e o método de escavação. Observe-se que as medidas de suporte fornecidas no Quadro 24 são para suportes definitivos e não primários e são aplicáveis às escavações de maciço rochoso usando procedimentos convencionais de perfuração e desmonte com explosivos.

Quadro 24. Diretrizes para o suporte de túneis rochosos com 10 m de vão livre, em conformidade com o RMR (adaptado de Bieniawski, 1989).

Classe	I	II	III	IV	V
Valor RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20
Descrição da Qualidade	Muito Boa	Boa	Razoável	Má	Muito má
Período de Estabilidade sem Sustimento	10 anos para um vão de 4 m	6 meses para um vão de 4 m	1 semana para um vão de 3 m	5 horas para um vão de 1,5m	10 minutos para um vão de 0,5 m
Escavação	Secção total, 3m de avanço	Secção total, 1,0 a 1,5m de avanço. Suporte completo a 20 m da frente	Secção parcial (frente e baixo), avanço de 1,5 a 3,0m. Início do suporte após cada desmonte. Suporte completo a 10 m	Secção parcial (frente e baixo), avanço de 1,0 a 1,5m. Instalação do suporte simultaneamente e com a escavação, 10m da frente	Secções múltiplas, avanço de 0,5 a 1,0m. Instalação do suporte com a escavação. Betão projetado logo após o desmonte
Pregagens (20 mm de diâmetro envolvidas em betão)		Pregagens de 3m de comprimento, espaçadas 2,5m, ocasionalmente com malha de aço	Pregagens sistemáticas com 4m de comprimento, espaçadas de 1,5 a 2m nos hasteais e teto, com malha de aço no teto	Pregagens sistemáticas com 4 a 5m de comprimento, espaçadas de 1,0 a 1,5m no teto e hasteais com malha de aço	Pregagens sistemáticas com 5 a 6m de comprimento, espaçadas e 1,0 a 1,5m com malha de aço no teto e hasteais. Pregagens na soleira
Suporte					
Betão projetado	Geralmente não requer suporte, com exceção de pregagens ocasionais	50mm no teto quando necessário	50 - 100mm no teto; 30mm nos hasteais	100 - 150mm no teto; 100mm nos hasteais	150 - 200mm no teto; 150mm nos hasteais; 50mm na soleira
Arcos metálicos		Nenhum	Nenhum	Arcos leves a médios espaçados de 1,5m, onde requeridos	Arcos médios e pesados espaçados de 0,75m, com aço revestido e "chapéu de chuva" se requerido. Fecho invertido na soleira
Forma: em ferradura com 10 m de largura, tensão vertical <25 MPa; construção por perfuração e desmonte com explosivos					

Lauffer (1988) apresentou uma revisão ao diagrama de tempo de auto-sustimento (*stand-up time*) (Figura 26) especificamente para túneis com escavação mecânica, mais propriamente TBM's, apresentando um ábaco com valores de RMR ajustados a este tipo de escavação (Figura 27).

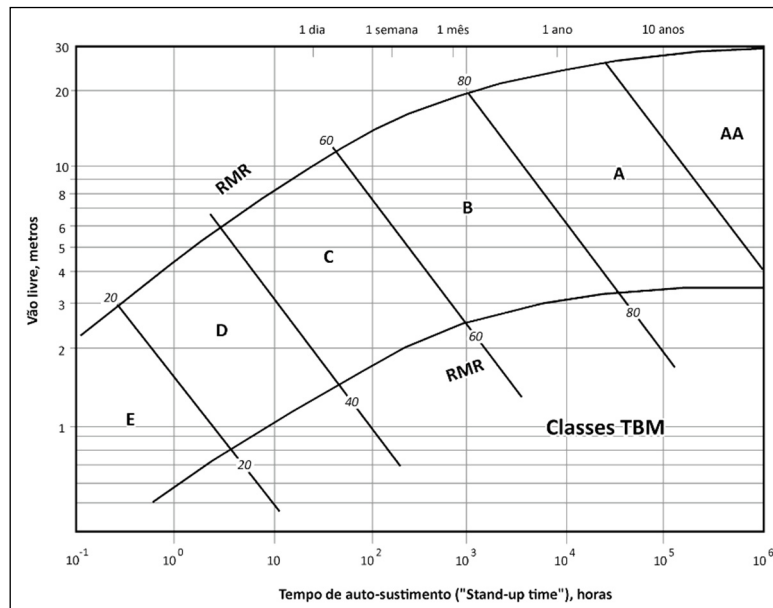


Figura 27. Diagrama de Lauffer modificado, que descreve os limites das classes do maciço rochoso para aplicação em escavação com recurso a TBM (depois de Lauffer, 1988; adaptado de Bieniawski, 1989).

Unal (1983) propõe a Equação 26 para determinar a carga de suporte através do $RMR|_{89}$:

$$P = \frac{100 - RMR|_{89}}{100} \rho b \quad \text{Equação 26}$$

Onde:

- P é a carga de suporte, kN;
- b é a largura do túnel, m;
- ρ é a massa volúmica da rocha, kg/m^3 .

Bieniawski (1989) enfatiza que, para todas as aplicações, como também aquelas que envolvem a seleção do suporte de maciços rochosos e a determinação das cargas de resistência e de deformabilidade do maciço rochoso, é o valor real de $RMR|_{89}$ que deve ser usado e não a classe do maciço rochoso, indicando ainda que o sistema $RMR|_{89}$ é muito sensível a parâmetros individuais, pois na classe da rocha "boa qualidade" há muitas diferenças entre $RMR|_{89}=80$ e $RMR|_{89}=61$.

3.2.3. $RMR|_{14}$

Com base na experiência adquirida nas últimas décadas, e passados 40 anos, surge uma atualização do RMR para incorporar as inovações introduzidas e melhorar o seu desempenho.

A nova versão do RMR, o $RMR|_{14}$, é o resultado de um projeto de investigação da Geocontrol, financiado pelo “Centro para el Desarrollo Técnico Industrial” (CDTI) (Celada et al., 2014) que tem por base 2298 casos de estudo em túneis.

O $RMR|_{14}$ retém a estrutura original do RMR mas introduz importantes melhoramentos (Celada & Bieniawski, 2020), passando assim a ser composto por cinco parâmetros básicos ($RMR|_{14b}$) e três fatores de ajuste (F_0 , F_e e F_s).

Na apresentação do $RMR|_{14}$ é fornecida uma correlação clara entre o $RMR|_{89}$ e o $RMR|_{14}$, demonstrando que a essência do sistema RMR foi mantida para uso prático (Celada et al., 2014). Por conseguinte, o $RMR|_{14}$ é calculado através da Equação 27, (adaptado de Celada et al., 2014 e Celada & Bieniawski, 2020):

$$RMR|_{14} = (RMR|_{14b} + F_0) \times F_e \times F_s \quad \text{Equação 27}$$

Assim os parâmetros do $RMR|_{14b}$ são os seguintes:

- Resistência à compressão uniaxial da rocha intacta: a aquisição dos valores do parâmetro da resistência à compressão uniaxial é possível através do gráfico já apresentado em versões anteriores (ver Quadro 25);
- Número de descontinuidades por metro: o número de descontinuidades por metro pode ser adquirido pela soma dos valores/peso de RQD e do Espaçamento das descontinuidades ou, ainda, pelo cálculo do número de descontinuidades por metro, sendo o seu peso obtido através de um gráfico (ver Quadro 25);
- Características das descontinuidades: inclui a continuidade, rugosidade, espessura do preenchimento e alteração das descontinuidades, sendo que, a novidade relativamente ao $RMR|_{89}$ é que as diferentes características passam a estar divididas em 4 intervalos e não em 5 como nas versões anteriores e com uma pontuação máxima de 5 em vez de 6 (ver Quadro 25);
- Presença de água: este parâmetro não sofreu alterações em relação às versões anteriores (ver Quadro 25);

-
- Alterabilidade (Alterabilidade da rocha intacta): está relacionada com o resultado do índice de alterabilidade I_{d2} (%) obtido através de dois ciclos do ensaio *Slake Durability Test* (já abordado no subcapítulo 2.4), como definido pela ATM D4644-87 (ver Quadro 25), ou pelo ensaio de imersão em etilenoglicol (ver descrição no subcapítulo 2.5) segundo Carter et al. (2010), mas reajustado como proposto por Celada & Bieniawski (2020).

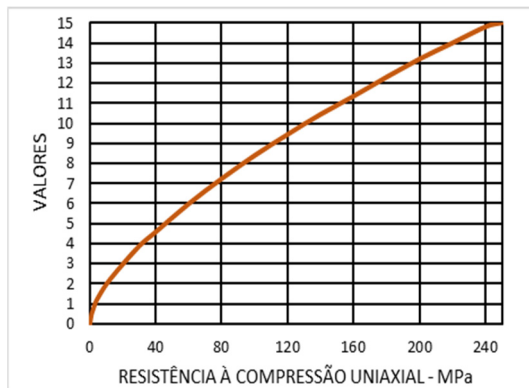
Em relação aos fatores de ajuste:

- Orientação do eixo do túnel (F_0): é o mesmo parâmetro do $RMR|_{89}$, que considera a orientação do eixo do túnel em relação à família de descontinuidades mais importante presente no maciço (ver Quadro 25);
- Método de escavação (F_e): fator que considera o melhoramento do comportamento das superfícies quando escavadas com tuneladoras (TBM) (Celada et al., 2014 e Celada & Bieniawski, 2020); pode-se obter o valor deste parâmetro de duas formas: através de um gráfico ou através de equações (ver Quadro 25), ressalva-se ainda que em escavações com recurso a explosivos o $F_e = 1$;
- Comportamento tensão-deformação F_s : fator que considera o efeito elástico-plástico do maciço na frente do túnel e resulta do Índice de Comportamento Elástico (ICE) proposto por Bieniawski & Celada (2011), onde a sua determinação, como já descrito no subcapítulo 0, depende dos parâmetros de resistência à compressão uniaxial da rocha intacta (σ_{ci} em MPa), do coeficiente das tensões horizontais e verticais (K_0), profundidade a que se encontra a abóbada do túnel (h em m), fator da forma do túnel (f) e do $RMR|_{14b}$ corrigido com o fator F_0 ($RMR|_{14c}$, Celada & Bieniawski, 2020). Após obter o valor de ICE, pode-se obter o valor de F_s de duas maneiras, ou pelo gráfico do ponto II do Quadro 25 ou através da Equação 32, Equação 33 e Equação 34 (ver Quadro 25).

Perante a análise da publicação de Celada et al. (2014) fica a dúvida de qual RMR é que se deve usar para o cálculo dos F_e e F_s . Contudo, em Celada & Bieniawski (2020) já é mencionado que para o cálculo do F_s se deve usar o $RMR|_{14c}$ ($RMR|_{14b} + F_0$). Assim, depreende-se que para o F_e se deverá aplicar o $RMR|_{14b}$, isto é o $RMR|_{14}$ sem os fatores de ajuste, já que nesta obra não é mencionado.

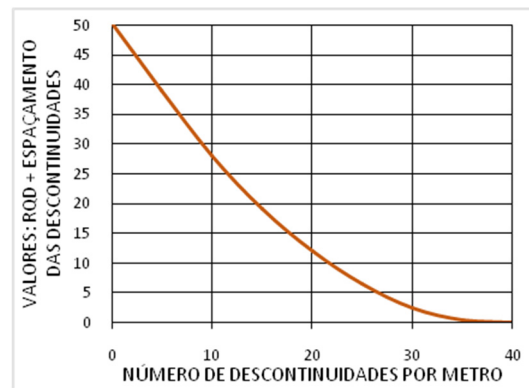
Quadro 25. Parâmetros e valores para o cálculo do RMR₁₄ (adaptado de Celada et al., 2014; Celada & Bieniawski, 2020)

1. Resistência da rocha intacta



Valores da resistência à compressão uniaxial – MPa (adaptado de Bieniawski, 1993).

2. Número de descontinuidades



Valores consoante o número de descontinuidades por metro (adaptado de Lawson & Bieniawski, 2013).

3. Condições das descontinuidades

Continuidade	Descrição	< 1m	1 – 3 m	3 – 10 m	> 10 m
	Valor	5	4	2	0
Rugosidade	Descrição	Muito rugosa	Rugosa	Lisa	Espelhada
	Valor	5	3	1	0
Espessura do preenchimento	Descrição	Dura		Ligeira	
		< 5 mm	> 5 mm	< 5 mm	> 5 mm
Alteração	Valor	5	2	2	0
	Descrição	Sem alteração	Moderadamente alterada	Muito alterada	Descomposta
Valor	5	3	1	0	

4. Presença de água

Estado	Seco	Ligeiramente húmido	Húmido	Gotejante	Fluxo
Valor	15	10	7	4	0

5. Alterabilidade

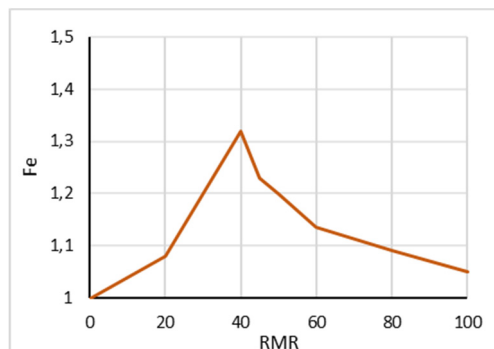
I _{d2} (%)	Descrição (%)	> 85	60 - 85	30 - 60	< 30
	Valor	10	8	4	0

Quadro 25. Parâmetros e valores para o cálculo do $RMR|_{14}$ (adaptado de Celada et al., 2014; Celada & Bieniawski, 2020) (continuação).

Fatores de Ajuste			
I - Efeito da orientação (direção e inclinação) das descontinuidades (F_0)			
Direção perpendicular ao eixo do túnel		Direção paralela ao eixo do túnel	
Escavar a favor da inclinação - inclinação 45° - 90°	Escavar a favor da inclinação - inclinação 20° - 45°	Inclinação - 45° - 90°	Inclinação - 20° - 45°
Muito favorável	Favorável	Muito desfavorável	Razoável
0	-2	-12	-5
Escavar contra a inclinação - inclinação 45° - 90°	Escavar contra a inclinação - inclinação 20° - 45°	Inclinação 0° - 20° - Independente da direção	
Razoável	Desfavorável	Razoável	
-5	-10	-5	
II – Método de escavação (F_e)			

Gráfico:

Equações:



$$RMR|_{14b} < 40 : F_e = 1 + 2 \times \left(\frac{RMR|_{14b}}{100} \right)^2 \quad \text{Equação 28}$$

$$RMR|_{14b} > 40 : F_e = 1.32 - \left(\frac{\sqrt{RMR|_{14b} - 40}}{20} \right) \quad \text{Equação 29}$$

Nota: $F_e = 1$, é usado em escavações com recurso a explosivos.

Representação do F_e em função do $RMR|_{14b}$ (adaptado de Celada et al., 2014).

Quadro 25. Parâmetros e valores para o cálculo do $RMR|_{14}$ (adaptado de Celada et al., 2014; Celada & Bieniawski, 2020) (continuação).

III – Comportamento tensão-deformação (F_s)

Quadro:

Equações primeira fase:

Valores da forma f para o cálculo do ICE (adaptado de Celada et al., 2014)

Escavação subterrânea	f
Túnel circular, $\phi = 6$ m	1,30
Túnel circular, $\phi = 10$ m	1,00
Túnel convencional, 14 m de largura	0,75
Cavernas com 25m de largura e 60 m de altura	0,55

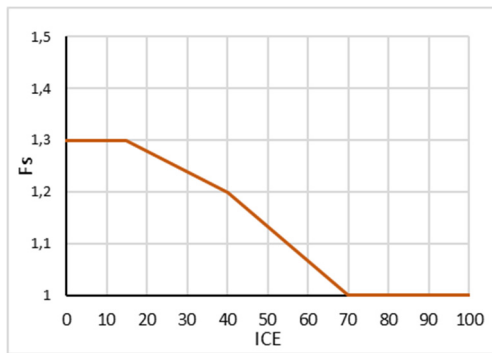
$$K_0 \leq 1: ICE = \frac{3704\sigma_{ci} \times e^{\frac{RMR|_{14c}-100}{24}}}{(3 - K_0) \times H} \times f \quad \text{Equação 30}$$

$$K_0 \geq 1: ICE = \frac{3704\sigma_{ci} \times e^{\frac{RMR|_{14c}-100}{24}}}{(3K_0 - 1) \times H} \times f \quad \text{Equação 31}$$

σ_{ci} : Resistência à compressão uniaxial da rocha intacta (MPa).
 K_0 : Coeficiente das tensões horizontais e verticais.
 H : Profundidade a que se encontra a frente do túnel (m).
 f : Fator da forma do túnel, definido no quadro ao lado.
 $RMR|_{14c}$: $RMR|_{14b}$ corrigido com o fator F_0 (Celada & Bieniawski, 2020).

Gráfico:

Equações segunda fase:



$$ICE < 15: \quad F_s = 1.3 \quad \text{Equação 32}$$

$$15 < ICE < 70: \quad F_s = \frac{2.3 \times \sqrt{100 - ICE}}{7.1 + \sqrt{100 - ICE}} \quad \text{Equação 33}$$

$$ICE > 70: \quad F_s = 1 \quad \text{Equação 34}$$

Valores de F_s em função do ICE (adaptado de Celada et al., 2014).

Celada et al. (2014) apresentam ainda uma correlação entre o $RMR|_{14}$ e o $RMR|_{89}$ que é dada pela Equação 35:

$$RMR|_{14} = 1,1 \times RMR|_{89} + 2 \quad \text{Equação 35}$$

3.3. Interação com outras Classificações Geomecânicas e Correlações

3.3.1. Q-system

Barton et al. (1974) publicaram o artigo “*Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*” onde introduziram o *Q-system*, desenvolvido após a análise de 200 casos de estudo em túneis e onde a aplicação de suporte permanente foi correlacionado com o índice *Q*.

Segundo Celada & Bieniawski (2020), ao contrário do RMR, que visa classificar maciços rochosos e estimar as suas propriedades, o índice *Q* foca-se na seleção do suporte de túneis. Contudo, quer o RMR quer o *Q* têm como objetivo a avaliação da qualidade do maciço rochoso e, portanto, já era expectável uma correlação entre os dois sistemas, pois cada um deles caracteriza corretamente o comportamento do maciço rochoso.

Ao longo dos tempos foram apresentadas várias sugestões de equações de correlação entre o RMR e o *Q* (Quadro 26).

Quadro 26. Algumas das correlações estabelecidas entre as classificações RMR e *Q*.

Referência	Correlação	Equação
Bieniawski (1976, 1984, 1989)	$RMR = 9,0 \ln Q + 44$	Equação 36
Rutledge & Preston (1978)	$RMR = 5,9 \ln Q + 43$	Equação 37
Moreno (1980)	$RMR = 5,4 \ln Q + 55,2$	Equação 38
Cameron-Clarke & Budavari (1981)	$RMR = 4,6 \ln Q + 60,8$	Equação 39
Abad et al. (1984)	$RMR = 10,5 \ln Q + 41,8$	Equação 40
Barton et al. (1985)	$RMR = 15 \ln Q + 50$	Equação 41
Kaiser et al. (1986)	$RMR = 8,7 \ln Q + 38$	Equação 42
Fresno et al. (2010)	$RMR = 6,7 \ln Q + 36$	Equação 43

Bieniawski (1976, 1984, 1989) expôs a correlação apresentada na Equação 36 que foi obtida através do gráfico da Figura 28, onde é evidente a relação entre $RMR|_{89}$ e *Q*.

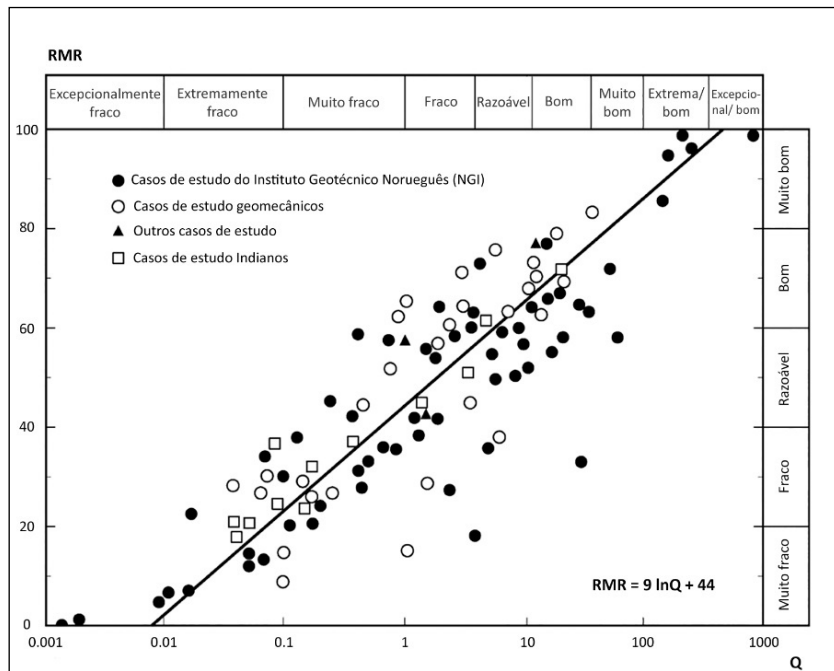


Figura 28. Correlação entre o RMR e o Q para a Equação 36 (adaptado de Bieniawski, 1989).

Posteriormente, Barton et al. (1985) propuseram a correlação expressa na Equação 41, a qual se encontra graficamente representada na Figura 29.

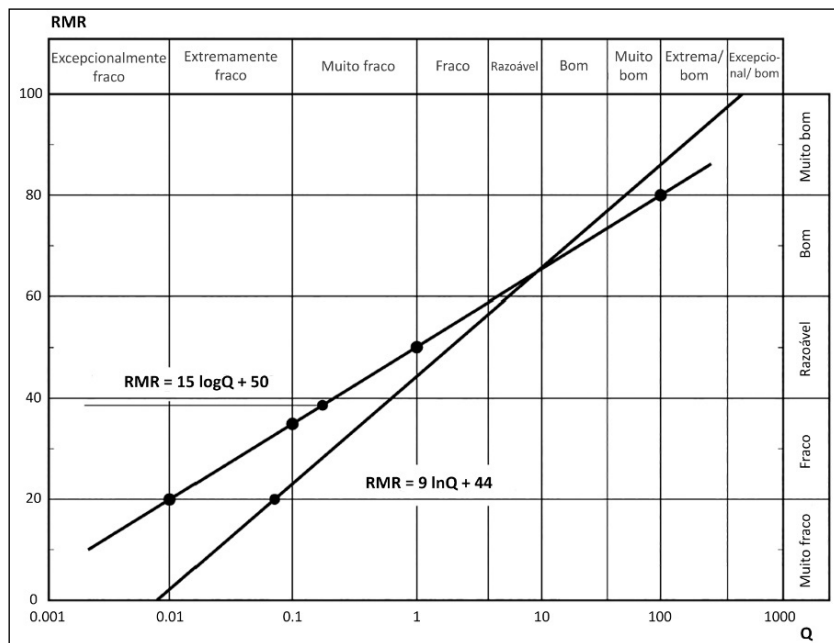


Figura 29. Representação das correlações propostas por Barton & Bieniawski (2008).

Segundo Celada & Bieniawski (2020) as correlações propostas por Barton & Bieniaswski (2008) são razoáveis para maciços com valores de $RMR|_{89}$ superiores a 50 e inferiores a 80, isto é, para maciços rochosos com razoável a boa qualidade.

Para estabelecer a correlação entre o $RMR|_{14}$ e o Q , Celada & Bieniawski (2020) usaram os valores dos 101 casos representados na Figura 28, ignorando apenas os casos de grande dispersão. Assim, foi estabelecida uma nova correlação, expressa pela Equação 44 e Figura 30, mesmo que o coeficiente de correlação seja um pouco baixo, ou seja $R^2=0,68$).

$$RMR|_{14} = 8,12 \ln Q + 49,80$$

Equação 44

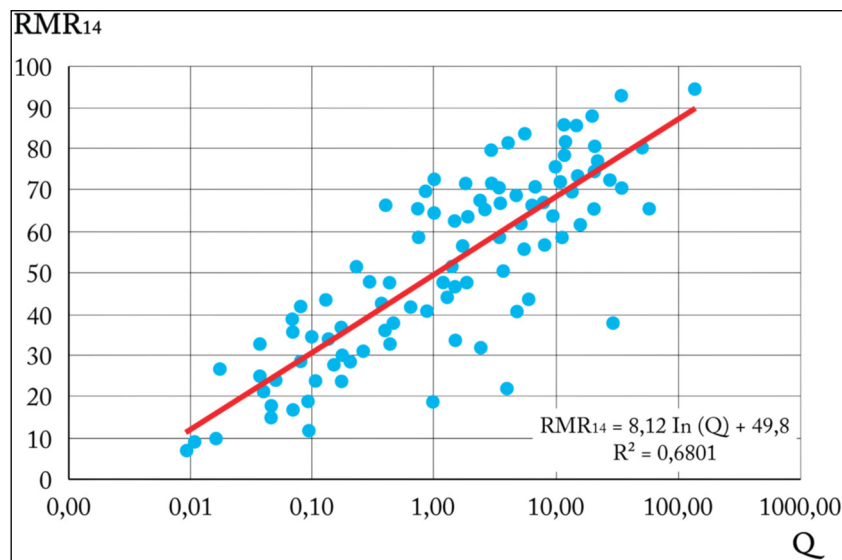


Figura 30. Correlação entre $RMR|_{14}$ e Q (Celada & Bieniawski, 2020).

3.3.2. Geological Strength Index (GSI)

O *Geological Strength Index* (GSI) foi desenvolvido por Evert Hoek em 1994, tendo sofrido ligeiras mas contínuas modificações, ao longo dos anos (Ceballos et al., 2014; Santa et al., 2019), até à sua última versão $GSI|_{13}$ (Hoek et al., 2013).

Hoek et al. (1995) apresentaram uma correlação para a obtenção do valor de GSI a partir do $RMR|_{89}$, que desde aí é usada para qualquer nova versão do GSI:

$$GSI|_{94} = RMR|_{89} - 5$$

Equação 45

Considerando:

- Valores de $RMR|_{89} > 23$;
- O maciço seco (valor 15 no parâmetro relativo à presença de água);
- A orientação das descontinuidades com orientação muito favorável (valor 0 no parâmetro relativo à orientação das descontinuidades).

Aquando da apresentação do $GSI|_{13}$ não foi indicada nenhuma correlação com o $RMR|_{89}$, apenas uma correlação (Equação 46) entre o GSI obtido através da cartografia das frentes do túnel e o $GSI|_{13}$ adquirido através $JCond_{89}$ e o RQD (Equação 47).

$$GSI|_{13} = 1,124 GSI - 2,986; \quad R^2 = 0,95 \quad \text{Equação 46}$$

$$GSI|_{13} = Jcond_{89} + \frac{RQD}{2} \quad \text{Equação 47}$$

Onde:

- $JCond_{89}$: são as condições das descontinuidades definidas por Bieniawski (1989).

3.4. Estimativa das propriedades do maciço rochoso

3.4.1. Determinação da resistência à compressão uniaxial do maciço rochoso - σ_{cm}

Para Celada & Bieniawski (2020) a resistência à compressão uniaxial do maciço rochoso é um parâmetro de grande importância no projeto de um túnel. Contudo, este é um parâmetro de medição direta difícil, devido ao efeito de escala produzido pelas descontinuidades no maciço rochoso.

Entre 1966 e 1973, segundo Celada & Bieniawski (2020) o *South African Council for Scientific and Industrial Research* (CSIR) realizou um importante programa, a grande escala, de ensaios de compressão uniaxial *in situ*, ao todo foram realizados 66 ensaios em amostras de carvão de diferentes formas, cortadas *in situ*, cujas dimensões atingiram 2 m.

Décadas mais tarde, Aydan & Dalgic (1998) forneceram dados de cerca 20 ensaios de cisalhamento realizados *in situ*, de amostras com valores de RMR entre 5 e 80 (Celada & Bieniawski, 2020). As equações que melhor retratam o resultado destes ensaios estão representadas no Quadro 27 e na Figura 31.

Quadro 27. Correlações empíricas para estimar a resistência do maciço rochoso σ_{cm} com o RMR a partir da resistência à compressão uniaxial da rocha σ_{ci} .

Referência	Correlação	Equação
Yudhbir et al. (1983)	$\frac{\sigma_{cm}}{\sigma_{ci}} = e^{\frac{7,65(RMR-100)}{100}}$	Equação 48
Ramamurthy et al. (1985), Ramamurthy (1996)	$\frac{\sigma_{cm}}{\sigma_{ci}} = e^{\frac{RMR-100}{18,75}}$	Equação 49
Kalamaras & Bieniawski (1993, 1995)	$\frac{\sigma_{cm}}{\sigma_{ci}} = e^{\frac{RMR-100}{24}}$	Equação 50
Aydan et al. (1997)	$\sigma_{cm} = 0,0016RMR^{25}$	Equação 51
Aydan & Dalgıç (1998)	$\frac{\sigma_{cm}}{\sigma_{ci}} = \frac{RMR}{RMR + 6(100 - RMR)}$	Equação 52
Laubscher (1984), Singh & Goel (1999)	$\frac{\sigma_{cm}}{\sigma_{ci}} = \frac{RMR - \text{Rating for } \sigma_{ci}}{106}$	Equação 53
Trueman (1988), Asef et al. (2000)	$\frac{\sigma_{cm}}{\sigma_{ci}} = 0,5e^{0,06RMR} \text{ (MPa)}$	Equação 54

Segundo Zhang (2009), σ_{ci} é a resistência à compressão uniaxial da rocha intacta e as equações das correlações empíricas antes de 1989 usam o $RMR|_{76}$ que é menor que o $RMR|_{89}$ em 5 valores.

Celada & Bieniawski (2020), com base na Equação 50 do Quadro 27, apresentam uma equação que possibilita a obtenção da resistência à compressão uniaxial do maciço rochoso a partir dos valores de $RMR|_{14}$:

$$\sigma_{cm} = \sigma_{ci} \times e^{\frac{RMR|_{14}-100}{17}} \quad \text{Equação 55}$$

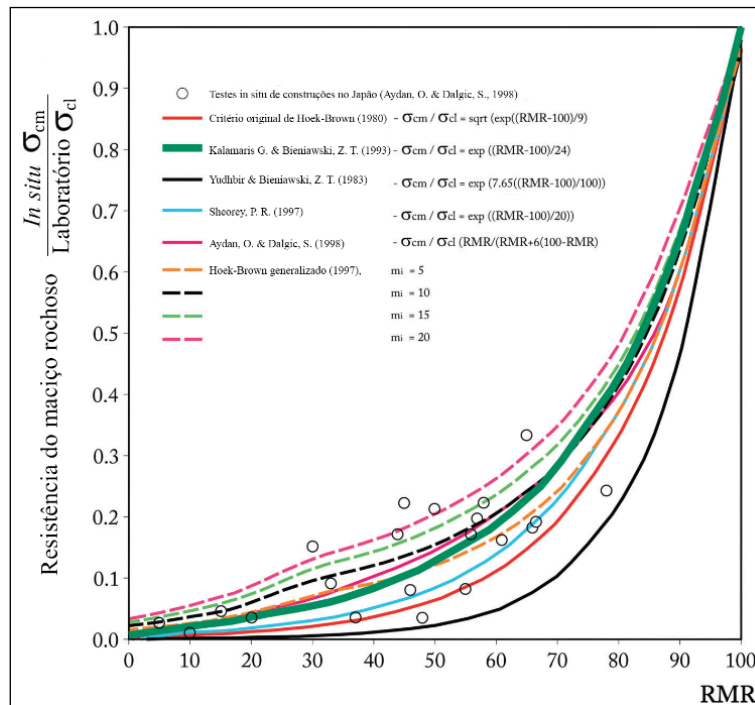


Figura 31. Correlação entre o RMR e a resistência à compressão do maciço rochoso (adaptado de Zhang, 2009)

3.4.2. Critério de Hoek & Brown

Para González de Vallejo et al. (2002) o critério de Hoek & Brown (Hoek & Brown, 1980a,b) é um critério de rotura válido para maciços rochosos isotrópicos, e tem em conta os fatores que determinam a rotura do meio rochoso a uma grande escala, tais como: a não-linearidade com o nível de tensões, a influência do tipo de rocha e do estado do maciço, a relação entre a resistência à compressão e a tensão de confinamento, a diminuição do ângulo de atrito com o aumento da tensão de confinamento, etc.

Este critério foi desenvolvido inicialmente para aplicação em maciços rochosos fraturados sem alteração, com matriz rochosa resistente, assumindo que os blocos de rocha estão em contacto uns com os outros e que a resistência do maciço está controlada pela resistência das descontinuidades (González de Vallejo et al., 2011).

A resistência do maciço está definida pela seguinte expressão (Hoek & Brown, 1980a,b):

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \sqrt{m \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s} \quad \text{Equação 56}$$

Onde:

- σ'_1 e σ'_3 são as tensões principais efetivas (tensão maior e menor, respetivamente);
- σ_{ci} é a resistência à compressão uniaxial da rocha intacta;
- m e s são as constantes adimensionais que dependem das propriedades do maciço rochoso, do tipo de rocha e da frequência e características das descontinuidades.

O valor de σ_{ci} deve obter-se em ensaios de compressão simples de laboratório ou, na ausência destes, pode ser estimado a partir do ensaio de carga pontual (PLT – *Point load test*) ou de índices de campo. Os valores de m e s podem obter-se a partir do índice de RMR (Hoek & Brown, 1988):

Para maciços rochosos sem alteração e não afetados por rebentamentos (não perturbado):

$$m = m_i \exp \frac{RMR - 100}{28} \quad \text{Equação 57}$$

$$s = \exp \frac{RMR - 100}{9} \quad \text{Equação 58}$$

Para maciços rochosos alterados ou afetados por rebentamentos (perturbado):

$$m = m_i \exp \frac{RMR - 100}{14} \quad \text{Equação 59}$$

$$s = \exp \frac{RMR - 100}{6} \quad \text{Equação 60}$$

Onde m_i é o valor correspondente à matriz rochosa, que se obtém em ensaios de compressão triaxial; se o meio rochoso está completamente são (RMR=100) $m=m_i$ e $s=1$.

Segundo González de Vallejo et al. (2011), o critério e as expressões para o cálculo de m e s não proporcionavam valores representativos para maciços rochosos alterados e de má qualidade, o que levou Hoek & Brown a desenvolverem uma nova expressão, válida para os maciços rochosos fraturados de má qualidade, com materiais brandos e alterados (Hoek et al., 1992; Hoek, 1994):

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad \text{Equação 61}$$

Onde:

- σ'_1 e σ'_3 são as tensões das principais efetivas (tensão maior e menor, respetivamente);
- σ_{ci} é a resistência à compressão uniaxial da rocha intacta;

- m , s e a são as constantes adimensionais que dependem das propriedades do maciço rochoso, do tipo de rocha e da frequência e características das descontinuidades (a varia entre 0,30 e 0,65 com valores mais altos para a rocha esmagada e valores mais baixos para rocha maciça).

Devido ao facto das equações anteriores só serem aceitáveis para valores de RMR maiores que 25, não sendo aplicáveis em maciços rochosos de muito má qualidade, onde o valor mínimo que o $RMR|_{76}$ pode assumir é 18 e de 23, para o sistema $RMR|_{89}$, Hoek (1994) e Hoek et al. (1995, 2002) propõem uma relação entre os parâmetros m , s e a com o GSI (Zhanq, 2009; González de Vallejo et al., 2011; Celada & Bieniawski, 2020).

3.4.3. Critério de Yudhbir-Bieniawski

O critério de Yudhbir-Bieniawski é mais utilizado para comprovar e comparar os resultados obtidos através do critério de Hoek-Brown (Edelbro et al., 2006), sendo este último utilizado com mais frequência nos cálculos por computador. Ou seja, o critério de Yudhbir (1983) baseado em Bieniawski (1974a) é tido em conta para comprovar as estimativas da resistência do maciço rochoso (Geocontrol, 2011), através da Equação 62 e da Equação 63 (modificado por Yudhbir-Bieniawski em Geocontrol, 2011):

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_{ci}} = A_m + B_m \sqrt{\frac{RMR|_{74}}{100}} \left(\frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} \right)^{0,75} \quad \text{Equação 62}$$

$$A_m = e^{\frac{RMR|_{74} - 100}{20}} \quad \text{Equação 63}$$

Onde:

- A_m : constante do maciço rochoso - $A_m = f$ (qualidade do maciço) - p.ex.: $A_m=1$ para rocha intacta;
- B_m : constante da rocha intacta - $B_m = f$ (tipo de rocha) - p.ex: arenito $B_m = 4,0$.

3.4.4. Determinação do Módulo de deformabilidade do maciço rochoso - E_m

O módulo de deformabilidade do maciço rochoso (E_m , GPa) é um parâmetro essencial para calcular as deformações dos terrenos associados à escavação de um túnel, pois este retrata a reacção do maciço em resposta às forças que lhe são aplicadas. Porém, a sua determinação é normalmente muito dispendiosa e difícil. Portanto, a utilização de métodos empíricos é inevitável (González de Vallejo et al., 2011; Celada & Bieniawski 2020).

O módulo de deformação (E_m) está relacionado com a tensão no terreno (σ) pela lei de Hoek (Celada & Bieniawski 2020), definindo a relação linear elástica entre o esforço aplicado e a deformação produzida (ε) na direcção do esforço (González de Vallejo et al., 2011):

$$\sigma = \varepsilon \times E_m \quad \text{Equação 64}$$

Deere (1963) propôs um gráfico (Figura 32), onde demonstra os valores do módulo de deformabilidade (σ/ε) a partir de testes de compressão uniaxial realizados em algumas litologias. Assim, através da Figura 32 e sabendo a resistência à compressão uniaxial da litologia em análise, é possível correlacionar e obter o módulo de deformabilidade do maciço correspondente.

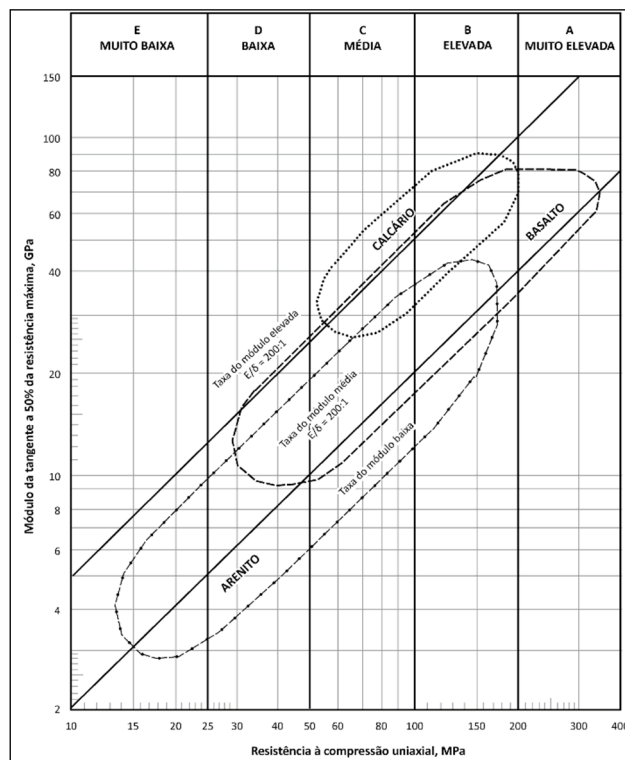


Figura 32. Correlação entre a resistência à compressão uniaxial e o módulo de deformabilidade para 3 litologias: calcário, basalto e arenito (Deere, 1963).

Bieniawski (1978), com base no resultado de ensaios *in situ* de 7 projetos, sugeriu a Equação 65 como correlação para estimar o módulo de deformabilidade, E_m (Figura 33) através do valor do RMR, a qual só é válida para valores de $RMR > 50$ (maciços rochosos de boa qualidade) (Bieniawski, 1989; González de Vallejo et al., 2002 e 2011; Zhang, 2009):

$$E_m = 2RMR|_{76} - 100 \quad \text{Equação 65}$$

Para $30 < RMR < 50$ (maciços rochosos de baixa a muito baixa qualidade) Serafim & Pereira (1983) definem valores de E_m entre 1 e 10 GPa através da Equação 66 (Bieniawski, 1989; Zhang, 2009; Palmström et al., 2010; González de Vallejo et al., 2011):

$$E_m = 10 \left(\frac{RMR|_{76} - 10}{40} \right) \quad \text{Equação 66}$$

Hoek et al. (1995) propõem uma modificação da expressão de Serafim & Pereira (1983) com base nas observações e na retro-análise do comportamento de escavações subterrâneas em maciços de má qualidade. Mas esta alteração revelou-se inadequada, uma vez que foram alcançados valores de E_m superiores aos valores de rocha intacta obtidos em laboratório. Esta nova expressão (Equação 67) considera o valor da resistência à compressão uniaxial da rocha intacta $\sigma_{ci} < 100$ MPa e substitui o parâmetro RMR pelo GSI, índice que se obtém a partir das características do maciço rochoso (Zhang, 2009; González de Vallejo et al., 2011).

$$E_m = \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} 10 \left(\frac{GSI - 10}{40} \right) \quad \text{Equação 67}$$

Onde σ_{ci} está em MPa e E_m em GPa.

Por seu turno, Read et al. (1999) propõem a Equação 68 para calcular o E_m em GPa baseado no valor do $RMR|_{89}$ do maciço rochoso:

$$E_m = 0,1 \left(\frac{RMR|_{89}}{10} \right)^3 \text{ GPa} \quad \text{Equação 68}$$

Segundo González de Vallejo et al. (2011), as expressões anteriores não têm em conta os dados de laboratório e são independentes das propriedades de deformabilidade da matriz rochosa. Consequentemente, e devido à variabilidade da deformabilidade dos maciços rochosos, é

recomendável considerar um intervalo de variação em função de um valor máximo e mínimo com respeito ao valor de E_m determinado *in situ*:

$$E_{m\min} = 0,4E_m \text{ e } E_{m\max} = 1,6E_m \quad \text{Equação 69}$$

Palmström & Singh (2001) representaram a correlação entre o RMR e o módulo de deformabilidade usando o gráfico da Figura 33, onde a maior parte dos dados são agrupados no intervalo de valores de RMR entre 55 e 75. No entanto, neste intervalo existe uma grande variação do módulo de deformabilidade para um determinado valor de RMR, enquanto que para valores de RMR menores que 55 os valores do módulo de deformabilidade não apresentam tanta dispersão (Celada & Bieniawski, 2020).

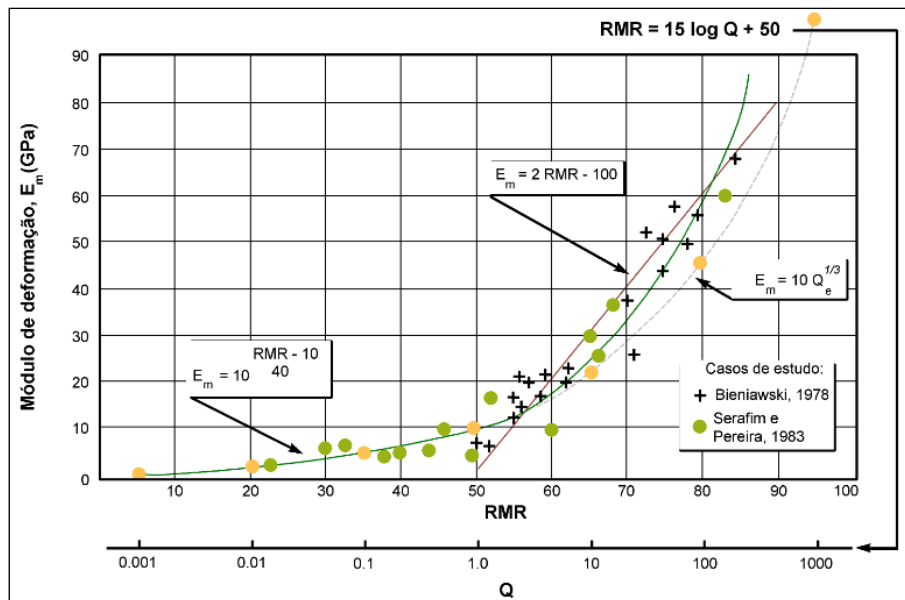


Figura 33. Correlações para estimar o módulo de deformabilidade *insitu* (adaptado de Barton & Bieniawski, 2008).

Usando uma base de dados, a qual inclui 115 ensaios realizados *in situ* a partir dos ensaios de carga em placa e dilatométricos, Gokceoglu et al. (2003) obtêm a seguinte Equação 70:

$$E_m = 0,0736e^{0,0755RMR} \quad \text{Equação 70}$$

Na Figura 34 é possível observar e comparar algumas das correlações apresentadas acima com os dados de diferentes autores (Zhang, 2009).

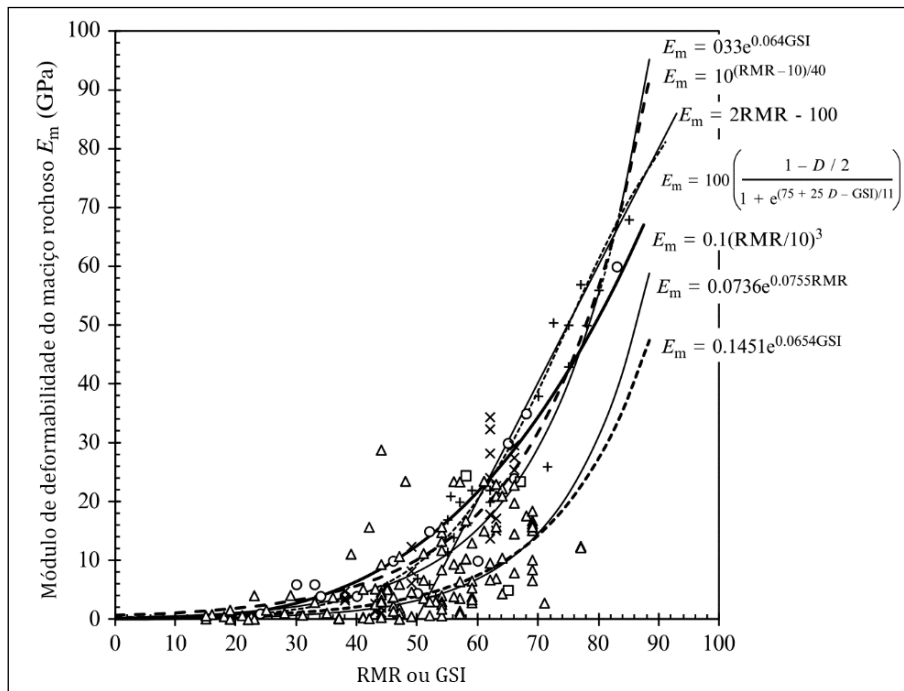


Figura 34. Correlação entre o módulo de deformabilidade (E_m) e o RMR ou o GSI (em que D é o grau de perturbação originado pelo método de escavação; (+) Bieniawski, 1978; o Serafim & Pereira, 1983; (x) Stephans & Banks, 1989; (□) Schultz, 1996; (Δ) Gokceoglu et al., 2003 (em Zhang, 2009).

Lowson & Bieniaswki (2013) perante o conhecimento das equações apresentadas por vários autores, propõem duas correlações (Equação 71 e Equação 72) para valores de $RMR|_{89}$ maiores ou menores que 55 (Figura 35):

$$RMR|_{89} < 55 \quad E_m = 10^{\frac{RMR|_{89}-10}{40}} \quad \text{Equação 71}$$

$$RMR|_{89} > 55 \quad E_m = 14 + (E_i - 14) \left[1 - \left(\frac{100 - RMR|_{89}}{44} \right)^{\frac{RMR|_{89}}{70}} \right] \quad \text{Equação 72}$$

Onde:

- E_i , é o módulo de deformabilidade da rocha intacta, obtida em laboratório, em GPa;

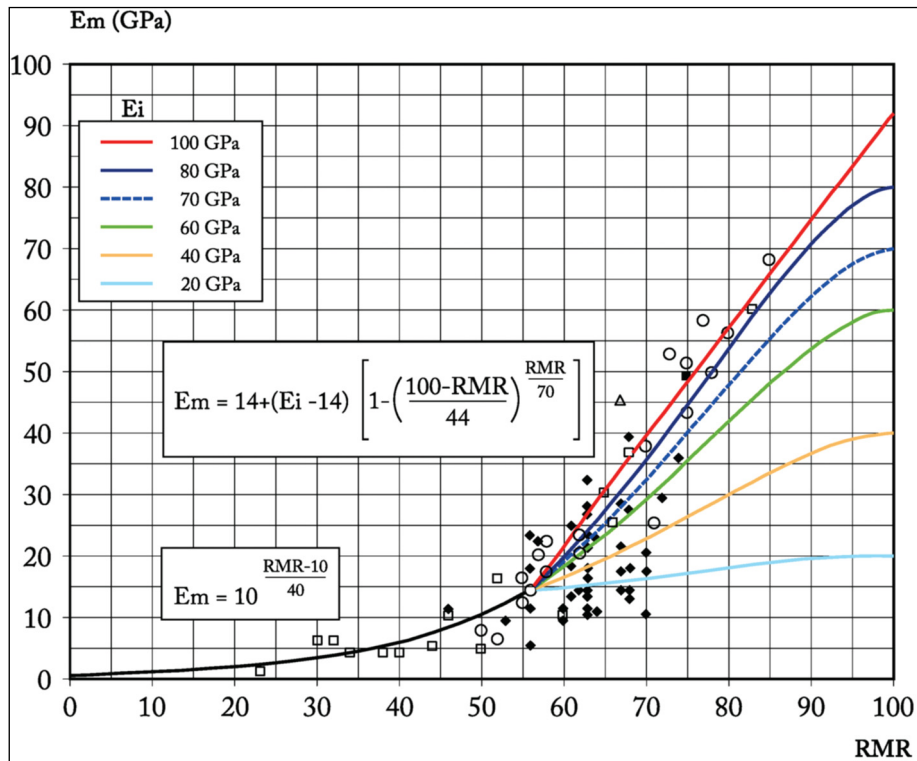


Figura 35. Correlações entre $RMR|_{89}$ e E_m (Lowson & Bieniawski, 2013).

Celada & Bieniawski (2020) através das equações anteriormente apresentadas por Lowson & Bieniawski (2013), publicaram correlações para o $RMR|_{14}$ expressas pelas equações (Equação 73 Equação 74):

$$RMR|_{14} < 64 \quad E_m = 10 \cdot 10^{\frac{RMR|_{14}-13}{44}} \quad \text{Equação 73}$$

$$RMR|_{14} > 64 \quad E_m = 14 + (E_i - 14) \left[1 - \left(\frac{100 - RMR|_{14}}{40} \right)^{\frac{RMR|_{14}}{145}} \right] \quad \text{Equação 74}$$

Existem, igualmente, correlações empíricas entre o rácio do módulo de deformação do maciço rochoso (E_m) e o módulo de deformação da rocha intacta (E_r) com o RMR (ver Quadro 28).

Verman et al. (1997) obtiveram uma expressão empírica que mostra a variação do módulo de deformabilidade do maciço rochoso com a profundidade:

$$E_m = 0,4h^\alpha 10^{\frac{RMR-20}{38}} \quad \text{Equação 75}$$

Onde

- α é a variável que depende do RMR ($\alpha=0,30$ e $0,16$ para $RMR=68$ e $RMR = 31$, respetivamente);

- h é a profundidade (m).

Quadro 28. Correlações empíricas entre o rácio do módulo de deformação do maciço rochoso E_m e o módulo de deformação da rocha intacta E_r com o RMR (adaptado de Zhang, 2009).

Referência	Correlação	Equação
Nicholson & Bieniawski (1990)	$\frac{E_m}{E_r} = 0,0028RMR^2 + 0,9e^{\frac{RMR}{22,82}}$	Equação 76
Mitri et al. (1994)	$\frac{E_m}{E_r} = \frac{1 - \cos(\pi \times RMR/100)}{2}$	Equação 77
Sonmez et al. (2004)	$\frac{E_m}{E_r} = (S^a)^{0,4}; s = e^{\frac{GSI-100}{9}};$ $a = \frac{1}{2} + \frac{e^{-GSI/15} - e^{-20/3}}{6}$	Equação 78
Ramamurthy (2004)	$\frac{E_m}{E_r} = e^{\frac{RMR-100}{17,4}}$	Equação 79
	$E_m(GPa) = E_l e^{\frac{RMR-100}{36}}$	
Galera et al. (2005)	RMR>50 $E_m(GPa) = 0,0876RMR$ RMR≤50 $E_m(GPa) = 0,0876RMR + 1,056(RMR - 50) + 0,015(RMR - 50)^2$	Equação 80
Sonmez et al. (2006)	$\frac{E_m}{E_r} = e^{\frac{(RMR-100)(100-RMR)}{4000 \exp(\frac{-RMR}{100})}}$	Equação 81
Ván & Vászárhelui (2010)	$\frac{E_m}{E_l} = \frac{\sigma_m}{\sigma_{ci}} e^{\frac{RMR-100}{22}}$	Equação 82

E_l : Módulo da rocha intacta determinado em laboratório.

3.4.5. Determinação da coesão (C_m , MPa) e do ângulo de atrito (ϕ_m , °) do maciço rochoso

O valor de RMR, e, conseqüentemente, a classe do maciço rochoso, permite obter a coesão e ângulo de atrito do maciço, através da consulta da parte D do Quadro 23 do subcapítulo 3.2.2., ou com base em expressões numéricas, como é o caso das equações apresentadas no Quadro 29.

Quadro 29. Correlações para obtenção do ângulo de atrito, ϕ_m (°) e da Coesão, C_m (MPa).

Referência	Correlação	Equação
Aydan et al. (1993)	$\phi_m = 20\sigma_{cm}^{0,25}$	Equação 83
Aydan & Kawamoto (2001)	$\phi_m = 20 + 0,5RMR$	Equação 84
Şen & Sadagah (2003)	RMR ≥ 20% $\phi_m = 25 [1 + 0,01RMR]$	Equação 85
	RMR < 20% $\phi_m = 1,5RMR [1 + 0,01RMR]$	Equação 86
Aydan & Kawamoto (2001)	$C_m = \frac{\sigma_{cm}}{2} \frac{1 - \sin \phi_m}{\cos \phi_m}$	Equação 87
Şen & Sadagah (2003)	$C_m = 3,625 RMR$	Equação 88

3.4.6. Determinação do Coeficiente de Poisson (ν_m)

O coeficiente de Poisson pode ser obtido através de equações de correlação. Neste trabalho enumeram-se duas, uma das quais tem uma relação direta com o RMR, como se observa no Quadro 30.

Quadro 30. Correlações para obtenção do coeficiente de Poisson.

Referência	Correlação	Equação
Aydan et al. (1993)	$\nu_m = 0,25 \left(1 + e^{-\frac{\sigma_{cm}}{4}}\right)$	Equação 89
Tokashiki & Aydan (2010)	$\nu_m = 0,5 - 0,2 \frac{RMR}{RMR + 0,2(100 - RMR)}$	Equação 90
Aydan et al. (2012)	$\frac{\nu_m}{\nu_i} = 2,5 - 1,5 \frac{RMR}{RMR + (100 - RMR)}$	Equação 91

σ_{cm} : Resistência à compressão uniaxial do maciço rochoso
 ν_i : Coeficiente de Poisson da rocha intacta

3.5. Aplicações

Como já foi referido o RMR sofreu alterações e/ou melhoramentos ao longo dos anos. Algumas destas alterações deram-se quando o RMR era analisado e aplicado segundo um projeto específico

de engenharia civil. Contudo, como também já foi referido, segundo Bieniawski estas alterações específicas não criam uma classificação, isto porque continuam a ter por base o RMR, pelo que não devem ser definidas como novas, mas sim evoluções à primeira classificação. Portanto, o RMR foi aplicado em vários tipos de projetos de engenharia, tais como túneis, taludes, fundações e minas, sendo que a sua maior aplicação é nos túneis (Bieniawski 1984a,b, 1989), permitindo dividir a sua aplicabilidade em vários grupos:

- Túneis e Câmaras:
 - CSIR (*Council of Scientific and Industrial Research*): Bieniawski (1981, 1984a, b); Moreno-Tallon (1982); Nakao et al. (1983); González de Vallejo (1983).
- Minas:
 - MRMR (*Modified Rock Mass Rating system for mining*): Bieniawski (1973, 1976, 1977, 1978, 1979); Laubscher & Taylor (1976); Laubscher (1977, 1984) Ghose & Raju (1981); Abad et al. (1984); Unal (1983, 1996); Newman & Bieniawski (1986); Laubscher & Page (1990); Laubscher & Jakubec (2000); Pakalnis et al. (2008);
 - MBR (*Mining Blasting Rock*): Cummings et al. (1982), Kendorski et al. (1983);
 - M-IRMR (*Mine improvement of rock mass rating*): Liu et al. (2014);
 - CMRS (*Coal mine roof support*) Venkateswarlu (1986);
 - CMRR (*Coal mine roof rating*) Molinda & Marck (1993, 1994); Marck Molinda (1996); Marck (1999).
- Taludes:
 - SMR (*Slope Mass Rating*): Bieniawski (1974c); Steffen (1977); Romana (1985, 1993), Romana et al. (2003, 2015); Romana & Serón (2004), Tomás et al. (2006, 2007);
 - SSR (*Slope Stability Rating*): Taheri et al. (2006).
 - Estabilidade de taludes: Robertson (1988)
- Fundações de barragens:
 - RMR (*Rock Mass Rating*): Bieniawski (1973, 1989); Serafim & Pereira (1983);
 - DMR (*Dam rock rating*): Romana (2004).

-
- Escavabilidade:
 - RME (*Rock Mass Excavability*): Weaver (1975), Bieniawski et al. (2006, 2007, 2008, 2009); von Preinl et al. (2006).
 - TBM:
 - Barton (2012); Celada et al. (2014); Celada & Bieniawski (2020).
 - CRMR:
 - CRMR (*Contínuos Rock Mass Rating*): şen & Sadagah (2003).
 - Estado de tensão do maciço rochoso:
 - SRC (*Surface Rock Classification*): González de Vallejo (1983, 2003); González de Vallejo & Ferrer (2011)
 - RMS (*Rock Mass Strength*): Stille et al. (1982).
 - Resistência à meteorização:
 - Olivier (1979)
 - Perfurabilidade:
 - Sandbak (1985)
 - Facilidade de dragagem:
 - Smith (1986)

3.6. Pontos fortes e limitações

3.6.1. Pontos fortes

O RMR é um sistema de relativa facilidade de utilização. Os parâmetros que constituem esta classificação obtêm-se de forma expedita, nomeadamente a partir de testemunhos de sondagem ou da cartografia de geologia de engenharia (e.g., Cameron-Clark & Budavari, 1981; González de Vallejo, 1983; Nakao et al., 1983; Bieniawski, 1989).

É um método aplicável e adaptável a diversas situações, incluindo minas de carvão, minas em rocha dura, taludes, fundações e túneis (Bieniawski, 1989), como se pode comprovar no capítulo anterior, onde se enumerou as variadíssimas divisões da sua aplicabilidade.

Segundo Bieniawski (1989) o sistema RMR é capaz de ser incorporado em conceitos teóricos, como é evidente nos trabalhos de Hoek & Brown (1980b), Moreno-Tallon (1982), Unal (1983), e Nicholson & Bieniawski (1986).

De acordo com Bieniawski (1989) o RMR é adaptável para o uso em sistemas especializados baseados no conhecimento. Com a introdução da metodologia de conjuntos difusos aplicados ao RMR por Nguyen & Ashworth (1985) e por Fairhurst & Lin (1985), a subjetividade ou imprecisão inerente a uma classificação pode ser considerada e incorporada num sistema especializado.

O RMR fornece um conjunto de diretrizes para a seleção do sustimento de túneis, dependendo dessas diretrizes de fatores como a profundidade abaixo da superfície (tensão *in situ*), tamanho e forma do túnel e o método de escavação, correlacionando o tempo e comprimento de auto-sustimento de um vão livre.

O RMR pode ser usado na obtenção de propriedades do maciço rochoso (Azad, 2018). Por outro lado, a Geocontrol (2019) afirma que o RMR permite um dimensionamento rigoroso do suporte que deve ser usado para projeto e construção de obras subterrâneas. Para Bieniawski (2011a, b) a essência do RMR e o Q-system é a avaliação da qualidade do maciço rochoso com o objetivo de construir túneis e fornecer dados para o projeto e construção.

Segundo Bieniawski (2011a,b), o RMR continua a ser usado com sucesso, mesmo para “rochas de muito má qualidade”, classe 5, com RMR <20, quando os dados são determinados adequadamente, havendo registros de vários casos históricos em que o valor do RMR é entre 0 e 3.

O RMR através de equações estima as propriedades do maciço rochoso (Bieniawski, 2011a, b), tais como:

- Módulo de deformabilidade;
- Resistência dos maciços rochosos;
- Fator de segurança;
- Ângulo de atrito;
- Coesão;
- Coeficiente de Poisson.

Permite obter o tempo de auto-sustimento do maciço, estima as necessidades preliminares do sustimento (Bieniawski, 2011a,b), como espaçamento, comprimento e capacidade de pregagens; capacidade e espessura do betão projetado, costelas/cambotas, betão projetado entre cambotas (Lowson et al., 2013).

3.6.2. Limitações

Não é aconselhável a aplicação do RMR sem a utilização de outras classificações geomecânicas, como também deverão ser utilizados conjuntamente métodos analíticos (métodos numéricos) e observacionais (exemplo: NATM) (Bieniawski, 2011a, b).

Segundo Bieniawski (1989), o resultado da classificação RMR₈₉ tende a ser bastante conservador, o que pode levar a um dimensionamento excessivo de sustimento. Esse aspeto é superado pelo plano de instrumentação e observação do comportamento do maciço rochoso durante a construção do túnel e pelo ajuste das previsões da classificação do maciço rochoso às condições locais. Um exemplo desta abordagem é o trabalho de Kaiser et al. (1986), no qual concluíram que o auto-sustimento do maciço dado na Figura 26 do subcapítulo 3.2.2 era muito conservadora, o que os leva a propor a seguinte correção, para ajustar o limite sem suporte do RMR, relativamente ao tamanho da escavação (Bieniawski, 1989; Abbas et al., 2017):

$$RMR_{(NS)} = 22 \ln ED + 25 \quad \text{Equação 92}$$

Onde:

- NS é a zona sem suporte;
- ED é a dimensão equivalente.

Bieniawski (1989) afirma que este sistema não é útil para decidir o método de escavação.

As primeiras classificações RMR não permitiam uma utilização de forma precisa em maciços rochosos de fraca qualidade, porque se baseava principalmente em histórias de casos de rochas competentes (Singh & Geol, 1999 in: Azad, 2018).

Com a evolução da classificação, a não-aplicabilidade do RMR em rochas de muito má qualidade, passa a ser um mito que deriva de hábitos erróneos na aplicação das classificações geomecânicas como “livros de receitas”, do qual se espera obter “receitas” válidas para todas as situações do projeto. Por seu lado, em 1991, Bieniawski relembra que os maciços rochosos de baixa qualidade requerem atenção especial e uma caracterização geotécnica cuidadosa, uma vez que a precisão do RMR depende da experiência e pode estar entre 2 a 3 pontos (à semelhança de outras classificações geomecânicas), pormenores em Barton & Bieniawski (2008).

Segundo Celada & Bieniawski (2020), depois de quase quatro décadas a usar o RMR, alguns problemas foram identificados, os quais podiam levar ao melhoramento da prática da engenharia de túneis:

- Era muito raro encontrar superfícies com $RMR > 90$;
- Os efeitos favoráveis da escavação mecânica não foram incluídos no original $RMR|_{89}$;
- Critério para calcular o $RMR|_{89}$ tende a concentrar o maciço rochoso em valores de RMR entre 40 e 60;
- A perda de tensão de algumas rochas sujeitas ao efeito da água não foi levada em consideração.

4.

**CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA RMR₈₉ *VERSUS* RMR₁₄: UMA APLICAÇÃO A
FRENTES DE ESCAVAÇÃO NUM TÚNEL NO NORTE DE PORTUGAL**

4. Classificação geomecânica RMR₈₉ versus RMR₁₄: uma aplicação a frentes de escavação num túnel no Norte de Portugal

4.1. Apresentação do projecto

4.1.1. Generalidades

O túnel em estudo enquadra-se no circuito hidráulico do aproveitamento hidroelétrico construído no concelho de Ribeira de Pena.

Em estudo está um túnel de secção circular de 8 m de diâmetro e 4598 m de comprimento, escavados em 4 troços retilíneos, com uma extensão total de 4073 m, e ainda 4 troços curvilíneos com um comprimento total de 526 m, com curvaturas a variar entre 15° e 32°, atacados por 4 frentes de escavação.

4.1.2. Método construtivo

A construção do túnel teve por base a filosofia NATM – *New Austrian Tunnelling Method* (von Rabcewicz, 1964/65; ITA-Austria, 2012), sendo que cada frente de escavação tem um ciclo de trabalho composto por (Figura 36):

- i) Perfuração;
- ii) Carregamento com explosivos;
- iii) Detonação;
- iv) Remoção de escombros;
- v) Saneamento mecânico e reperfilamento;
- vi) Verificação topográfica e estudos/levantamentos geológico-geotécnicos;
- vii) Aplicação de sustimento.

Existem vários métodos aplicados na construção de túneis, sendo o NATM um dos mais utilizados na atualidade. Este método é muito flexível, sendo aplicado em todo o tipo de terrenos, incluindo

maciços rochosos mais brandos e com pouco recobrimento. Este método baseia-se nos seguintes pontos:

- Escavação faseada da frente de escavação;
- Exploração do maciço como parte integrante da contenção (capacidade auto-portante do maciço);
- Aplicação de sustimento provisório (betão projetado, pregagens e cambotas);
- Monitorização durante e após a construção do túnel;
- Eventuais reforços de sustimento;
- Aplicação do revestimento definitivo.

Na Figura 36, é visível o ciclo resumido da construção de um túnel através do método NATM.

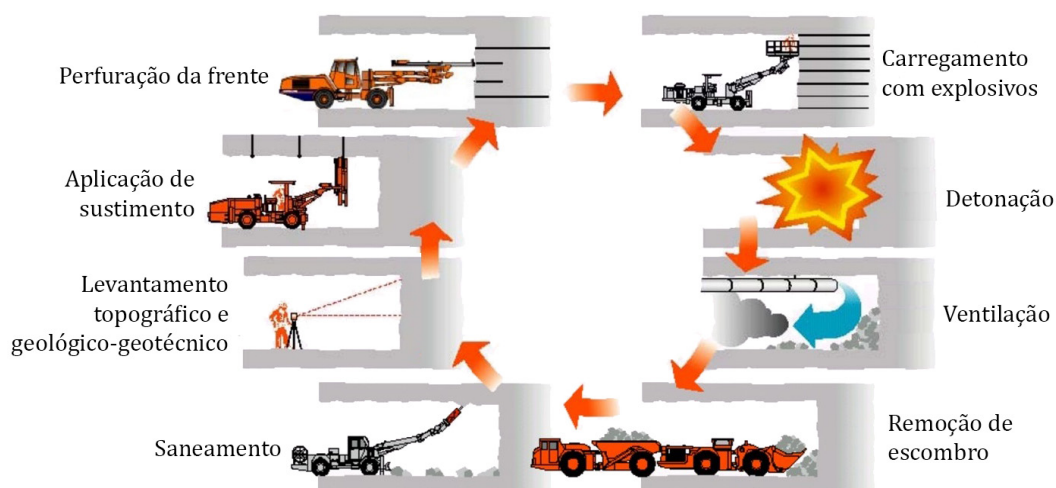


Figura 36. Ciclo simplificado da construção de um túnel através do método NATM (modificado de Railsystem, 2020).

4.2. Enquadramento geológico

4.2.1. Geologia regional

O túnel em estudo localiza-se no limite da Zona Centro-Ibérica com a Zona de Galiza Média Trás-os-Montes, encontrando-se cartografado na folha 6-C (Cabeceiras de Basto) e na folha 6-D (Vila Pouca de Aguiar) das Cartas Geológicas de Portugal à escala de 1/50.000 do Instituto Geológico e Mineiro (Noronha et al., 1992, 1998; Ribeiro et al., 2000; Sant’Ovaia et al., 2011) (Figura 37).

Segundo Noronha et al. (1992, 1998), Ribeiro et al. (2000) e Sant’Ovaia et al. (2011), a zona é fundamentalmente constituída por dois tipos de formações: granitóides hercínicos (granitos de duas micas, sintectónicos relativamente à terceira fase (sin-D₃) e metassedimentos do Paleozóico inferior pertencentes ao parautóctone, acompanhados por pequenas manchas de depósitos de cobertura.

Os terrenos ocorrentes na área envolvente ao túnel incluem-se em três unidades, nomeadamente: os Granitos de Santa Marta do Alvão (Ribeiro et al., 2000) ou Granitos da Chã (Sant’Ovaia et al., 2011), que correspondem a granitos de duas micas sintectónicos com a Orogenia Hercínica; a Unidade dos Xistos Negros (Sa, folha 6-C) e a Unidade das Fragas Negras (folha 6-D) são terrenos parautóctones de rochas metamórficas indiferenciadas, sendo que a unidade dos Xistos Negros corresponderá na sua parte inferior à unidade das Fragas Negras; estas unidades estão datadas do Paleozóico (Silúrico Superior) (Ribeiro et al., 2000; Sant’Ovaia et al., 2011).

Metassedimentos do Paleozóico - Terrenos parautóctones (Unidades parautóctones) - Silúrico Superior – (Wenloquiano ? a Ludloviano ?)

- *S_g - Xistos negros com abundantes níveis de lilitos e ampelitos com intercalações de quartzofilitos e quartzitos e de rochas calcossilicatadas*

Segundo Ribeiro et al. (2000), estamos perante uma unidade de natureza pelítica-psamítica, litologicamente constituída por filitos e micaxistos intercalados em litologias ricas em matéria orgânica, nomeadamente xistos negros com abundantes níveis de lilitos e ampelitos, com algumas intercalações de quartzofilitos e rochas calcossilicatadas. As litologias mais pelíticas (filitos e micaxistos) correspondem aos níveis de topo da unidade aflorante, sobretudo ao longo do vale da Ribeira de Gondiaes e as litologias mais ricas em matéria orgânica e as mais siliciosas são mais abundantes na base da unidade, que corresponderá à unidade das Fragas Negras (FN). Esta unidade bordeja o contacto NE com o Complexo Granítico de Cabeceiras de Basto até Santo Aleixo (Ribeira de Pena).

A individualização cartográfica dos dois membros desta unidade, na região abrangida pela folha 6-C, foi impossibilitada pelo maior grau de diferenciação metamórfica, pelas inúmeras repetições por dobramento apertado e pelo carácter transitivo que se verifica entre o membro inferior mais rico em litologias carbonosas e siliciosas e o membro superior mais pelítico.

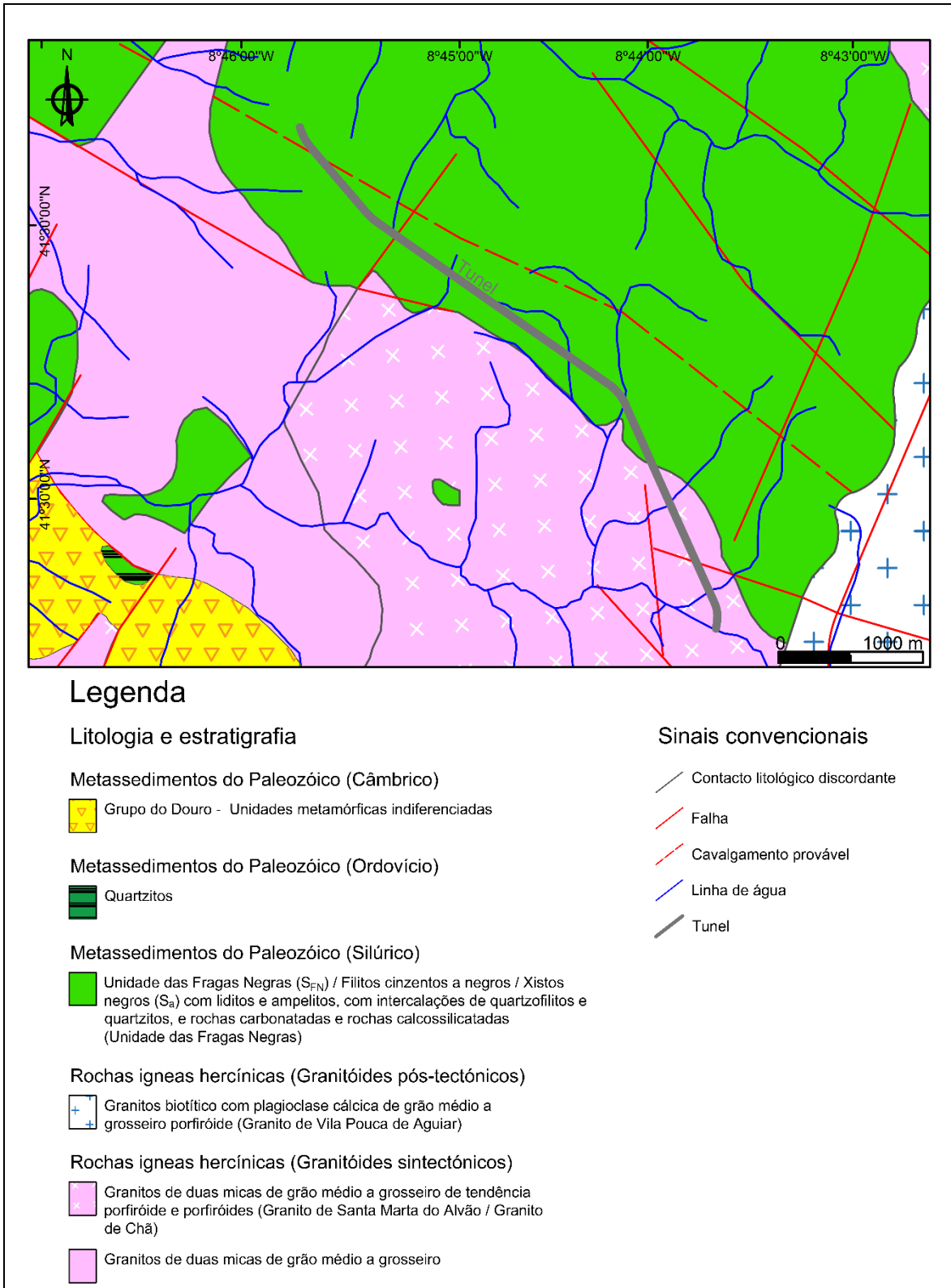


Figura 37. Esboço geológico representativo da cartografia geológica regional de superfície, mostrando as principais estruturas, bem como a localização do túnel (adaptado de Noronha et al., 1992, 1998).

As litologias predominantes nestas unidades são os micaxistos, os micaxistos quartzosos e os liditos, os quais apresentam uma foliação paralela à estratificação. Nos micaxistos, a composição

mineralógica é quartzo + mica branca + biotite, associados a andaluzite (por vezes, precedida de estauroilite) ou a cordierite. Estes últimos minerais e a biotite têm quase sempre um carácter porfiroblástico e poicilitico. Os liditos são rochas negras, que além de quartzo recristalizado em fino mosaico, apresentam abundância de matéria orgânica sedimentar fóssil e por vezes uma pequena percentagem de moscovite. A matéria orgânica e a pequena percentagem de moscovite marcam uma foliação responsável pelo carácter listrado destas rochas, que por vezes passam lateralmente a quartzitos ou ampelitos, dependendo da variação do conteúdo em quartzo.

O acidente tectónico responsável pelo possível carácter parautoctone desta unidade, se existe, está mascarado pelos contactos ígneos posteriores, sendo difícil a confirmação do carácter autóctone ou parautoctone destes metassedimentos. Deste modo, não é de excluir a possibilidade de esta unidade corresponder a uma unidade autóctone, sendo a parte inferior equivalente à Formação de Campanhó, e a parte superior equivalente à Formação de Santos (Pereira, 1987).

- *S_{FN} – Unidade das Fragas Negras (Silúrico inferior)*

Segundo Sant’Ovaia et al. (2011), a Unidade das Fragas Negras (SFN) é a unidade basal a SW do Domínio Estrutural de Três minas (DETM) que aflora a SW deste, em estreitas faixas alternadas em resultado de uma repetição por dobramento apertado N120°E, com plano axial subvertical e eixo sub-horizontal, embora com vergências variáveis. Na zona mais a SW, incluindo a zona onde se localizam as cortas romanas das antigas minas de ouro de Três Minas, a vergência é para SW, mas a Norte da Ribeira de Sevivas verifica-se vergência oposta, ou seja, para NE.

À semelhança da Unidade de Xistos Negros (Sa), a Unidade das Fragas Negras é composta por quartzofilitos e filitos cinzentos a negros, com intercalações de liditos que, por vezes, passam lateralmente a quartzitos cinzentos, apresentando algumas intercalações de rochas calcossilicatadas e de rochas carbonatadas negras, ostentando maior proeminência de filitos com os liditos mais esporádicos no setor W da falha Verin-Chaves-Régua (FVCRP). A abundância em matéria orgânica, em litologias argilosas, siliciosas e carbonatadas é a característica litológica mais notória.

Rochas granitóides Hercínicas

De acordo com Ribeiro et al. (2000), os granitóides intersetados pelo túnel são, maioritariamente, granitos de duas micas que correspondem a granitos sin-tectónicos (relativamente a D3). Estes granitos constituem um maciço compósito, apresentando uma forma alongada de orientação NW-SE (N130°), concordante com a estrutura regional, e que ocupa o núcleo de uma grande antiforma

D3, atravessando a parte central da folha, desde a Serra da Cabreira passando por Ribeira de Pena, e prolongando-se para SE desta Folha 6-C.

Especificamente, o túnel, quando atravessado por granitóides, intersecta o Granito de Chã (Folha 6-C) ou o Granito de Santa Marta do Alvão (Folha 6-D), um granito porfiróide de grão médio a grosseiro (Ribeiro et al. 2000; Sant’Ovaia, 2011).

Esta fácies aflora apenas no extremo SE da Folha 6-C, a Sul da Portela de St^a Eulália e a SW da Folha 6-D a NE de Gouvães da Serra, sendo recortada por diversas manchas de metassedimentos que foram considerados como pertencentes ao Complexo xisto-grauváquico.

Ocorrem nestas fácies, além de megacristais de feldspato potássico (essencialmente microclina com inclusões de plagioclase de composição An₃-An₄), megacristais de plagioclase (composição oligoclase-albite An₂-An₁₂), biotite com abundantes inclusões de zircão e de apatite, estando alguns grãos deformados e observando-se frequentemente moscovitização ao longo dos planos de clivagem. A moscovite ocorre em placas hipidiomórficas bem desenvolvidas de origem primária, por vezes contendo inclusões de biotite, e como moscovite secundária, observa-se ainda uma maior granulação do quartzo e inclusões de biotite na moscovite primária a serem levemente corroídas pelo quartzo.

Para além destas grandes unidades ainda foram intersectados Filões e Massas:

- Quartzo

Os filões de quartzo formam alinhamentos, por vezes muito extensos, correspondendo geralmente a alinhamentos de fraturas regionais, chegando a atingir vários quilómetros de extensão e dezenas de metros de possança. Geralmente distribuem-se por duas direcções preferenciais N-S e NE-SW, embora ocorram alguns com direcções NW-SE, sendo mais frequentes a Este da falha regional Verin-Chaves-Régua (FVCRP). As estruturas filonianas exibem habitualmente estrutura complexa, dado o seu preenchimento corresponder a vários períodos de deposição de quartzo (Ribeiro et al., 2000; Sant’Ovaia et al., 2011)

- Aplitos e/ou pegmatitos

Trata-se de aplitos e/ou pegmatitos graníticos, com possança muito variada, sendo mais abundantes nos metassedimentos a Oeste da falha regional FVCRP, em geral intimamente associados e constituindo filões com direcções dominantes NNW-SSE, N-S a NE-SW e E-W a WNW-ESE. A maioria destes filões está relacionada espacial e geneticamente com os granitos sintectónicos de duas micas e encontram-se deformados. São eles que contêm ou continham o essencial das mineralizações de estanho existentes na região. Mais recentemente, foram

descobertos filões aplíticos e pegmatíticos graníticos com espodumena, mas sem mineralização estanífera (Ribeiro et al., 2000; Sant’Ovaia et al., 2011).

4.3. Cartografia geológico-geotécnica das frentes de escavação do Túnel

Como já foi referido anteriormente, o ciclo de escavação contemplava o acompanhamento geológico-geotécnico da obra, através do qual foi possível recolher dados de 1414 frentes de escavação num total de 4598 m de extensão.

4.3.1. Litologias intersectadas pelo túnel

As litologias mais frequentemente intersectadas ao longo da escavação do túnel foram os micaxistos, os micaxistos quartzosos e os lilitos, genericamente designados por micaxisto, que apresentam uma foliação paralela à estratificação, e ainda o granito de duas micas, de grão médio a grosseiro, porfiróide, o qual, de uma maneira geral, ocorreu maioritariamente no extremo SE do túnel, não esquecendo as massas e filões de quartzo e aplito-pegmatitos intersectadas inúmeras vezes ao longo de todo o traçado do túnel (Figura 38 a Figura 40).

Poder-se-á assim dividir o túnel, em termos litológicos, em duas litologias: o granito de duas micas, de grão médio a grosseiro, porfiróide, com 822 m de extensão e o micaxisto com 3776 m de extensão, ambos divididos em 6 troços que perfazem 12 frações (Quadro 31 e Figura 42), estando estes, normalmente, intersectados por filões de quartzo ou massas aplito-pegmatíticas.

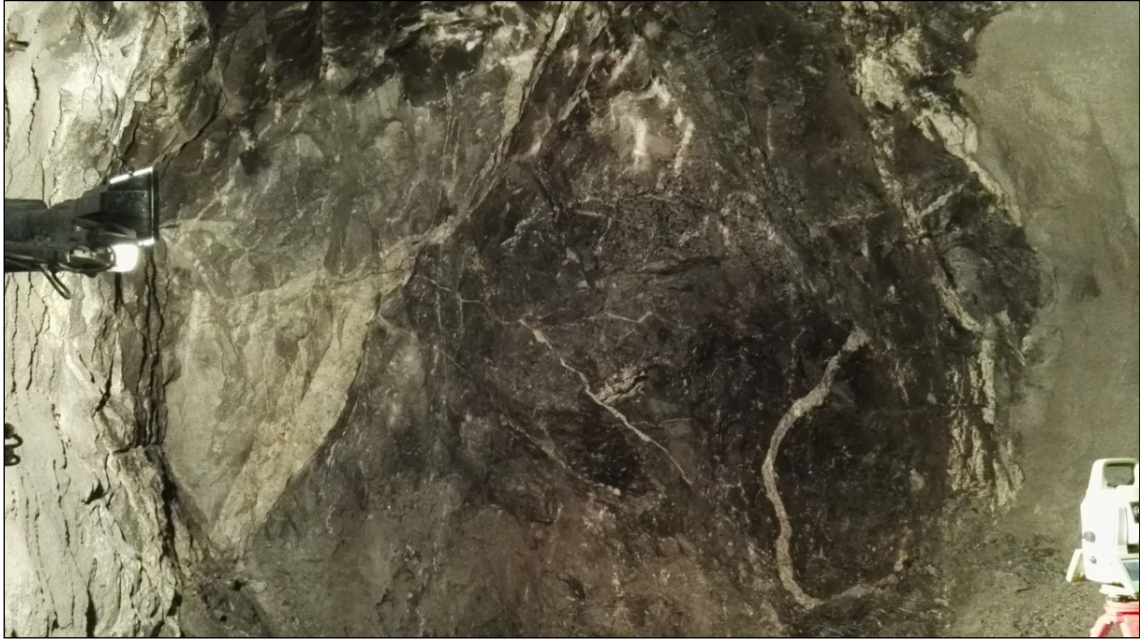


Figura 38. Aspectos das litologias intersectadas pelo túnel: micaxisto intersectado por um filão aplito-pegmatítico.



Figura 39. Micaxisto quartzoso.

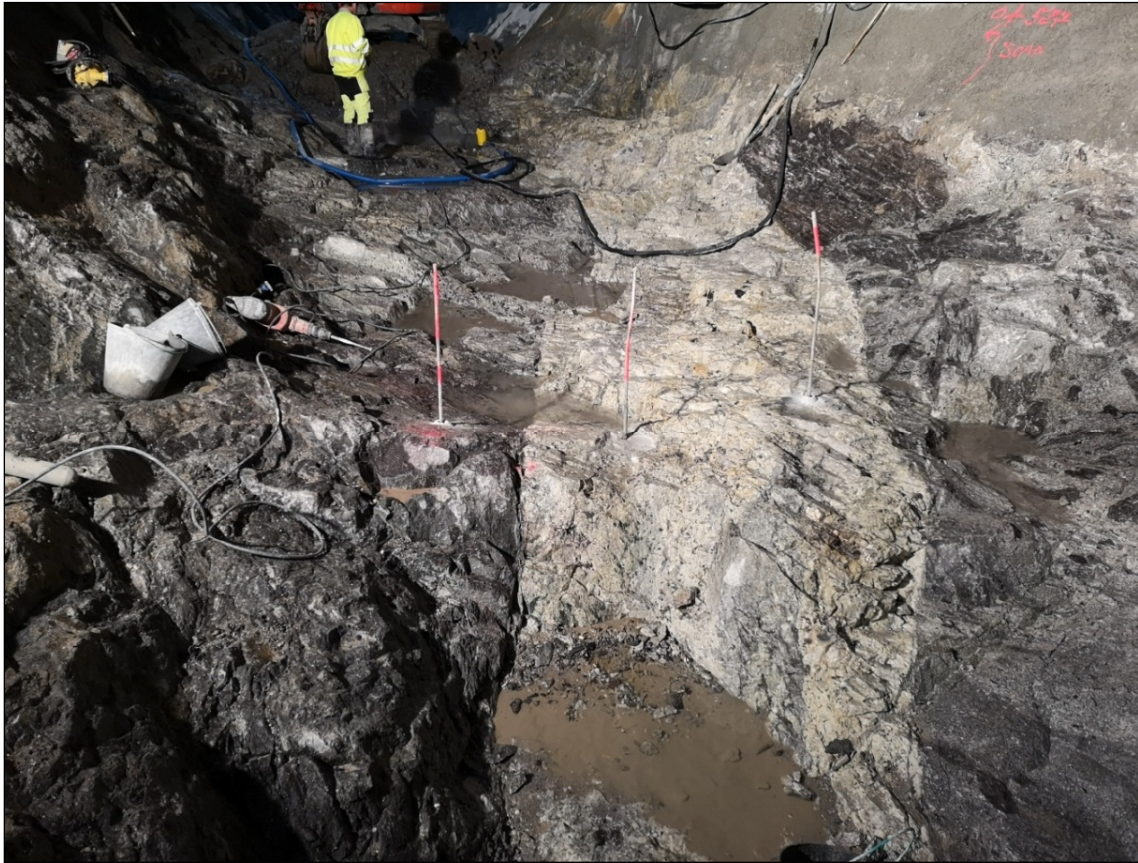


Figura 40. Zona de contacto entre micaxisto e granito através de um filão aplito-pegmatítico



Figura 41 Granito intersetado por um filão aplito-pegmatítico.

Quadro 31. Distribuição em metros das litologias intersectadas pelo túnel.

PK Inicial	PK Final	Extensão (m)	Litologia
0	413	413	Granito
413	531	118	Micaxisto
531	553	22	Granito
553	586	33	Micaxisto
586	783	197	Granito
783	831	48	Micaxisto
831	983	152	Granito
983	1031	48	Micaxisto
1031	1056	25	Granito
1056	3399	2343	Micaxisto
3399	3412	13	Granito
3412	4598	1186	Micaxisto

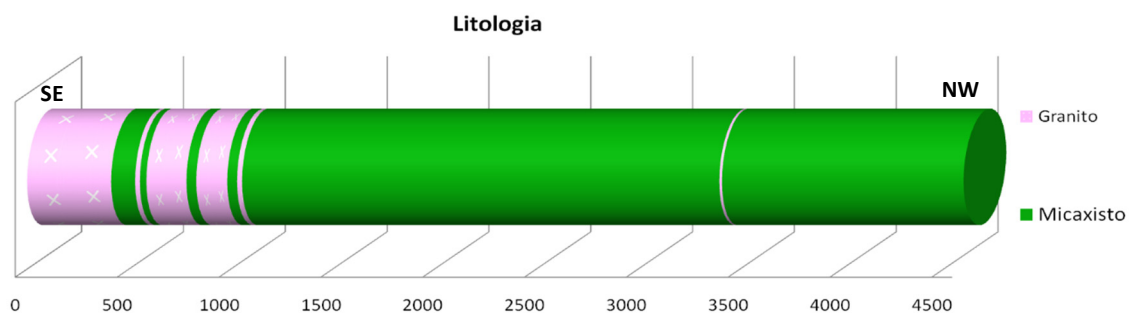


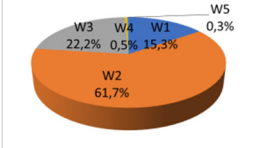
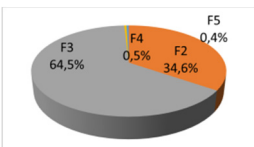
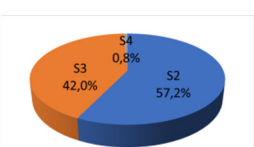
Figura 42. Representação gráfica das litologias ao longo do túnel.

4.3.2. Grau de Alteração, Grau de Fraturação e Resistência à Compressão Uniaxial do maciço rochoso

A avaliação do grau de alteração (W), grau de fraturação (F) e resistência à compressão uniaxial (S) foi realizada, de acordo com a ISRM (1981) em: W_1, W_2, W_3, W_4 e W_5 ; F_1, F_2, F_3, F_4 e F_5 ; S_1, S_2, S_3, S_4 e S_5 , respetivamente.

O maciço rochoso, na sua maioria, ocorre, em termos de grau de alteração, como pouco alterado (W_2), ocorrendo também são (W_1) e medianamente alterado (W_3), muito mais esporadicamente e apenas nos micaxistos como muito alterado (W_4) e decomposto (W_5) (Quadro 32, Quadro 33 e Figura 43).

Quadro 32. Comprimentos totais (m) do grau de alteração (W), do grau de fraturação (F) e da resistência à compressão uniaxial (S) e sua projeção gráfica em percentagem.

W_1	W_2	W_3	W_4	W_5	
701,5	2839,1	1021,9	22,4	13,1	
F_1	F_2	F_3	F_4	F_5	
-	1592,6	2964,6	20,7	20,1	
S_1	S_2	S_3	S_4	S_5	
-	2627,9	1932,7	37,4	-	

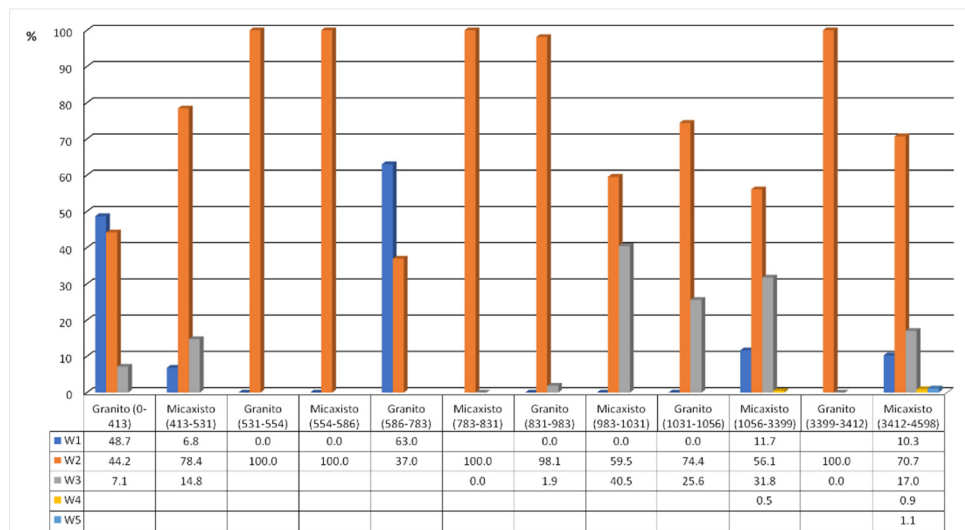


Figura 43. Percentagem dos graus de alteração do maciço rochoso ao longo do túnel por divisões litológicas.

Quanto ao grau de fraturação, e na sua globalidade, as descontinuidades do maciço rochoso ocorrem medianamente afastadas (F_3 ; valor médio de 41,4 cm), ocorrendo em algumas zonas

afastadas (F₂; valor médio de 74,5 cm) e, muito pontualmente, próximas (F₄; valor médio de 17,1 mm) (Quadro 32, Quadro 33 e Figura 44).

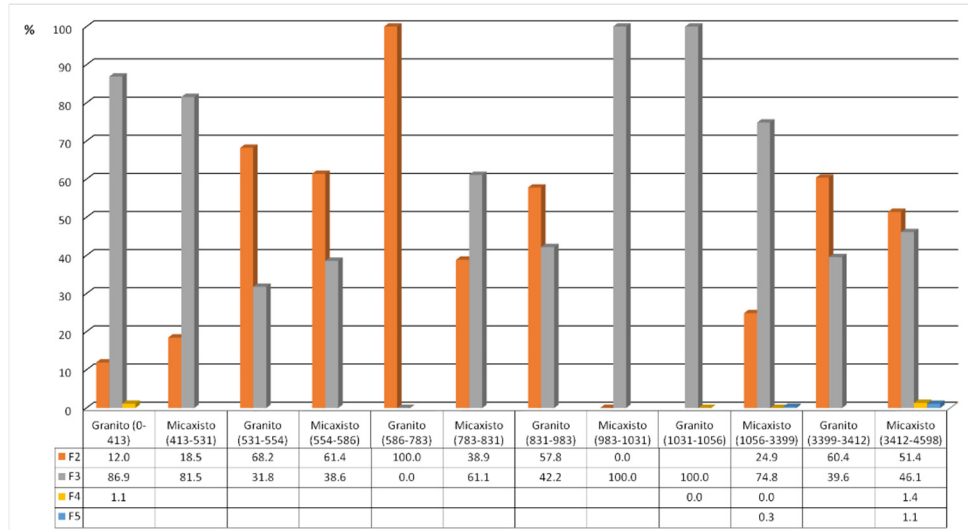


Figura 44. Percentagem dos graus de fratura do maciço rochoso ao longo do túnel por divisões litológicas.

Em termos gerais, as discontinuidades apresentam-se com uma resistência à compressão uniaxial elevada (S₂; valor médio 81 MPa) ou média (S₃; valor médio 52 MPa), ocorrendo muito esporadicamente com uma resistência baixa (S₄; valor médio 20 MPa) no maciço a partir dos 3399 m do comprimento do túnel (Quadro 32, Quadro 33 e Figura 45).

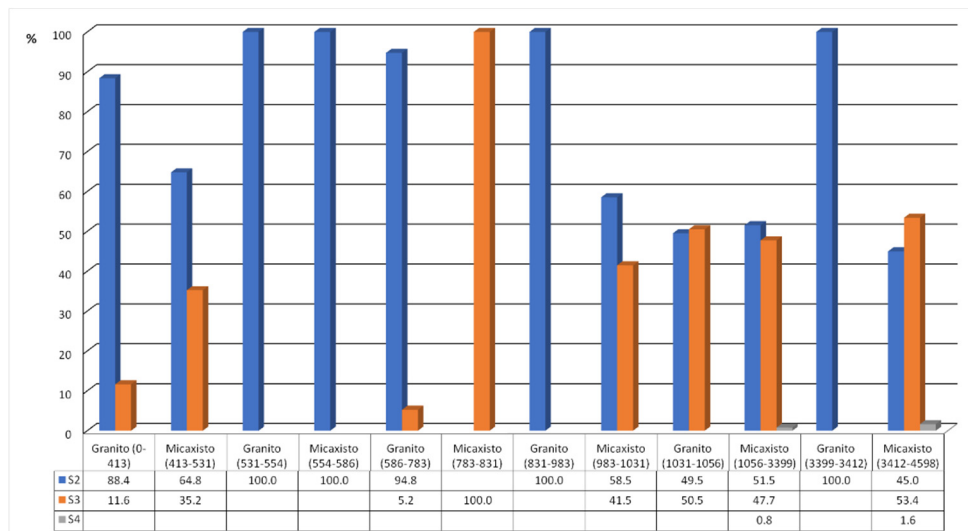


Figura 45. Percentagem dos graus da resistência à compressão uniaxial do maciço rochoso ao longo do túnel por divisões litológicas.

Na Figura 46 é possível observar que o granito é a litologia que apresenta graus de alteração mais baixos (W_1 e W_2) e, conseqüentemente, uma maior resistência à compressão uniaxial, o que também acontece em outras 3 zonas intersectadas por micaxistos: próximo dos 2500 m, aos 3000 m e aos 4000 m do túnel. Quanto ao grau de fraturação, as descontinuidades apresentam-se, maioritariamente, medianamente afastadas (F_3), havendo uma maior concentração de descontinuidades afastadas (F_2) entre os 2800 e os 4300 m do túnel.

No Quadro 33 apresenta-se uma síntese dos parâmetros anteriormente apresentados.

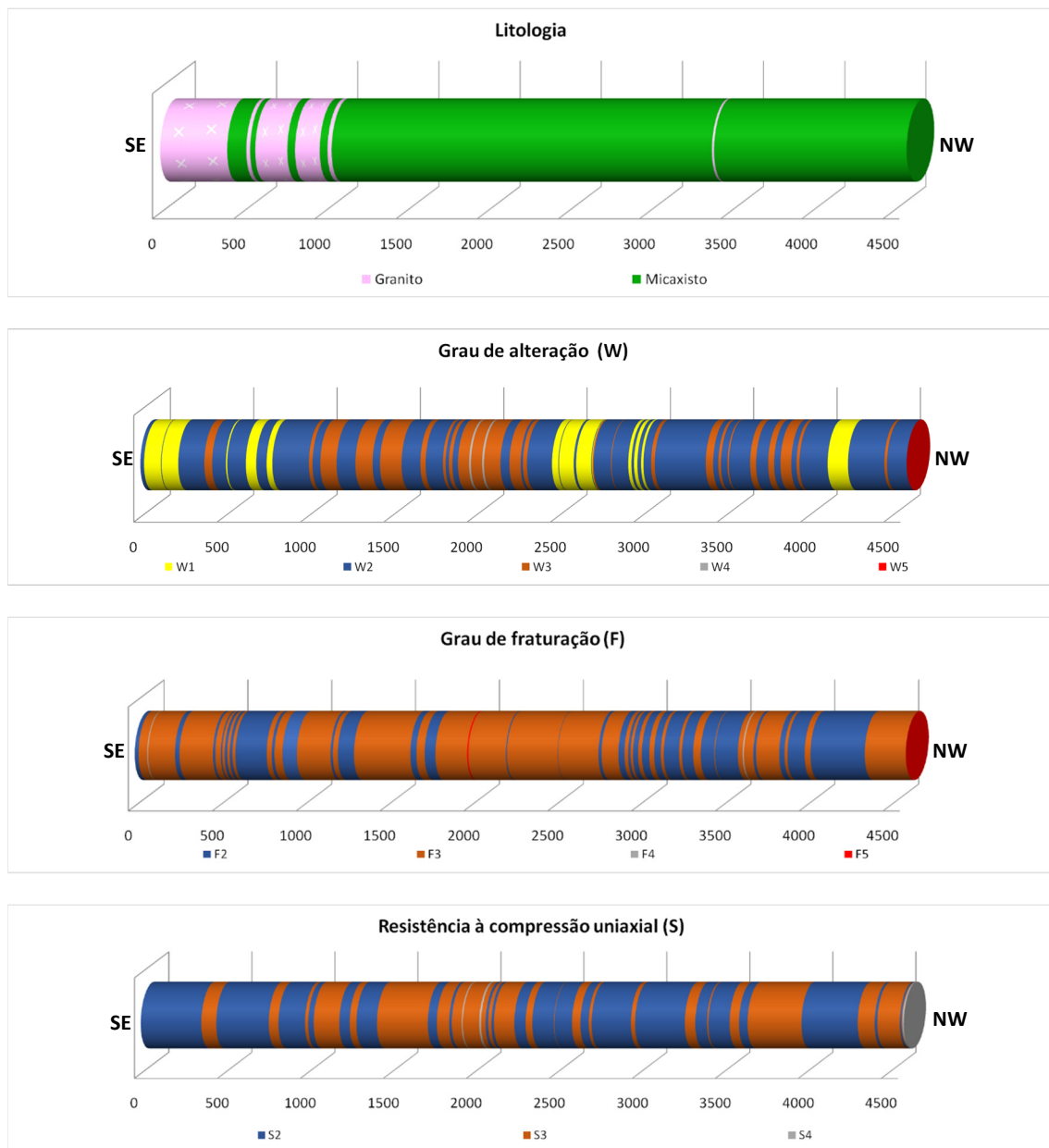


Figura 46. Litologia, graus de alteração, fraturação e de resistência à compressão do maciço rochoso ao longo do túnel.

Quadro 33. Graus de alteração (W), grau de fraturação (F) e resistência à compressão uniaxial (S) observados ao longo da escavação do túnel por divisão litológica em metros e sua representação gráfica em %.

	W ₁	W ₂	W ₃	W ₄	W ₅	Gráfico	F ₁	F ₂	F ₃	F ₄	F ₅	Gráfico	S ₁	S ₂	S ₃	S ₄	S ₅	Gráfico
Granito (0-413)	201,2	182,8	29,4	-	-		-	49,9	359,3	4,7	-		-	365,4	48,0	-	-	
Micaxisto (413-531)	8,1	93,3	17,6	-	-		-	22,0	97,1	-	-		-	77,1	41,9	-	-	
Granito (531-554)	-	22,5	-	-	-		-	15,4	7,2	-	-		-	22,5	-	-	-	
Micaxisto (554-586)	-	73,8	-	-	-		-	45,3	28,5	-	-		-	32,1	-	-	-	
Granito (586-783)	96,8	56,8	-	-	-		-	153,6	-	-	-		-	185,1	10,2	-	-	
Micaxisto (783-831)	-	48,2	-	-	-		-	18,7	29,5	-	-		-	-	48,2	-	-	
Granito (831-983)	-	149,6	2,9	-	-		-	88,2	64,3	-	-		-	152,5	-	-	-	
Micaxisto (983-1031)	-	27,7	18,8	-	-		-	-	46,6	-	-		-	27,3	19,3	-	-	
Granito (1031-1056)	-	18,9	6,5	-	-		-	-	25,4	-	-		-	12,6	12,8	18,0	-	
Micaxisto (1056-3399)	273,7	1315,5	774,8	11,6	-		-	583,2	1755,3	-	7,0		-	1208,4	1119,1	-	-	
Granito (3399-3412)	-	11,7	-	-	-		-	7,1	4,6	-	-		-	11,7	-	19,4	-	
Micaxisto (3412-4598)	121,7	838,27	201,87	10,82	13,1		-	609,8	546,8	16,1	13,1		-	533,3	633,1	37,4	-	

4.3.3. Valores de RQD

Ao longo de toda a extensão do túnel obtiveram-se, na sua maioria, valores de RQD acima dos 50% (qualidade razoável a excelente), ocorrendo com maior expressão os valores no intervalo 75 - 90% (qualidade boa), (Figura 47).

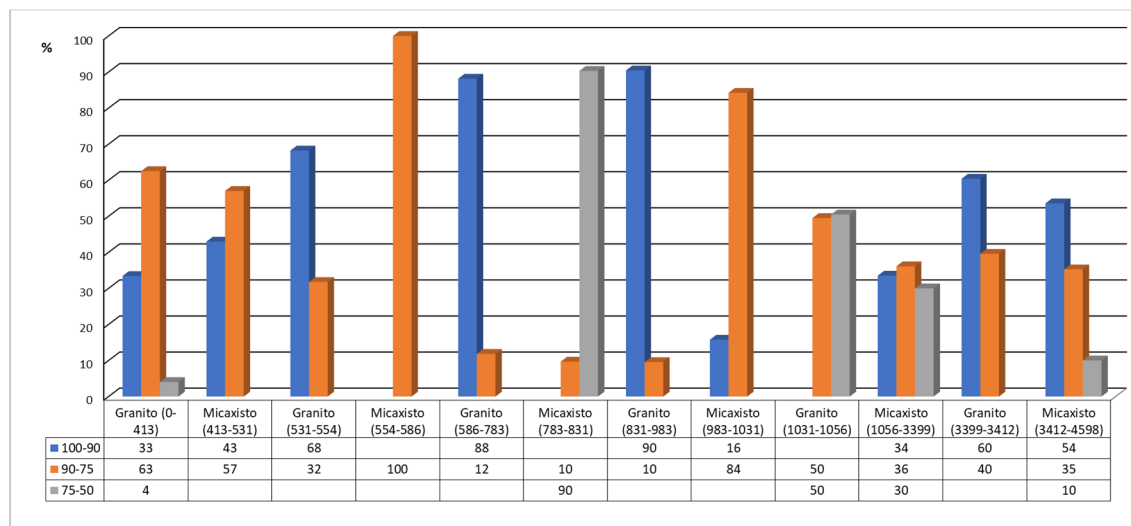
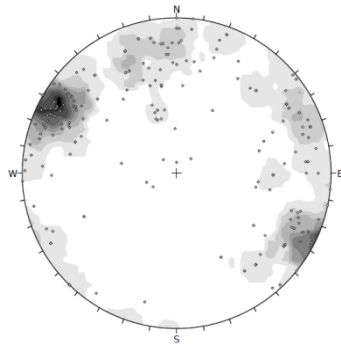


Figura 47. Intervalos de RQD registrados ao longo do túnel por divisões litológicas.

4.3.4. Características das descontinuidades

Ao longo de todo o processo da cartografia geológico-geotécnica, realizada em todas as frentes escavadas, foram compiladas as características das principais descontinuidades, nomeadamente a sua orientação, comprimento, abertura, preenchimento e grau de alteração, sendo também analisadas e identificadas as famílias principais e as suas características com maior persistência, que consequentemente foram utilizadas para a aplicação das classificações geomecânicas. No total foram recolhidas 17900 descontinuidades, nas quais se incluem 84 falhas, tendo sido estas alvo de uma análise estatística através da projeção estereográfica (projeção de Fisher) de igual ângulo a cada frente cartografada.

Na Figura 48 e na Figura 49 apresenta-se, por divisão litológica, a representação dos polos das famílias de descontinuidades selecionadas em cada frente cartografada.



Symbol	Features
+	Risk Vectors
Color	
Density Concentrations	
0.00	0.00
1.00	3.20
2.20	4.80
4.00	6.40
6.00	8.00
8.00	9.60
10.00	11.20
12.00	12.80
14.00	14.40
16.00	16.00
18.00	17.60
20.00	19.20
22.00	20.80
24.00	22.40
26.00	24.00
28.00	25.60
30.00	27.20
32.00	28.80
34.00	30.40
36.00	32.00
38.00	33.60
40.00	35.20
42.00	36.80
44.00	38.40
46.00	40.00
48.00	41.60
50.00	43.20
52.00	44.80
54.00	46.40
56.00	48.00
58.00	49.60
60.00	51.20
62.00	52.80
64.00	54.40
66.00	56.00
68.00	57.60
70.00	59.20
72.00	60.80
74.00	62.40
76.00	64.00
78.00	65.60
80.00	67.20
82.00	68.80
84.00	70.40
86.00	72.00
88.00	73.60
90.00	75.20
92.00	76.80
94.00	78.40
96.00	80.00
98.00	81.60
100.00	83.20
102.00	84.80
104.00	86.40
106.00	88.00
108.00	89.60
110.00	91.20
112.00	92.80
114.00	94.40
116.00	96.00
118.00	97.60
120.00	99.20
122.00	100.80
124.00	102.40
126.00	104.00
128.00	105.60
130.00	107.20
132.00	108.80
134.00	110.40
136.00	112.00
138.00	113.60
140.00	115.20
142.00	116.80
144.00	118.40
146.00	120.00
148.00	121.60
150.00	123.20
152.00	124.80
154.00	126.40
156.00	128.00
158.00	129.60
160.00	131.20
162.00	132.80
164.00	134.40
166.00	136.00
168.00	137.60
170.00	139.20
172.00	140.80
174.00	142.40
176.00	144.00
178.00	145.60
180.00	147.20
182.00	148.80
184.00	150.40
186.00	152.00
188.00	153.60
190.00	155.20
192.00	156.80
194.00	158.40
196.00	160.00
198.00	161.60
200.00	163.20
202.00	164.80
204.00	166.40
206.00	168.00
208.00	169.60
210.00	171.20
212.00	172.80
214.00	174.40
216.00	176.00
218.00	177.60
220.00	179.20
222.00	180.80
224.00	182.40
226.00	184.00
228.00	185.60
230.00	187.20
232.00	188.80
234.00	190.40
236.00	192.00
238.00	193.60
240.00	195.20
242.00	196.80
244.00	198.40
246.00	200.00
248.00	201.60
250.00	203.20
252.00	204.80
254.00	206.40
256.00	208.00
258.00	209.60
260.00	211.20
262.00	212.80
264.00	214.40
266.00	216.00
268.00	217.60
270.00	219.20
272.00	220.80
274.00	222.40
276.00	224.00
278.00	225.60
280.00	227.20
282.00	228.80
284.00	230.40
286.00	232.00
288.00	233.60
290.00	235.20
292.00	236.80
294.00	238.40
296.00	240.00
298.00	241.60
300.00	243.20
302.00	244.80
304.00	246.40
306.00	248.00
308.00	249.60
310.00	251.20
312.00	252.80
314.00	254.40
316.00	256.00
318.00	257.60
320.00	259.20
322.00	260.80
324.00	262.40
326.00	264.00
328.00	265.60
330.00	267.20
332.00	268.80
334.00	270.40
336.00	272.00
338.00	273.60
340.00	275.20
342.00	276.80
344.00	278.40
346.00	280.00
348.00	281.60
350.00	283.20
352.00	284.80
354.00	286.40
356.00	288.00
358.00	289.60
360.00	291.20
362.00	292.80
364.00	294.40
366.00	296.00
368.00	297.60
370.00	299.20
372.00	300.80
374.00	302.40
376.00	304.00
378.00	305.60
380.00	307.20
382.00	308.80
384.00	310.40
386.00	312.00
388.00	313.60
390.00	315.20
392.00	316.80
394.00	318.40
396.00	320.00
398.00	321.60
400.00	323.20
402.00	324.80
404.00	326.40
406.00	328.00
408.00	329.60
410.00	331.20
412.00	332.80
414.00	334.40
416.00	336.00
418.00	337.60
420.00	339.20
422.00	340.80
424.00	342.40
426.00	344.00
428.00	345.60
430.00	347.20
432.00	348.80
434.00	350.40
436.00	352.00
438.00	353.60
440.00	355.20
442.00	356.80
444.00	358.40
446.00	360.00
448.00	361.60
450.00	363.20
452.00	364.80
454.00	366.40
456.00	368.00
458.00	369.60
460.00	371.20
462.00	372.80
464.00	374.40
466.00	376.00
468.00	377.60
470.00	379.20
472.00	380.80
474.00	382.40
476.00	384.00
478.00	385.60
480.00	387.20
482.00	388.80
484.00	390.40
486.00	392.00
488.00	393.60
490.00	395.20
492.00	396.80
494.00	398.40
496.00	400.00
498.00	401.60
500.00	403.20
502.00	404.80
504.00	406.40
506.00	408.00
508.00	409.60
510.00	411.20
512.00	412.80
514.00	414.40
516.00	416.00
518.00	417.60
520.00	419.20
522.00	420.80
524.00	422.40
526.00	424.00
528.00	425.60
530.00	427.20
532.00	428.80
534.00	430.40
536.00	432.00
538.00	433.60
540.00	435.20
542.00	436.80
544.00	438.40
546.00	440.00
548.00	441.60
550.00	443.20
552.00	444.80
554.00	446.40
556.00	448.00
558.00	449.60
560.00	451.20
562.00	452.80
564.00	454.40
566.00	456.00
568.00	457.60
570.00	459.20
572.00	460.80
574.00	462.40
576.00	464.00
578.00	465.60
580.00	467.20
582.00	468.80
584.00	470.40
586.00	472.00
588.00	473.60
590.00	475.20
592.00	476.80
594.00	478.40
596.00	480.00
598.00	481.60
600.00	483.20
602.00	484.80
604.00	486.40
606.00	488.00
608.00	489.60
610.00	491.20
612.00	492.80
614.00	494.40
616.00	496.00
618.00	497.60
620.00	499.20
622.00	500.80
624.00	502.40
626.00	504.00
628.00	505.60
630.00	507.20
632.00	508.80
634.00	510.40
636.00	512.00
638.00	513.60
640.00	515.20
642.00	516.80
644.00	518.40
646.00	520.00
648.00	521.60
650.00	523.20
652.00	524.80
654.00	526.40
656.00	528.00
658.00	529.60
660.00	531.20
662.00	532.80
664.00	534.40
666.00	536.00
668.00	537.60
670.00	539.20
672.00	540.80
674.00	542.40
676.00	544.00
678.00	545.60
680.00	547.20
682.00	548.80
684.00	550.40
686.00	552.00
688.00	553.60
690.00	555.20
692.00	556.80
694.00	558.40
696.00	560.00
698.00	561.60
700.00	563.20
702.00	564.80
704.00	566.40
706.00	568.00
708.00	569.60
710.00	571.20
712.00	572.80
714.00	574.40
716.00	576.00
718.00	577.60
720.00	579.20
722.00	580.80
724.00	582.40
726.00	584.00
728.00	585.60
730.00	587.20
732.00	588.80
734.00	590.40
736.00	592.00
738.00	593.60
740.00	595.20
742.00	596.80
744.00	598.40
746.00	600.00
748.00	601.60
750.00	603.20
752.00	604.80
754.00	606.40
756.00	608.00
758.00	609.60
760.00	611.20
762.00	612.80
764.00	614.40
766.00	616.00
768.00	617.60
770.00	619.20
772.00	620.80
774.00	622.40
776.00	624.00
778.00	625.60
780.00	627.20
782.00	628.80
784.00	630.40
786.00	632.00
788.00	633.60

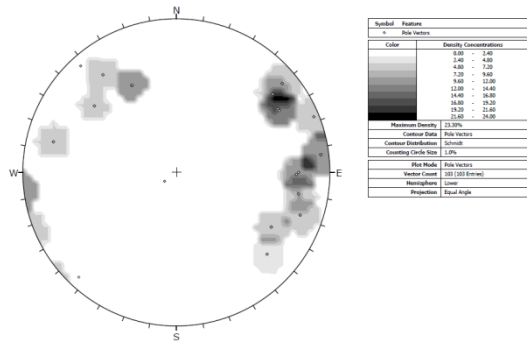


Diagrama de isodensidades das famílias de
descontinuidades observadas nos granitos 831-983 do
túnel.

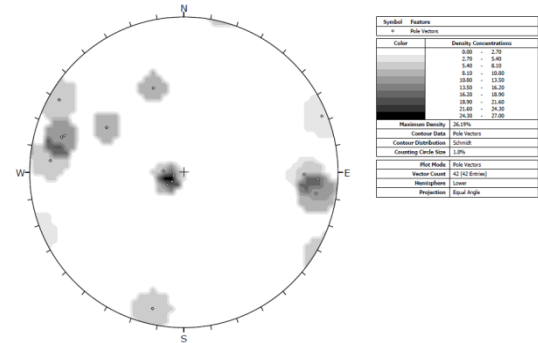


Diagrama de isodensidades das famílias de
descontinuidades observadas nos micaxistos 983-1031
do túnel.

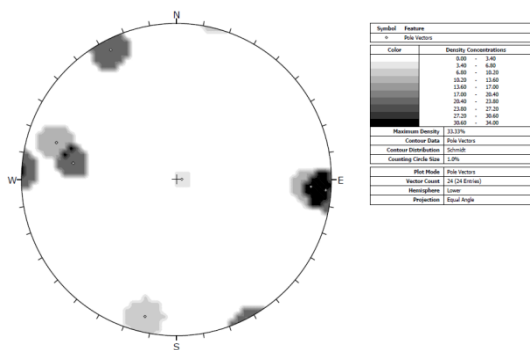


Diagrama de isodensidades das famílias de
descontinuidades observadas nos granitos 1031-1056
do túnel.

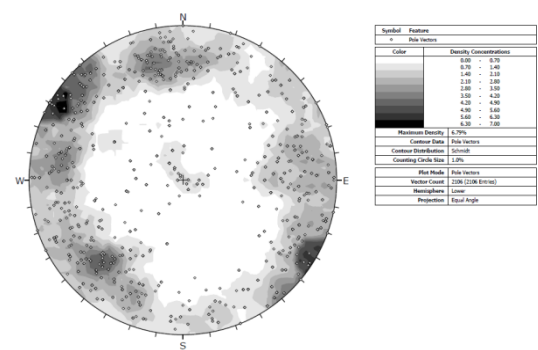


Diagrama de isodensidades das famílias de
descontinuidades observadas nos micaxistos 1056-3399
do túnel.

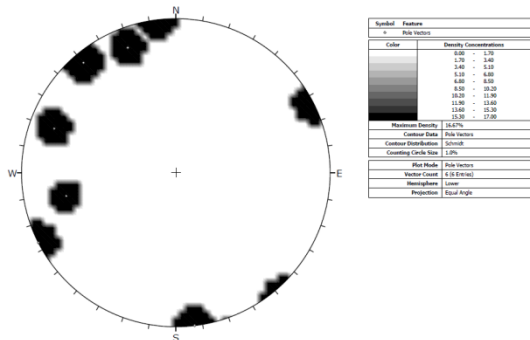


Diagrama de isodensidades das famílias de
descontinuidades observadas nos micaxistos 3399-3412
do túnel.

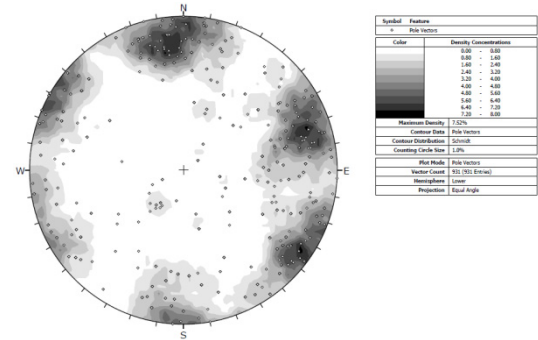


Diagrama de isodensidades das famílias de
descontinuidades observadas nos micaxistos 3412-4598
do túnel.

Figura 49. Diagrama de isodensidades das famílias de descontinuidades observadas nos granitos e micaxistos dos 831 aos 4598 m do túnel.

Em relação às restantes características das descontinuidades, estas são aqui apresentadas segundo os intervalos definidos por Bieniawski (1989, 1993), uma vez que foram utilizadas para a aplicação

e obtenção dos valores das classificações geomecânicas, sendo estas representativas das características principais, mais significativas e preponderantes, ocorridas ao longo da escavação do túnel e selecionadas a cada cartografia realizada.

Globalmente, as descontinuidades apresentam-se: com uma continuidade média (3-10m); ligeiramente rugosas (6-8) a pontualmente lisas (4-6) (Figura 50); ligeiramente abertas (0,1-1,0mm) ocorrendo mais fechadas nos primeiros 1000 m do túnel (Figura 51); sem preenchimento, principalmente nos 750 m iniciais ou com preenchimento duro ou mole, sendo o preenchimento pelicular quartzoso ou argiloso (Figura 52); normalmente, ligeira a moderadamente alteradas (W_2 a W_3), a alteração moderada passa a ocorrer com mais frequência a partir dos 800 m (Figura 53); secas a pontualmente húmidas (Figura 54).

No que diz respeito à orientação das famílias de descontinuidades em relação à direção do túnel em que estas são intersectadas, maioritariamente estas foram classificadas como muito desfavorável, com a exceção dos 550 m iniciais e dos metros finais do túnel, onde também ocorreram orientações classificadas com razoáveis e desfavoráveis (Figura 55).

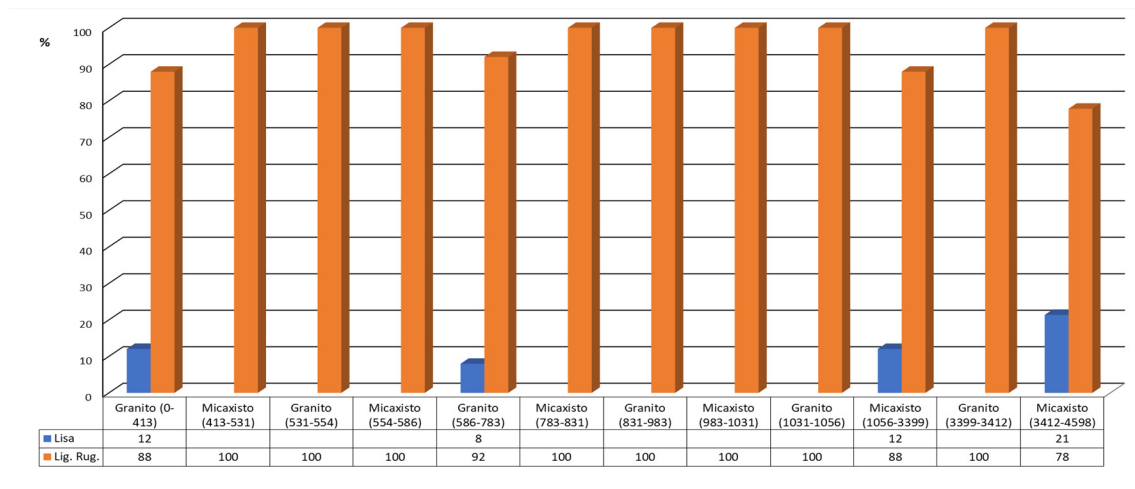


Figura 50. Rugosidade das famílias de descontinuidades identificadas ao longo do túnel por divisões litológicas, segundo $RMR|_{89}$.

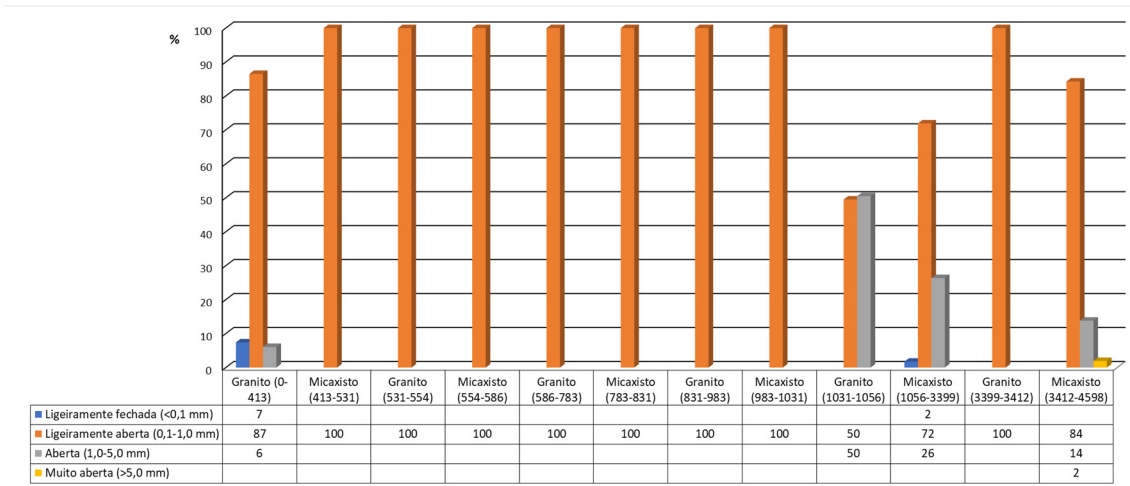


Figura 51. Abertura das famílias de descontinuidades identificadas ao longo do túnel por divisões litológicas, segundo RMR₈₉.

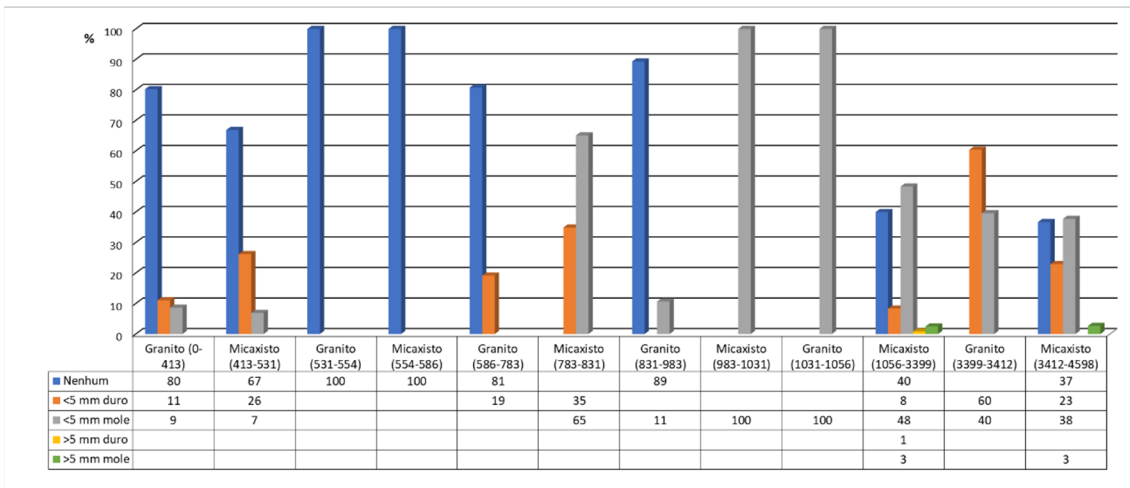


Figura 52. Preenchimento das famílias de descontinuidades identificadas ao longo do túnel por divisões litológicas, segundo RMR₈₉.

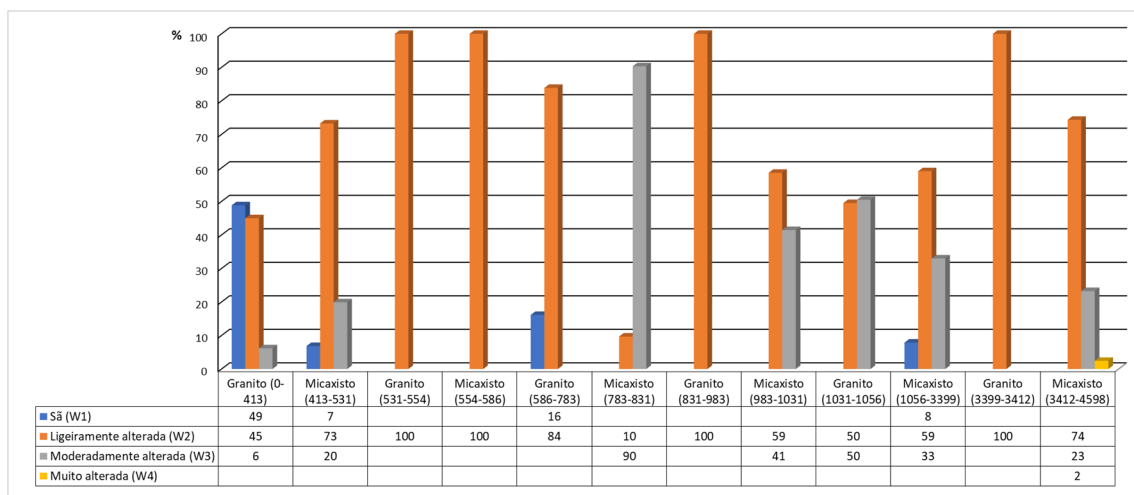


Figura 53. Tipo de alteração das famílias de descontinuidades identificadas ao longo do túnel por divisões litológicas, segundo RMR₈₉.

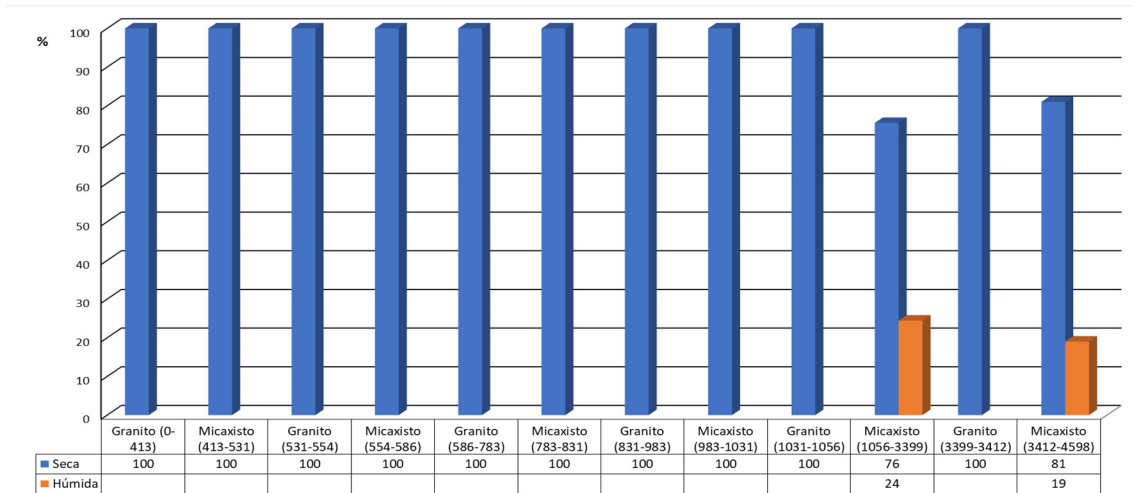


Figura 54. Presença de água nas famílias de descontinuidades identificadas ao longo do túnel por divisões litológicas.

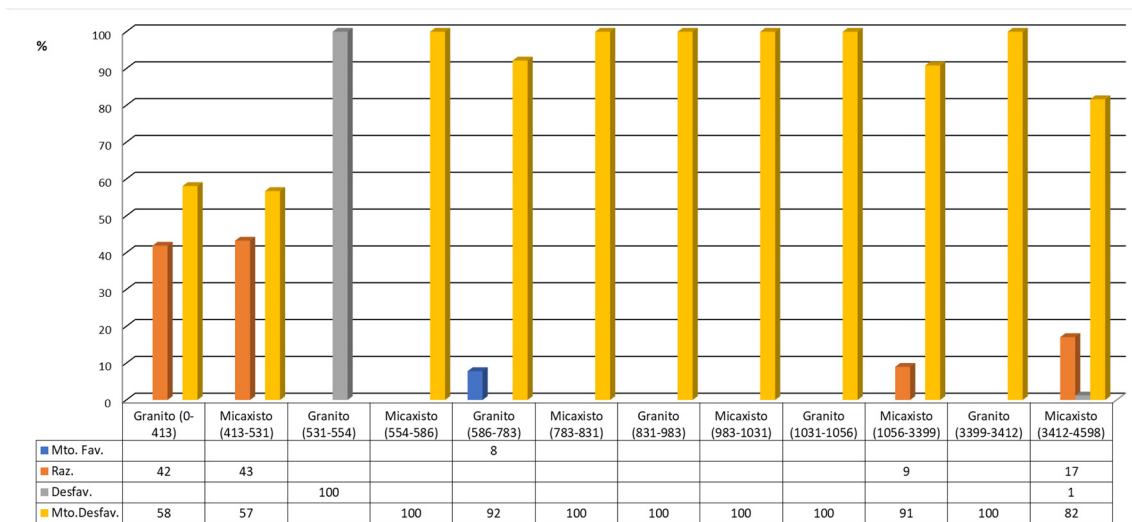


Figura 55. Orientação das famílias de descontinuidades identificadas ao longo do túnel por divisões litológicas em relação à direção correspondente do túnel.

Na Figura 56 apresentam-se os pesos atribuídos à orientação das descontinuidades relativamente à direção do túnel.

Para a aplicação do $RMR|_{14}$ os intervalos dos parâmetros das características das descontinuidades passam de 5 para 4, em relação ao $RMR|_{89}$, o que leva a que, para este caso de estudo, a descrição se altere ligeiramente, para as características de continuidade, rugosidade, preenchimento e alteração. Desta forma, as descontinuidades passam a ser classificadas como rugosas a pontualmente lisas (Figura 57), com um preenchimento duro inferior a 5 mm, principalmente nos 750 m iniciais, e com preenchimento duro ou mole inferior a 5 mm no resto do túnel, sendo o preenchimento do tipo quartzoso ou argiloso (Figura 58). As paredes encontram-se, normalmente,

não alteradas a moderadamente alteradas, passando a alteração moderada a ocorrer com mais frequência a partir dos 800 m (Figura 53).

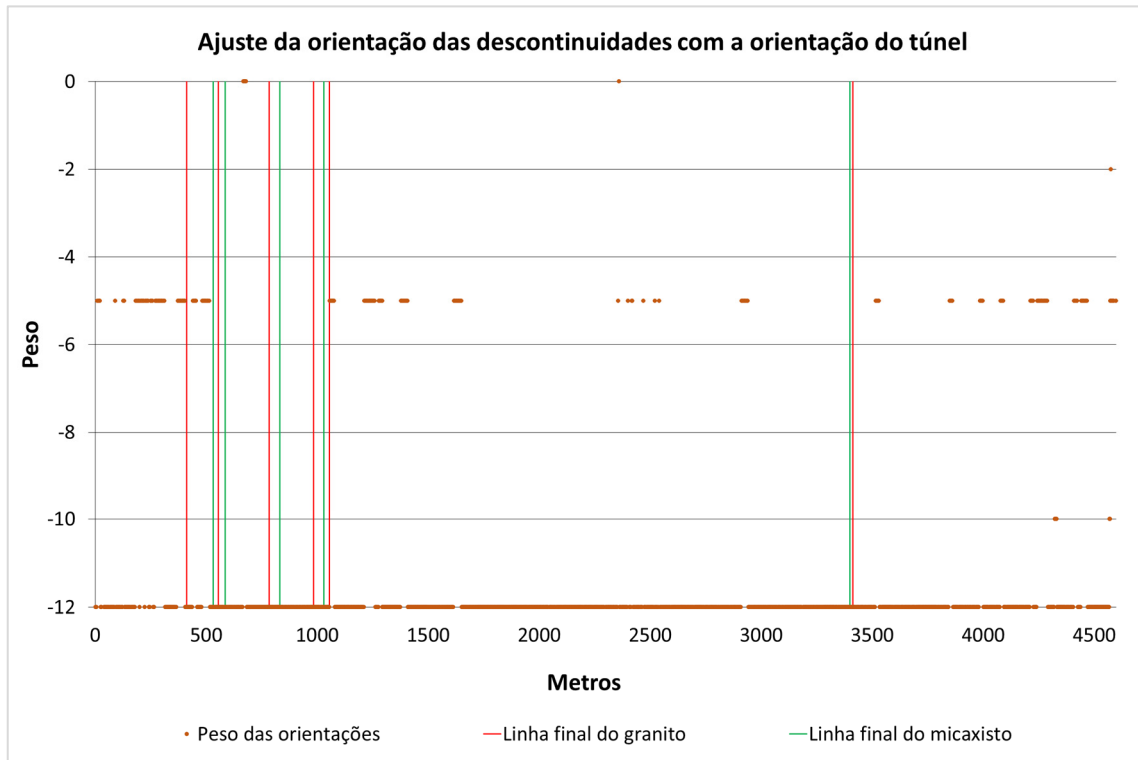


Figura 56. Pesos da orientação das descontinuidades ao longo do túnel.

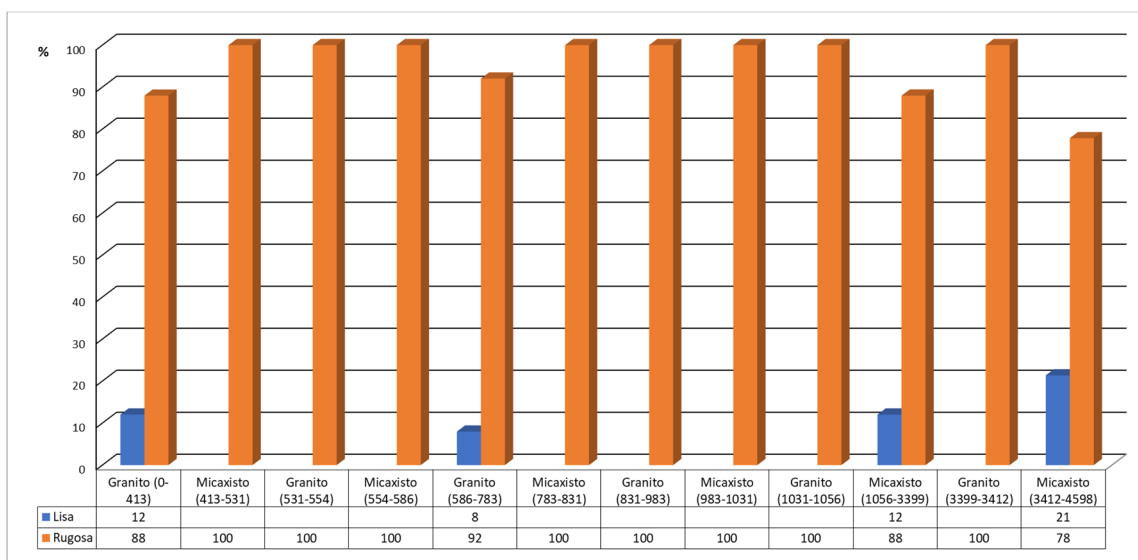


Figura 57. Rugosidade das famílias de descontinuidades identificadas ao longo do túnel por divisões litológicas, segundo RMR₁₄.

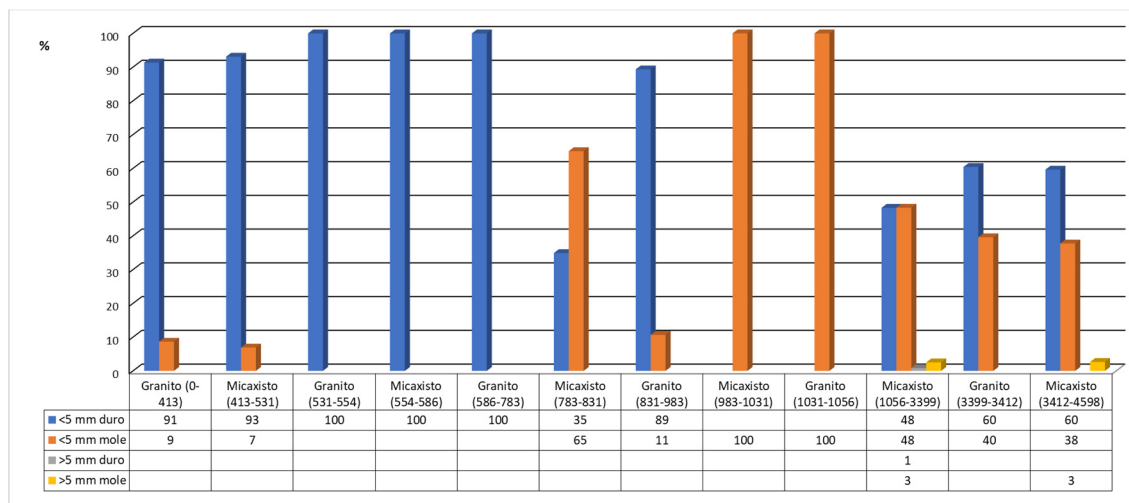


Figura 58. Preenchimento das famílias de descontinuidades identificadas ao longo do túnel por divisões litológicas, segundo RMR₁₄.

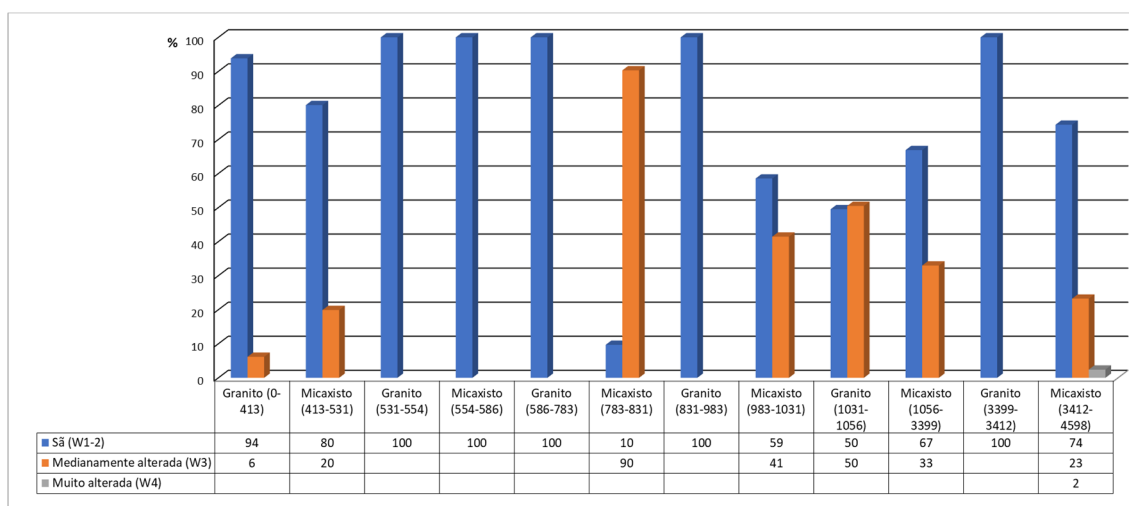


Figura 59. Tipo de alteração das famílias de descontinuidades identificadas ao longo do túnel por divisões litológicas, segundo RMR₁₄.

4.3.5. Alterabilidade (I_{d2})

Para a obtenção da alterabilidade (I_{d2}) foram aplicadas e analisadas, de uma maneira prática, as correlações já mencionadas no subcapítulo 2.4, com o objetivo de compreender qual se adequaria melhor ao caso em estudo.

Assim, primeiro optou-se por analisar as correlações com litótipos semelhantes aos intersetados no túnel, bem como as que detinham graus de confiança (R ou R^2) mais elevados. Como os valores obtidos não eram satisfatórios, optou-se por projetar os valores de I_{d2} obtidos a partir de todas as

correlações, mencionadas neste documento, e analisar em paralelo com todo o historial geológico já conhecido do túnel (Figura 60).

Através da Figura 60 é possível observar que a maior parte das correlações não possibilita a obtenção de valores de I_{d2} inferiores a 60%, o que poderia ser natural se todo o túnel se inserisse num maciço com grau de alteração variável entre medianamente alterado (W_3) e são a pouco alterado (W_{1-2}), visto que o W_3 , segundo a ISRM se descreve por “alteração visível em todo o maciço rochoso, mas a rocha não é friável (não se desagrega em contacto com a água)”. Contudo, por vezes, intersectou-se um maciço muito alterado (W_4) a decomposto (W_5), que implica uma alteração visível em todo o maciço e a rocha ser parcial a completamente friável, dever-se-ia ter alcançado em algumas zonas valores I_{d2} mais baixos, e isto só acontece com a correlação de Koncagül et al. (1999).

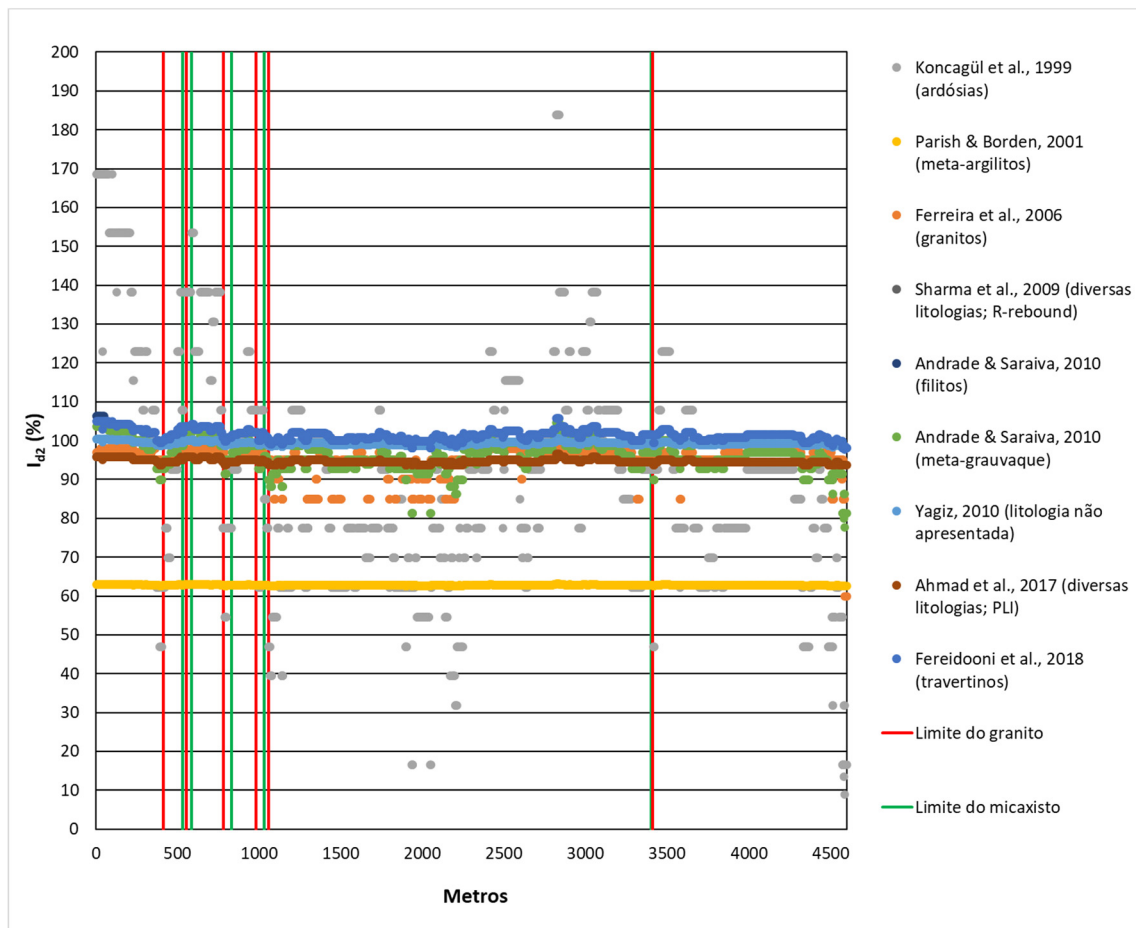


Figura 60. Valores de I_{d2} obtidos através das várias correlações analisadas.

Assim, para a aplicação do $RMR|_{14}$ foi utilizada a correlação de Koncagül et al. (1999), apresentada no subcapítulo 2.4, apesar de esta ostentar um grau de confiança relativamente baixo ($R^2=0,39$), uma vez que esta retrata melhor a alterabilidade do maciço rochoso em estudo.

Se se optasse pelas outras duas situações iniciais (litótipo semelhante ou maior grau de confiança) ir-se-ia cair no erro de obter um peso de 10 para o Id_2 o que proporcionaria um aumento, por vezes considerável, do valor de $RMR|_{14}$ em rochas de fraca qualidade, baixando a necessidade do sustimento necessário a aplicar, o que poderia não ser desejável em termos de segurança.

4.3.6. Método de escavação (F_e)

Tal como já foi explanado no subcapítulo 3.2.3 é possível obter-se o fator de ajustamento F_e por aplicação de correlações numéricas (Equação 28 e Equação 29) ou gráficas (F_e vs RMR Quadro 25), não esquecendo a regra que, no caso de escavação com recurso a explosivos o F_e assume o valor 1. Assim, e numa tentativa de compreender o nível de atuação deste fator de ajuste, foram calculados os valores de $RMR|_{14}$ que se poderiam obter a partir de 4 variações (Figura 61):

- Aplicação das equações sem distinção do tipo de escavação;
- Aplicação do ábaco sem distinção do tipo de escavação;
- Aplicação das equações com a regra de $F_e=1$ quando a escavação é com recurso a explosivos;
- Aplicação do ábaco com a regra de $F_e=1$ quando a escavação é com recurso a explosivos.

Através da Figura 61 é possível observar que quando se aplica a regra $F_e=1$ (desmonte com recurso a explosivos) é quando os valores de $RMR|_{14}$ são mais baixos, logo mais conservadores. Esta situação aplica-se em pelo menos 90% do túnel em estudo.

As diferenças obtidas com base nas equações e no ábaco são pouco significativas, variando entre 0 e 2, sendo que com a aplicação do ábaco se obtém valores mais elevados (Quadro 34). Esta diferença tem tendência a aumentar conforme mais alto for o valor do $RMR|_{14b}$ (Figura 62 e Figura 63).

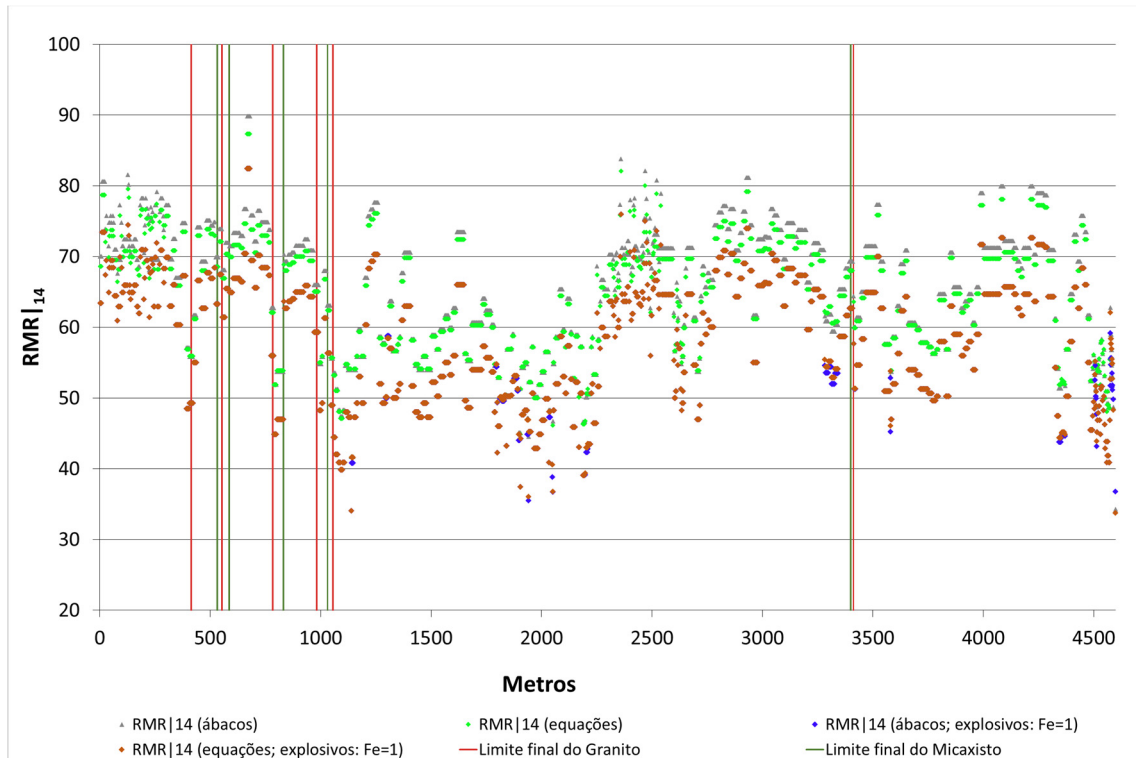


Figura 61. Valores de $RMR|_{14}$ obtidos a partir de todas as variantes de cálculo.

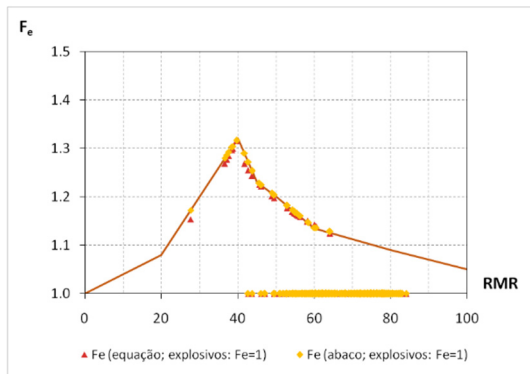


Figura 62. Representação do F_e em função do $RMR|_{14b}$ a partir das equações ou diretamente através do ábaco, respeitando a regra de $Fe=1$ perante o uso de explosivos.

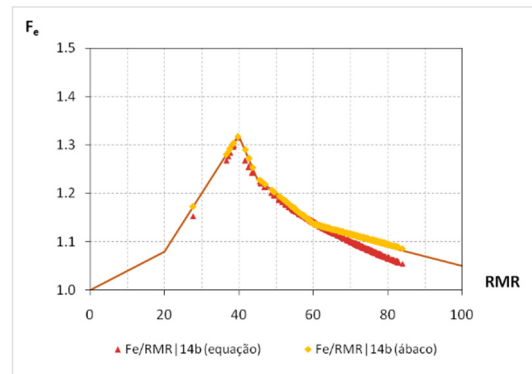


Figura 63. Representação do F_e em função do $RMR|_{14b}$ a partir das equações ou diretamente através do ábaco, sem aplicar a regra de $Fe=1$ perante o uso de explosivos.

Quadro 34. Valores médios, máximos e mínimos de $RMR|_{14}$ obtidos a partir dos diferentes valores de F_e .

	Média	Máximo	Mínimo
$RMR _{14}$ (equações; $F_e=1$ quando se aplicou explosivos)	58	82	34
$RMR _{14}$ (ábaco; $F_e=1$ quando se aplicou explosivos)	58	82	34
$RMR _{14}$ (equações)	63	87	34
$RMR _{14}$ (ábaco)	64	90	34

Para a obtenção do valor final do $RMR|_{14}$ aplicaram-se as equações, já que foi tudo calculado com recurso a uma folha de cálculo MsExcel, com a regra de $F_e=1$ para escavação com uso de explosivo, o que originou valores de 1 para o F_e em todo o túnel, com exceção de algumas zonas de micaxisto com competências geomecânicas muito baixas, que levaram ao recurso de meios mecânicos para a sua escavação, nomeadamente do martelo hidráulico acoplado a uma giratória. Aqui os valores de F_e variaram entre 1,01 e 1,32 (Figura 64).

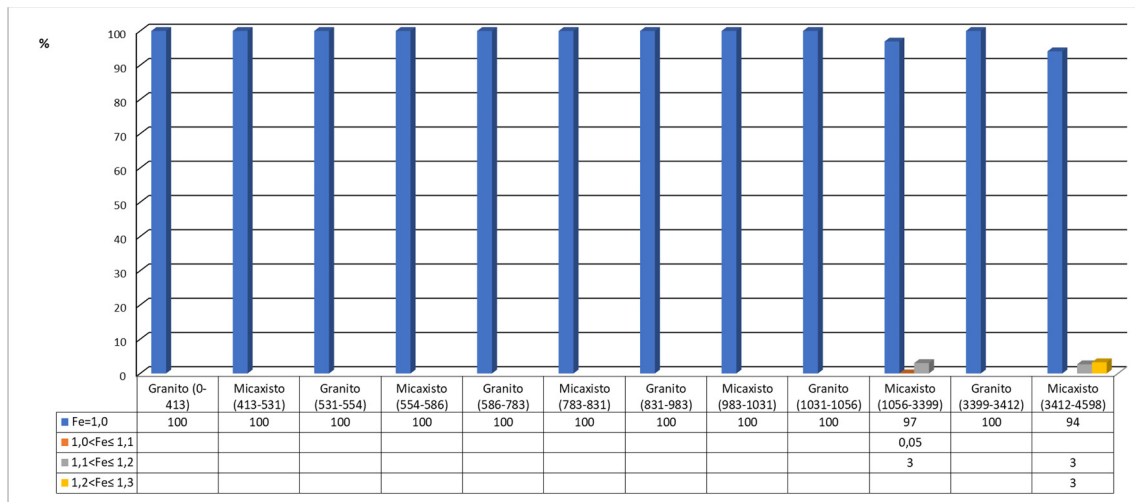


Figura 64. Intervalos de valores de F_e obtidos ao longo do túnel por divisões litológicas, segundo $RMR|_{14}$.

4.3.7. Comportamento tensão-deformação (F_s)

Para o cálculo do F_s é preciso obter o Índice de Comportamento Elástico (ICE: descrito no subcapítulo 0) e conseqüentemente o coeficiente de tensões horizontais e verticais (K_0 ; ver subcapítulo 2.6).

Com base no estudo de prospeção do projeto da obra em causa, obteve-se para o granito um $K_0=0,29$, para o micaxisto um $K_0=0,54$ e para as frentes em que se intersetaram as duas litologias optou-se por se aplicar uma média dos valores, $K_0=0,41$.

Em relação ao estado de tensão-deformação, obtiveram-se valores de ICE superiores a 17 (Quadro 35), o que implica que o túnel só não é classificado como totalmente plástico, uma vez que a grande maioria do maciço apresenta um comportamento fundamentalmente elástico ($ICE>130$). Os valores mais elevados obtiveram-se nos primeiros metros do túnel, os quais coincidem com o granito (Figura 65 e Figura 66).

Quadro 35. Percentagem de frentes por intervalo de ICE

ICE	>130	70-130	40 - 69	15-39	<15
%	84,7	10,6	3,7	1,1	0,0

A análise do Quadro 35 permite concluir que em 95% das frentes de escavação o valor de F_s foi de 1 e, nas restantes frentes, teve valores de F_s no intervalo 1,00 – 1,29, segundo as regras de aplicação da Equação 32, Equação 33 e Equação 34.

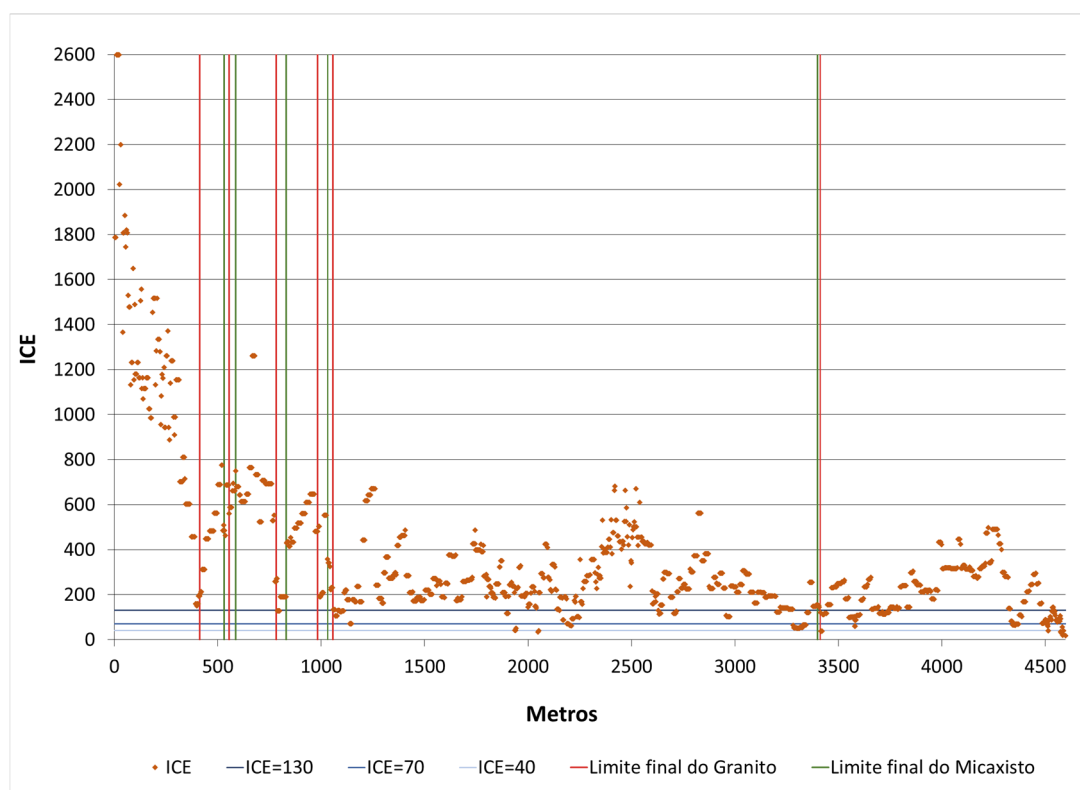


Figura 65. Valores de ICE obtidos ao longo do túnel.

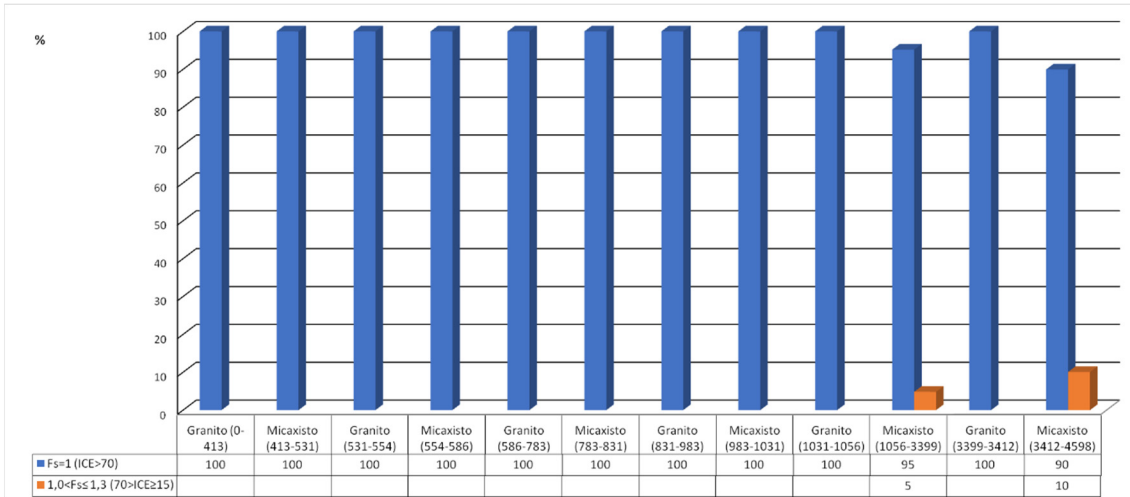


Figura 66. Intervalos de valores de F_s obtidos ao longo do túnel por divisões litológicas, segundo $RMR|_{14}$.

O valor de F_s é possível obter-se a partir das equações já mencionadas ou a partir do ábaco (ver subcapítulo 3.2.3). A diferença entre os dois métodos é muito baixa (0 a 0,02) (Figura 67) o que se traduz numa diferença de valores de $RMR|_{14}$ no máximo de 2 (Figura 67).

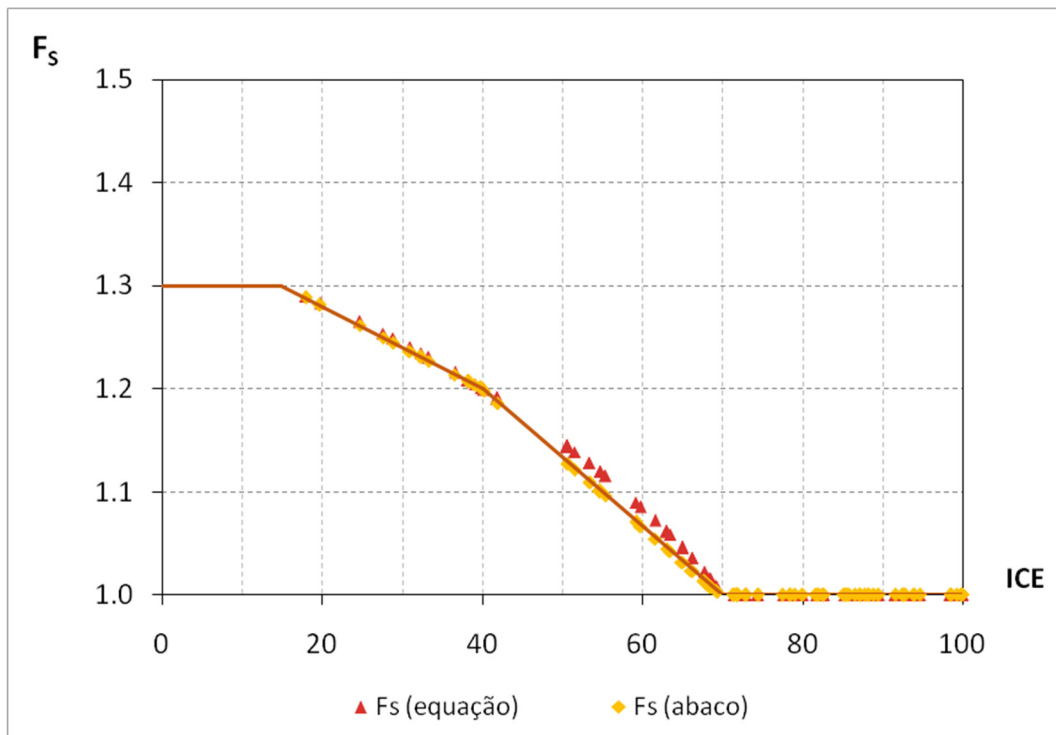


Figura 67. Representação do F_s em função do ICE a partir das equações ou do ábaco ($ICE \leq 100$).

4.4. Zonamento Geológico-Estrutural e Geotécnico

Após compilação e tratamento dos levantamentos geológico-geotécnicos durante a escavação do túnel foi possível elaborar um zonamento geológico-estrutural. No subcapítulo 4.3.1 foram identificadas duas litologias, granitos e micaxistos, que se intercalaram em diversos pontos. Em geral, os contactos entre as unidades litológicas decorreram através de discordâncias simples, não existindo fenómenos estruturais de relevo que permitissem individualizar compartimentos tectónicos. Desta forma, procedeu-se à definição do zonamento geológico-estrutural com base na heterogeneidade litológica (ver Figura 42 do subcapítulo 4.3.1.).

Quanto à definição do zonamento geotécnico (ZG), foi tida em conta a conjugação de três parâmetros fundamentais: o grau de alteração (W), o grau de fraturação (F) e a resistência à compressão uniaxial (S). Desta forma, analisando a variação de W e de F, definiu-se um primeiro zonamento onde foi possível identificar as zonas com diferente grau de alteração e de fraturação. Delimitadas estas zonas (Figura 68), tentou-se dentro destas individualizar as variações de resistência à compressão uniaxial do maciço, conjugando assim os 3 parâmetros principais e integrando a informação geológica-estrutural, os quais permitiram a definição de 4 zonas geotécnicas (Figura 69):

- ZG 1 – Zona mais representativa, com uma extensão total de 3537 m. O maciço rochoso é constituído por 78% em micaxistos e 22% em granitos apresentando-se, no geral, pouco alterado (W_2) a são (W_1) com descontinuidades medianamente afastadas (F_3 ; valor médio de 44 cm) a descontinuidades afastadas (F_2 ; valor médio de 75 cm) e resistência à compressão uniaxial elevada (S_2 ; valor médio de 82 MPa) a média (S_3 valor médio 55 MPa).
- ZG 2 – Corresponde à segunda zona com maior representatividade, com uma extensão total de 999 m. O maciço rochoso é constituído fundamentalmente por micaxistos (95%) e muito esporadicamente por granitos (5%), apresentando-se, no geral, medianamente alterado (W_3) com descontinuidades medianamente afastadas (F_3 ; valor médio de 36 cm) e resistência à compressão uniaxial média (S_3 ; valor médio de 50 MPa) a elevada (S_2 ; valor médio de 73 MPa).
- ZG 3 – Apresenta uma extensão total de 50 m. O maciço rochoso é constituído por micaxistos, apresentando-se, no geral, medianamente alterado (W_3) a muito alterado (W_4) com descontinuidades próximas (F_4 ; valor médio de 13 cm) a medianamente afastadas (F_3 ; valor médio de 30 cm), uma resistência à compressão uniaxial média (S_3 ; valor médio de 49 MPa) a baixa (S_4 ; valor médio de 20 MPa).

-
- ZG 4 – Apresenta uma extensão total de 13 m, correspondendo à parte terminal do túnel. O maciço rochoso é constituído por micaxistos apresentando-se, no geral, muito alterado (W_4) a decomposto (W_5) com descontinuidades próximas (F_4) a muito próximas (F_5) (valor médio de 8 cm), uma resistência à compressão uniaxial média (S_3 ; valor médio de 30 MPa) a baixa (S_4 ; valor médio de 20 MPa); esta zona está, em geral, associada a zonas muito tectonizadas (contacto geológico e falhas).

A extrapolação dos zonamentos para fora da área do túnel, a cotas superiores e inferiores (Figura 69), foi realizada tendo-se em consideração as inclinações das atitudes médias das famílias das falhas mais representativas. Não foram representadas todas as falhas nos perfis, dada a sua quantidade elevada (84) e à extensão do túnel, que origina pouca visibilidade gráfica, assim optou-se por criar famílias de falhas reduzindo-se para 39 falhas, que se encontram representadas nos perfis.

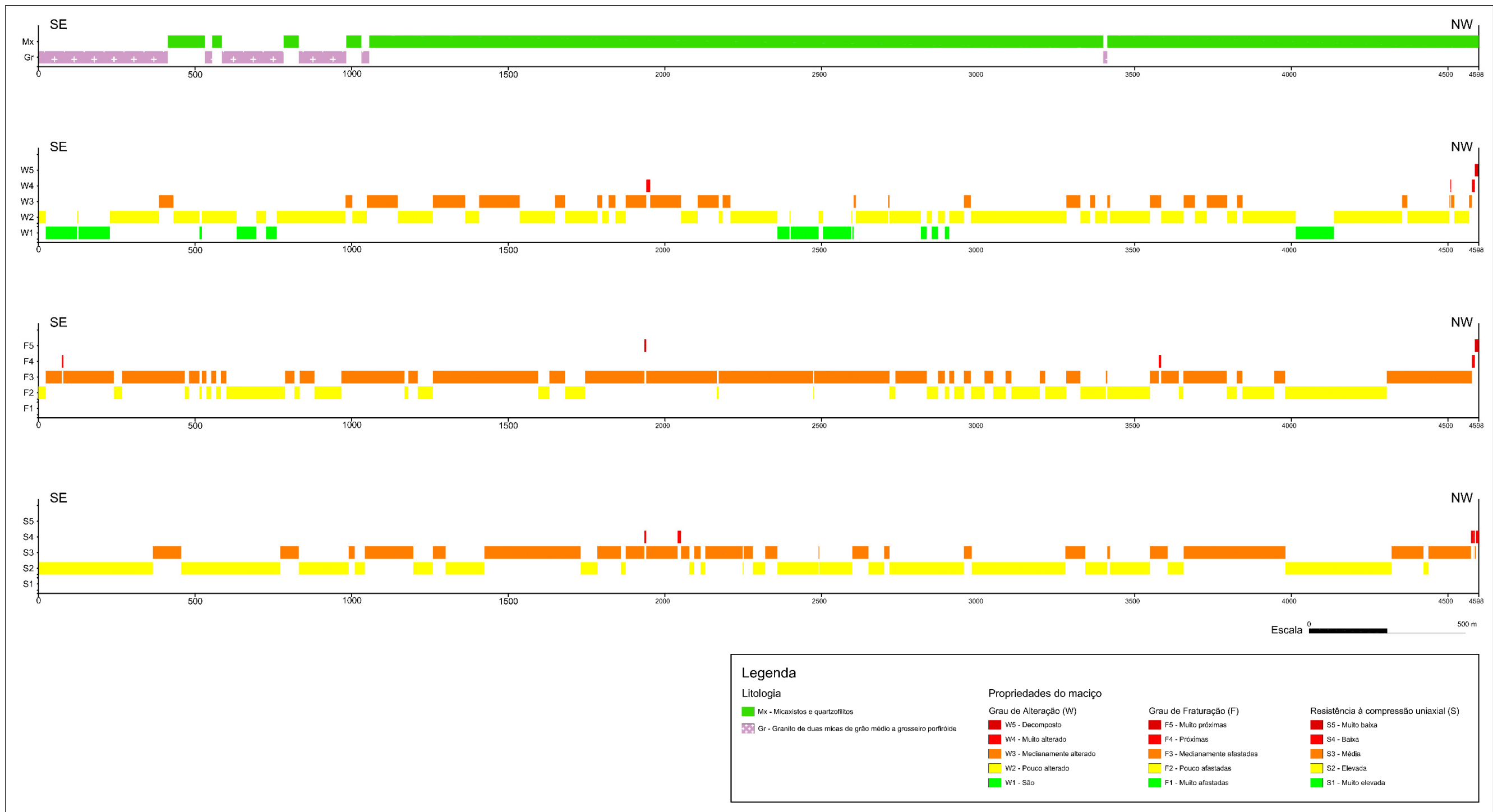


Figura 68. Zonamento da heterogeneidade litológica, do grau de alteração, do grau de fraturação e da resistência à compressão uniaxial

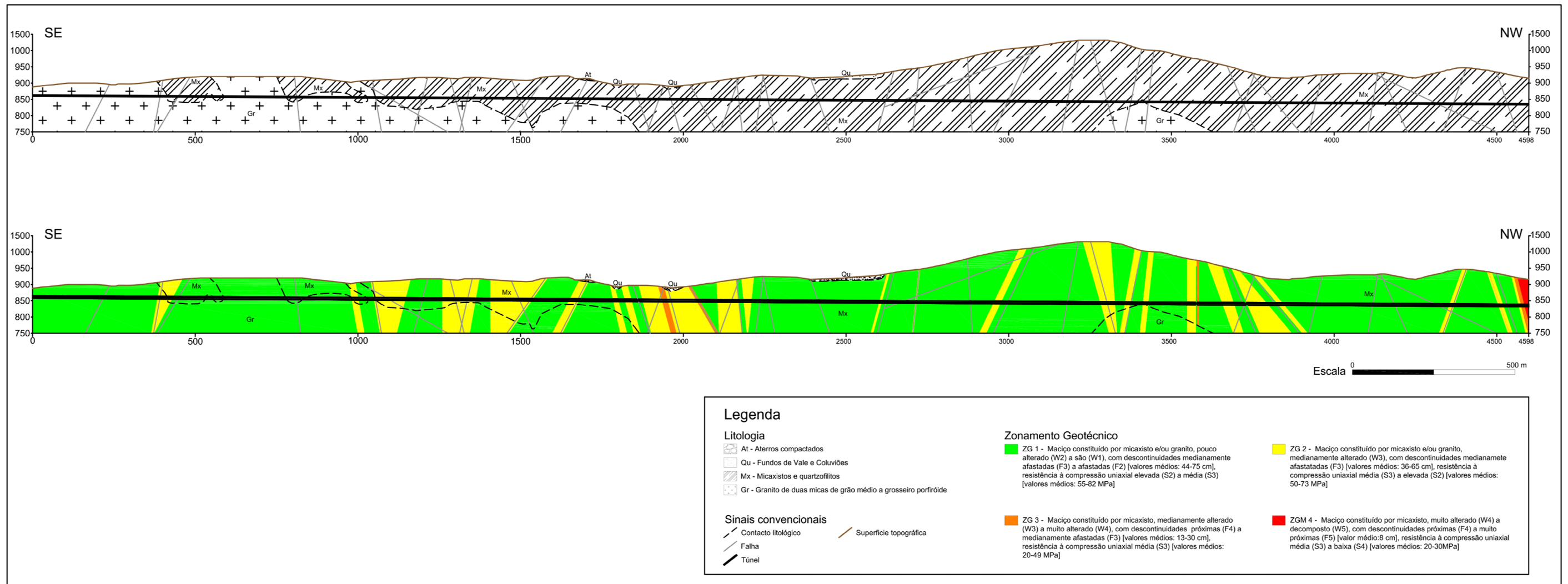


Figura 69. Zonamento geológico-estrutural e geotécnico ao longo do túnel.

4.5. Zonamento Geomecânico

Como já foi referido, foi efetuado o levantamento geológico-geotécnico em cada avanço da escavação e, conseqüentemente recolhidos os dados necessários para a determinação dos valores de $RMR|_{89}$ (Bieniawski, 1989) e de Q (Barton, 2002), classificações geomecânicas aplicadas no decorrer da obra. Os valores de $RMR|_{89}$ constituíram, no âmbito da empreitada, o principal parâmetro geomecânico definidor do suporte a aplicar.

Posteriormente, para a realização deste estudo foi efetuada uma averiguação de como adquirir os novos parâmetros inseridos no $RMR|_{14}$, para assim ser possível realizar a comparação dos valores obtidos para cada versão do RMR, procurando encontrar as principais diferenças ou semelhanças entre elas.

Salvaguarda-se que o método de avaliação entre as versões $RMR|_{89}$ e $RMR|_{14}$ é puramente observacional, onde são avaliadas as condições geotécnicas do maciço escavado quanto à sua compartimentação estrutural e às condições geológicas-geotécnicas das suas descontinuidades, analisando as suas diferenças e o que estas implicam no valor final.

Refere-se ainda que a possível grande diferença entre estas versões é o facto da versão mais recente, $RMR|_{14}$ ter sido preconizada para escavações através de meios mecânicos, nomeadamente por tuneladoras, na qual Celada et al. (2014) e Celada & Bieniawski (2020) afirmam que o fator F_e é aquele que considera a melhoria do comportamento do maciço escavado por TBMs. Por seu turno, no caso em estudo, os dados foram, na sua maioria, obtidos por escavação com recurso a explosivos e, quando foi necessário recorrer a meios mecânicos, estes realizaram-se com recurso a martelo hidráulico acoplado a uma giratória.

Na Figura 70 apresenta-se a distribuição do total de metros obtidos, no túnel em estudo, para cada uma das 4 classes de $RMR|_{89}$ e $RMR|_{14}$. É possível concluir que o maciço rochoso se apresenta, fundamentalmente, com uma qualidade razoável a boa, quer em termos de $RMR|_{89}$, quer de $RMR|_{14}$. Contudo, observa-se que é através do $RMR|_{89}$ que se obtêm valores mais baixos de RMR e, conseqüentemente, um maciço com qualidade mais baixa, o que leva a afirmar que esta apresenta uma visão mais conservadora. Com base na Figura 71 é possível analisar a evolução das classes de RMR ao longo do túnel para $RMR|_{89}$ e $RMR|_{14}$.

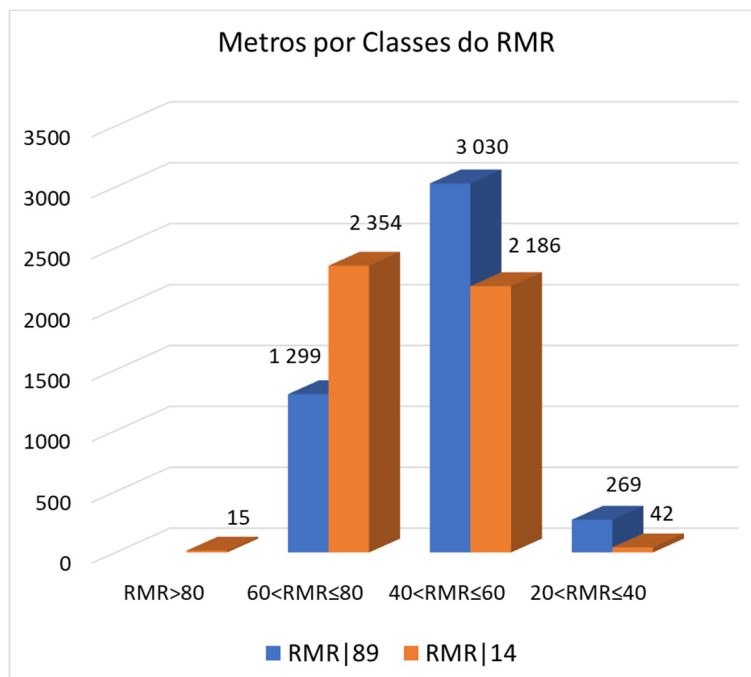


Figura 70. Total de metros de cada classe do maciço rochoso para RMR_{|89} e RMR_{|14}.

Por fim, procurou-se cruzar a informação resultante do zonamento apresentado na Figura 71 com o zonamento geotécnico (Figura 69) apresentado no subcapítulo 4.4 de forma a obter o zonamento geomecânico (ZGM), integrando os parâmetros geológico-geotécnicos (litologia, grau de alteração, fraturação e resistência) e os valores obtidos para a classificação RMR_{|89} (Bieniawski, 1989) e RMR_{|14} (Celada et al., 2014), o que resultou num zonamento com 4 zonas geomecânicas (Figura 72):

- ZGM 1 – É a segunda zona mais representativa, com uma extensão total de 859 m. O maciço rochoso é constituído em 53% por micaxistos e 47% por granitos apresentando-se, no geral, pouco alterado (W_2) a são (W_1) com descontinuidades preferencialmente medianamente afastadas (F_3 ; valor médio de 44 cm) a afastadas (F_2 ; valor médio de 78 cm), resistência à compressão uniaxial elevada (S_2 ; valor médio de 92 MPa); a qualidade do maciço é boa a razoável RMR_{|89} [50-77] e RMR_{|14} [55-82].
- ZGM 2 – Zona com maior representatividade, com uma extensão total de 3432 m. O maciço rochoso é constituído fundamentalmente por micaxistos (88%) e muito esporadicamente por granitos (12%), apresentando-se, no geral, pouco alterado (W_2) a medianamente alterado (W_3) com descontinuidades medianamente afastadas (F_3 ; valor médio de 42 cm) a afastadas (F_2 ; valor médio de 72 cm), resistência à compressão uniaxial média (S_3 ; valor médio de 53 MPa) a elevada (S_2 ; valor médio de 77 MPa); a qualidade do maciço é razoável a boa RMR_{|89} [41-70] e RMR_{|14} [41-76].

-
- ZGM 3 – Apresenta uma extensão total de 268 m. O maciço rochoso é constituído por micaxistos apresentando-se, no geral, medianamente alterado (W_3) com descontinuidades medianamente afastadas (F_3 ; valor médio de 37 cm), resistência à compressão uniaxial média (S_3 ; valor médio de 48 MPa); a qualidade do maciço é razoável fraca $RMR|_{89}$ [31-50] e $RMR|_{14}$ [34-57].
 - ZGM 4 – Apresenta uma extensão total de 39 m, correspondendo à parte terminal do túnel. O maciço rochoso é constituído por micaxistos apresentando-se, no geral, muito alterado (W_4) a decomposto (W_5) com descontinuidades próximas (F_4) a muito próximas (F_5) (valor médio de 12 cm), uma resistência à compressão uniaxial baixa (S_4 ; valor médio de 20 MPa); esta zona está, em geral, associada a zonas muito tectonizadas (contacto geológico e falhas); a qualidade do maciço é fraca $RMR|_{89}$ [24-38] e $RMR|_{14}$ [34-58].

Em sintonia com os zonamentos geotécnicos a extrapolação dos zonamentos geomecânicos para fora da área do túnel, a cotas superiores e inferiores (Figura 72), foi realizada tendo-se em consideração, uma vez mais, as inclinações das atitudes médias das famílias das falhas mais representativas.

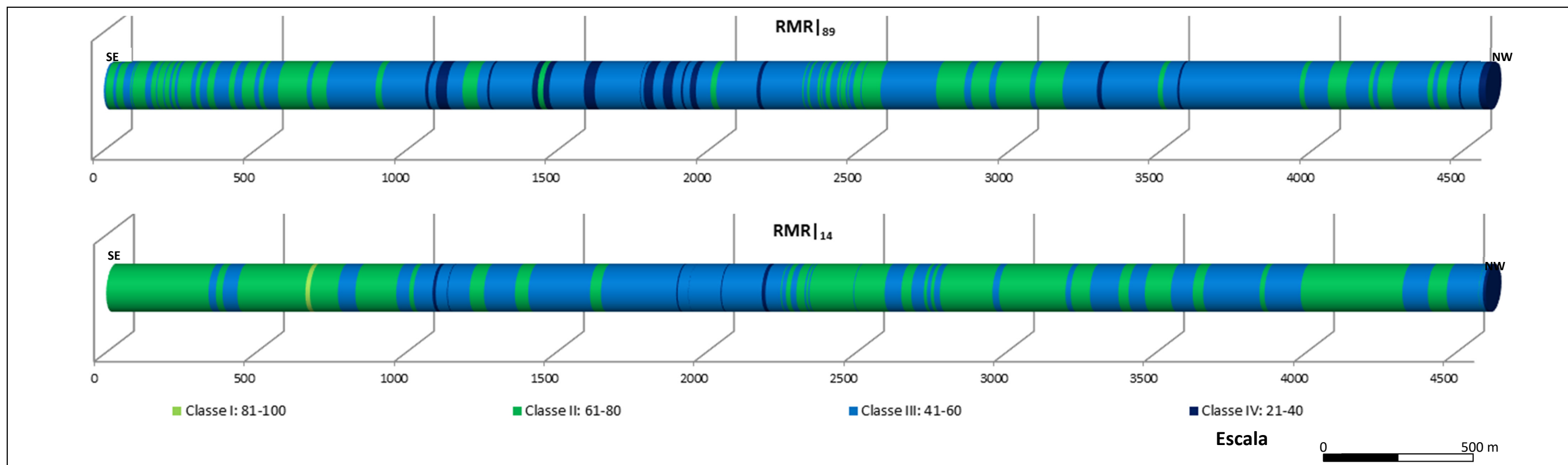


Figura 71. Zonamentos resultante das classes de RMR ao longo do túnel a partir da aplicação do $RMR|_{89}$ e $RMR|_{14}$.

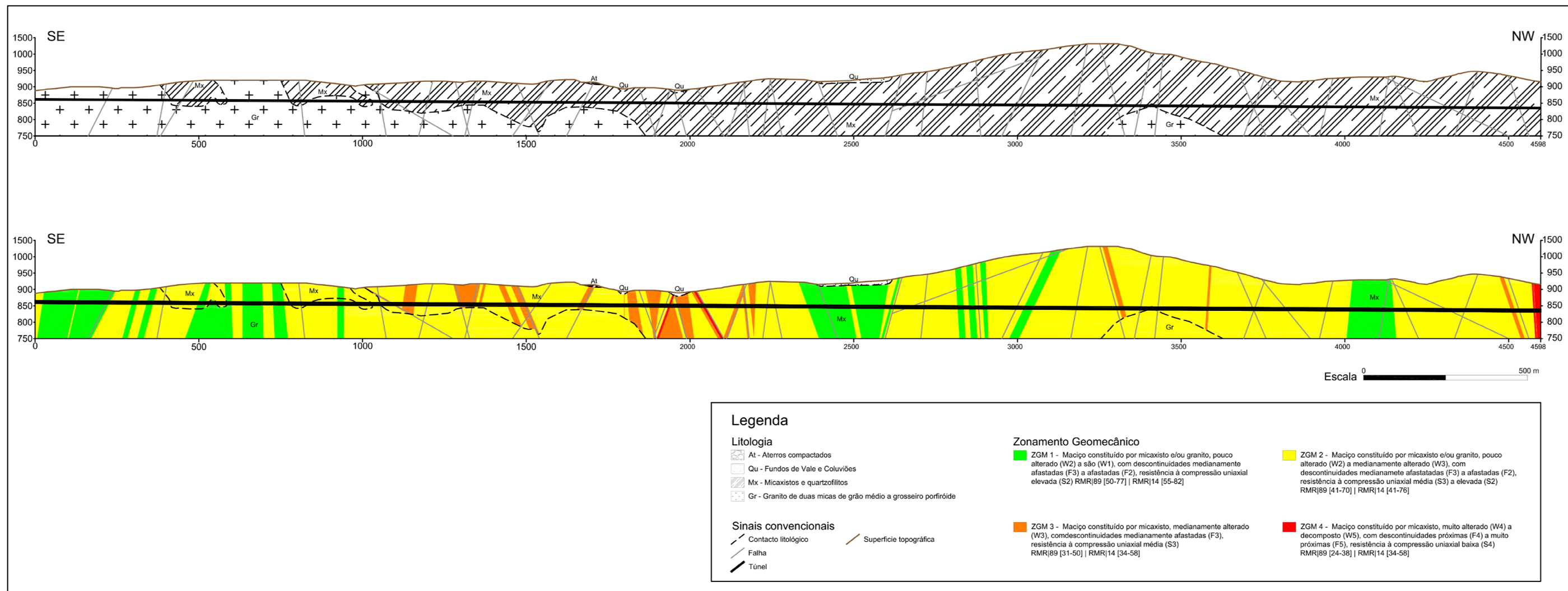


Figura 72. Zonamento geomecânico do túnel em estudo.

4.6. RMR₁₄ versus RMR₈₉

Para se proceder à apresentação e análise dos resultados, entendeu-se que em primeiro lugar dever-se-ia comparar os valores obtidos nos RMR básicos de ambas as versões, RMR_{89b} e RMR_{14b} (Figura 73) e assim identificar o que os dois novos fatores de ajustamento provocam no RMR₁₄ (RMR_{14c} vs RMR₁₄), concluindo com a comparação direta dos valores finais obtidos no RMR₈₉ e no RMR₁₄.

Assim é, possível constatar que os valores mais elevados correspondem, em geral, ao RMR_{14b}, atingindo como diferença máxima de 10 valores relativamente ao RMR_{89b}. Contudo, e esporadicamente, os valores de RMR_{89b} são superiores, sendo a diferença máxima obtida de 4 valores.

O valor máximo que ambos os RMR's básicos podem atingir é de 100, sendo identificável que as oscilações aqui constatadas têm origem nas modificações ao parâmetro das condições das descontinuidades e pela introdução do novo parâmetro da alterabilidade no RMR_{14b}. Assim, apesar do parâmetro das condições das descontinuidades do RMR_{89b} ser constituído por 5 intervalos com valores de 0 a 6 (que permite um peso máximo de 30 valores) e o RMR_{14b} ser composto por 4 intervalos com valores de 0 a 5 (não contemplando o parâmetro da “abertura” e só proporciona um peso máximo de 20 valores), o que poderia implicar em casos de um maciço com descontinuidades de muita boa qualidade um RMR_{89b} com mais 10 valores do que o RMR_{14b}, o RMR_{14b} surge com um novo parâmetro, o da alterabilidade (Id_2), que de alguma forma poderá igualar aos valores máximos do RMR_{89b}, visto que, o Id_2 pode ter valor máximo de 10, dependendo da alterabilidade do maciço em estudo, originando então no conjunto o valor máximo de 30, igualando os 30 valores do RMR_{89b}.

O RMR₈₉ é o RMR_{89b} acrescido do fator de correção que tem em conta a orientação das descontinuidades com a orientação de escavação do túnel (A_6 para o RMR₈₉ e F_0 para o RMR₁₄) e o RMR_{14c} é o RMR_{14b} acrescido do F_0 implicando que o RMR_{14c} se iguale ao RMR₈₉, visto que, se podem obter valores máximos e mínimos iguais (Figura 74).

Assim sendo, está a aplicar-se o mesmo parâmetro que tem o mesmo peso, o que levará à mesma conclusão que se obteve para os RMR's básicos.

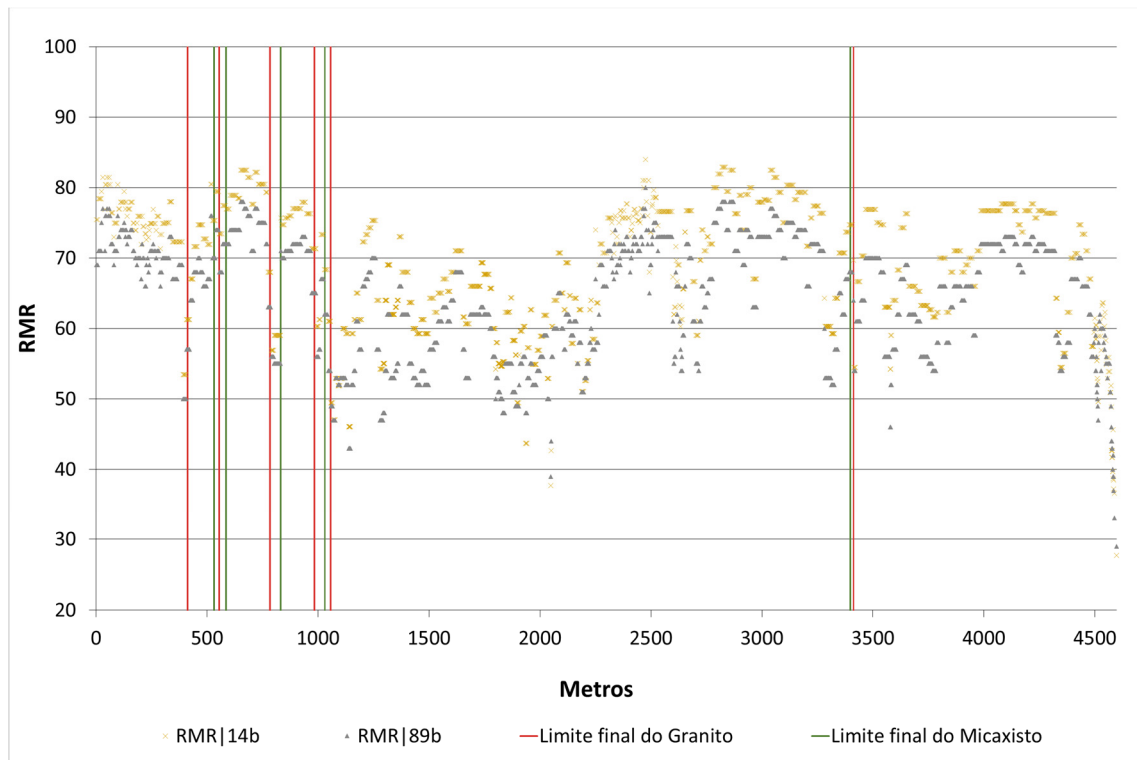


Figura 73. Valores do $RMR|_{89b}$ e $RMR|_{14b}$ ao longo do túnel

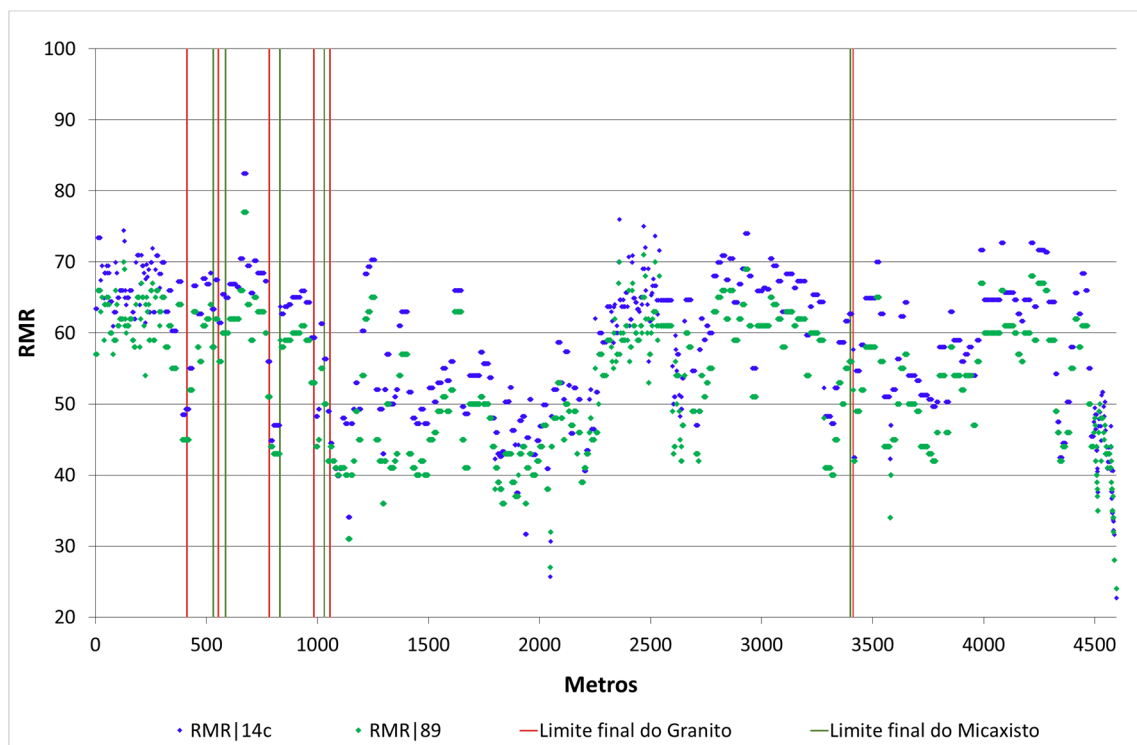


Figura 74. Valores do $RMR|_{89}$ e $RMR|_{14c}$ ao longo do túnel.

Em relação à diferença entre o $RMR|_{14}$ e o $RMR|_{14c}$, esta está na multiplicação dos valores de F_e e de F_s , pelo $RMR|_{14c}$, quando estes fatores são superiores a 1.

Assim, como os valores do $RMR|_{89}$ que, na sua maioria, já se apresentam inferiores a $RMR|_{14c}$, aplicando os fatores de ajuste F_e e F_s , estes apresentarão essa mesma inferioridade se os fatores tiverem como valor 1, ou aumentarão, se os valores dos fatores forem superiores a 1, proporcionando uma subida máxima de 32% pela aplicação do F_e e de 30% na aplicação do F_s (Figura 75).

Tal como é referido na descrição do $RMR|_{14}$ (Celada et al., 2014; Celada & Bieniawski, 2020), se a escavação for com recurso a explosivos, o F_e passa a ser igual a 1, assim sendo, a variação do F_e para valores superiores a 1, só ocorre, geralmente, quando estamos perante maciços mais brandos e que nos “obrigam” e/ou “induzem” a uma escavação por meios mecânicos. Já no caso do F_s , este é superior a 1, em comportamentos de tensões-deformações menores que 70 ($ICE < 70$) o que implica tensões-deformações moderadamente a totalmente plásticas.

No caso em análise ($RMR|_{14c}$ vs $RMR|_{14}$) essa diferença dá-se quando o valor de F_e está entre 1,12 e 1,32 ($1,00 < F_e < 1,32$ - intervalo da classificação) e/ou o valor de F_s estar compreendido entre 1,02 e 1,29 ($1,0 < F_s < 1,3$ - intervalo da classificação) resultante do ICE está entre 18 e 70 ($15 < ICE < 70$ – um dos intervalos da classificação) (Figura 76).

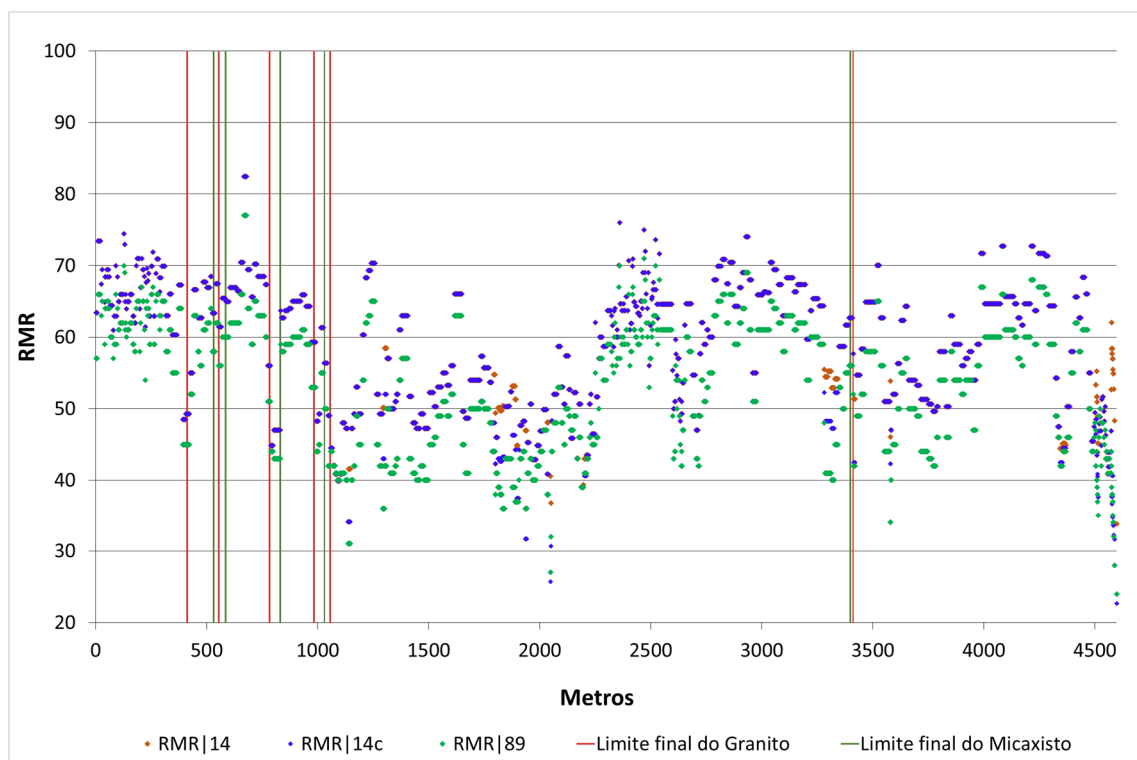


Figura 75. Valores do $RMR|_{14}$, $RMR|_{14c}$ e $RMR|_{89}$ ao longo do túnel

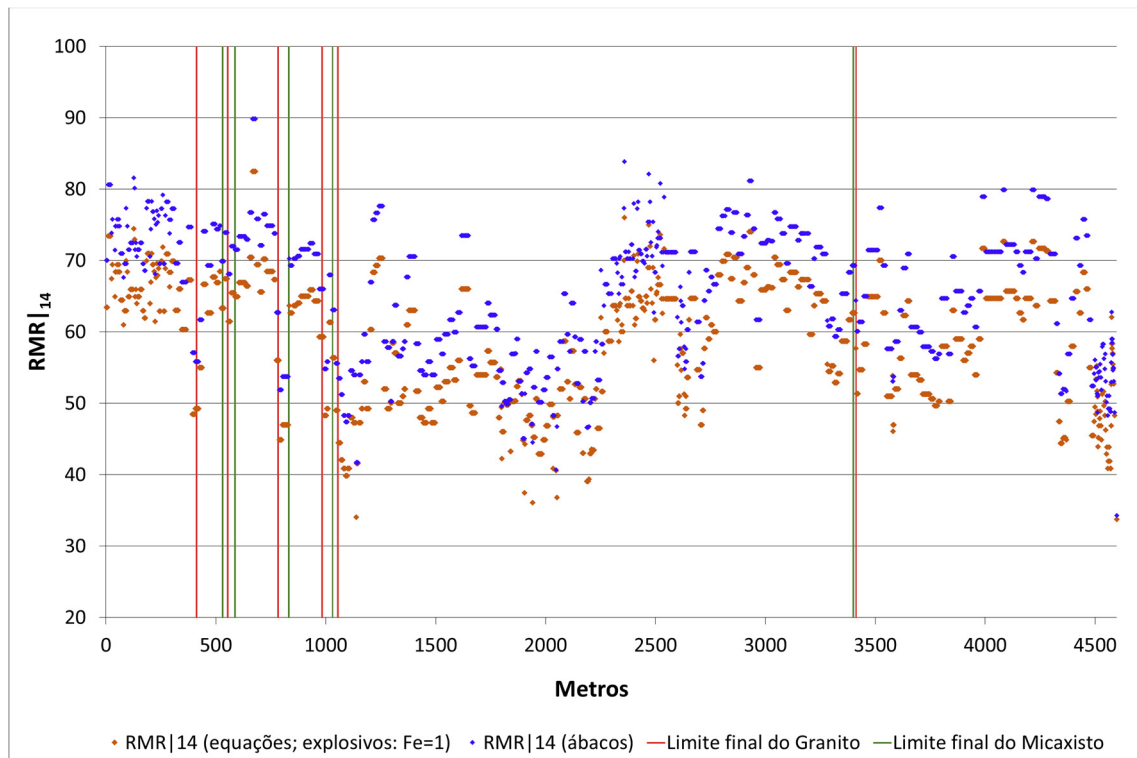


Figura 76. Valores do $RMR|_{14}$ e $RMR|_{14c}$ ao longo do túnel.

Neste estudo foi possível comprovar que para valores de ICE maiores que 70 o F_s é sempre igual a 1, o que implica que o $RMR|_{14}$ será igual a $RMR|_{14c}$, se o F_e também for igual a 1, e que para valores de ICE inferiores a 15 o F_s é igual a 1,3 acarretando um $RMR|_{14}$ maior que $RMR|_{14c}$.

Desta forma, constata-se que, quando se verifica pelo menos uma das duas condições referidas há diferenças entre os valores de $RMR|_{14}$ e de $RMR|_{14c}$, resumindo-se a:

- Quando o F_s foi igual a 1 e o F_e maior que 1:
 - originou uma diferença de 6 a 9 nos valores de $RMR|_{14}$
 - $1,12 < F_e < 1,20$
- Quando o F_e foi igual a 1 e o F_s maior que 1:
 - originou uma diferença de 2 a 9 nos valores de $RMR|_{14}$
 - $1,04 < F_s < 1,21$
- Quando os dois foram superiores a 1:
 - originou uma diferença de 7 a 22 nos valores de $RMR|_{14}$
 - $1,15 < F_e < 1,32$ e $1,02 < F_s < 1,29$.

Como se comprova pelos ábacos do F_e e F_s , estes são obrigatoriamente maiores ou iguais a 1, sendo que 1,32 e 1,30 são, respetivamente, os limites máximos desses fatores. No entanto, se o F_e e/ou o F_s forem superiores a 1 o $RMR|_{14}$, neste estudo, implica um aumento de 2 a 22 valores. Já no caso de se estar perante escavações com recurso a explosivos ou o valor do ICE for superior a 70, os fatores F_e e F_s deixam de influenciar o valor final do $RMR|_{14}$.

Pode assim, concluir-se que o $RMR|_{14}$, no geral, não se apresenta como uma versão conservadora (Figura 77), porque a influência dos dois novos fatores, F_e e F_s , em maciços de qualidade mais fraca, que motivariam a execução das escavações por meios mecânicos, promovem o aumento do valor de $RMR|_{14}$ final, sendo superior ao de base ($RMR|_{14b} + F_0$ ou $RMR|_{14c}$).

Não se pode deixar de evidenciar que a descompressão provocada num maciço durante a escavação está interligada com o método construtivo utilizado nessa mesma escavação, ou seja, é claro que a descompressão provocada num maciço quando se recorre a explosivos, não é a mesma se for utilizada uma tuneladora, como também não o é quando se escava com meios mecânicos de ataque pontual (Celada et al., 2014).

Alber (1993) expõe os efeitos positivos da escavação mecânica, entre os valores de RMR obtidos em escavações com tuneladoras ($RMR|_{89TBM}$) e em escavações com recurso a explosivos ($RMR|_{89D+B}$). Bieniawski (2011a,b) atualiza esta investigação e apresenta a correlação expressa na Equação 93 (Celada et al., 2014).

$$RMR|_{89TBM} = 0,8RMR|_{89D+B} + 20 \quad \text{Equação 93}$$

Estas referências corroboram, de alguma forma, as oscilações verificadas nos valores obtidos de $RMR|_{14}$, quando estamos perante uma escavação mecânica ou com recurso a explosivos.

Comparativamente, os valores de $RMR|_{89}$ apresentam-se mais baixos entre 1 a 22 valores em relação ao $RMR|_{14}$. Esta diferença é superior a 10 quando a escavação é mecânica, e por vezes quando o ICE é <70 (Figura 78).

Em alguns casos, mas muito esporadicamente, o $RMR|_{89}$ ocorre com um valor superior ou igual a $RMR|_{14}$, e isto deve-se às diferenças de pesos nas condições das discontinuidades.

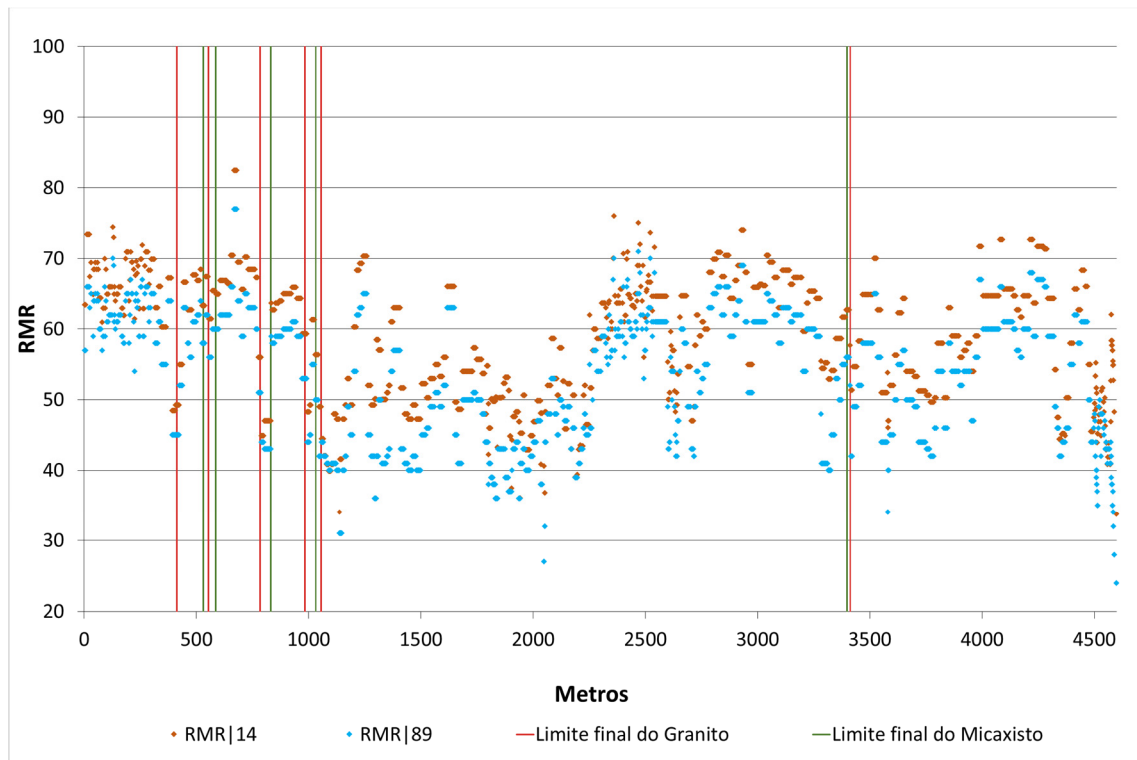


Figura 77. Valores do $RMR|_{89}$ e $RMR|_{14}$ ao longo do túnel.

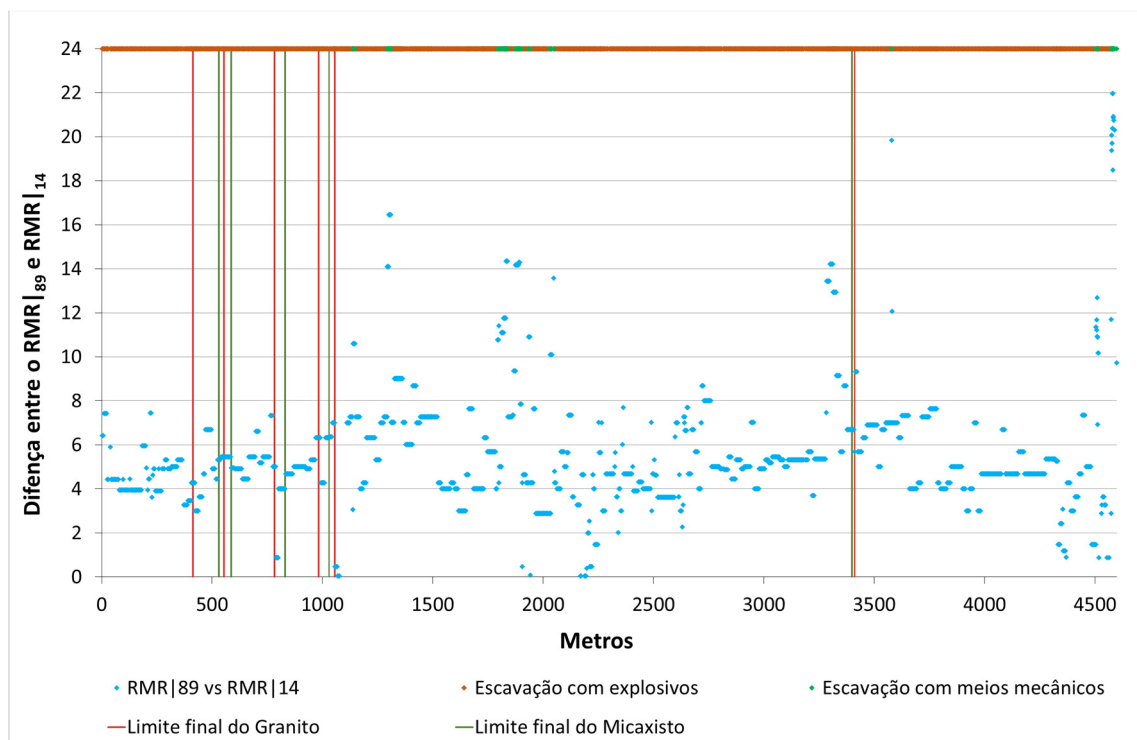


Figura 78. Dispersão da diferença entre o $RMR|_{89}$ e o $RMR|_{14}$ e indicação do método de escavação.

Celada et al. (2014), propõem a obtenção do $RMR|_{14}$ a partir do valor final de $RMR|_{89}$ com a Equação 35, já apresentada no subcapítulo 3.2.3. Perante uma análise prática observa-se que os

valores mínimos, máximos e médios dos RMR's (Quadro 36), não têm, aparentemente, grandes discrepâncias. Contudo, quando se observam as diferenças entre eles o mesmo não acontece, há diferenças de 0 a 22 valores entre o $RMR|_{89}$ e $RMR|_{14}$, como já tinha sido mencionado anteriormente, sendo que, com o $RMR|_{14}$ obtido a partir da Equação 35 essa diferença é menor, variando entre 4 e 10 valores (Quadro 36). Isto leva a concluir que o $RMR|_{14}$ a partir da Equação 35 se aproxima mais dos valores de $RMR|_{89}$.

Quadro 36. Valores mínimos, máximos e médios de $RMR|_{89}$, $RMR|_{14}$ e o $RMR|_{14}$ obtido a partir da Equação 35, bem como as diferenças entre eles por frente de escavação.

	$RMR _{89}$	$RMR _{14}$	$RMR _{14}$ a partir da Equação 35	Diferenças por frente de escavação		
				$RMR _{14}$ e $RMR _{89}$	$RMR _{89}$ e $RMR _{14}$ (Equação 35)	$RMR _{14}$ e $RMR _{14}$ (Equação 35)
Mínimo	24	34	28	-1	4	0
Máximo	77	82	87	22	10	16
Médio	52	58	59	6	7	8

4.7. Correlações

Para facilitar e fundamentar a análise aos valores obtidos, foram avaliadas as seguintes correlações: $RMR|_{14b}$ vs. $RMR|_{89b}$, $RMR|_{14c}$ vs. $RMR|_{89}$, $RMR|_{14}$ vs. $RMR|_{89}$ vs. Q, $RMR|_{14}$ vs. $RMR|_{89}$ vs. GSI. Relativamente ao $RMR|_{14}$, analisaram-se também as correlações a partir de $RMR|_{14}$ em que o F_e e o F_s foram obtidos ora pelas equações ora pelos ábacos, que constam na bibliografia (no entanto, sem se aplicar a regra de $F_e=1$ quando se utiliza explosivos). Nesta análise ainda se retiraram os dados referentes às situações que resultavam em diferenças de $RMR|_{14}$ com $RMR|_{89}$ superiores ou iguais 10, situações que estão relacionadas com valores superiores a 1 de F_e e F_s (subcapítulo 4.6).

4.7.1. Correlações entre o $RMR|_{14}$ e o $RMR|_{89}$

Pela análise da Figura 79 e da Figura 80, observa-se que ambas as correlações em questão, transmitem um grau de confiança elevado e se assemelham à correlação de Celada et al.(2014) para o $RMR|_{14}$ e $RMR|_{89}$ (Equação 35 e Quadro 37). Ressalva-se que, estas correlações são para o $RMR|_{14}$ sem a introdução dos novos fatores de correção (F_e e F_s).

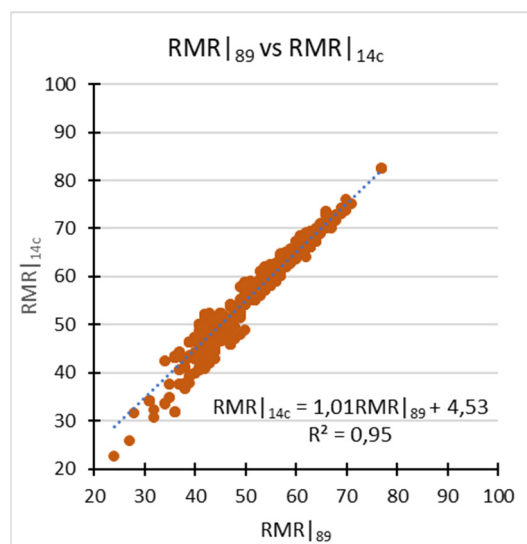
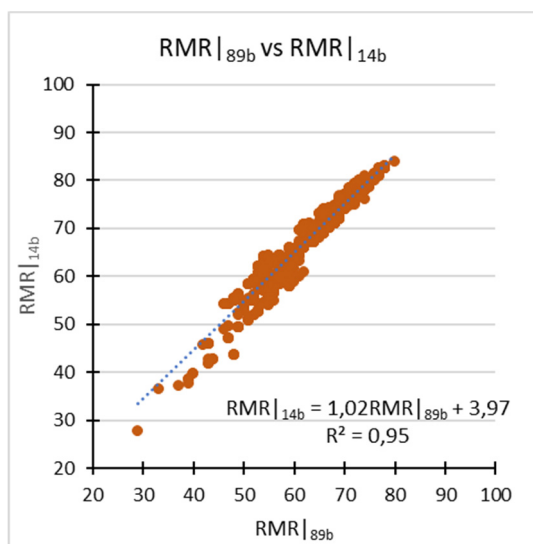


Figura 79. Correlação entre o RMR_{|89b} e o RMR_{|14b}. Figura 80. Correlação entre o RMR_{|89} e o RMR_{|14c}.

Com diferenças entre -1 e 22 valores entre o RMR_{|89} e o RMR_{|14} poder-se-ia esperar que o grau de confiança fosse mais baixo (Figura 81). Já quando se retiram os valores de RMR_{|89} e o RMR_{|14} em que a diferença entre estes é igual ou superior a 10, o grau de confiança aumenta consideravelmente (Figura 82) e a equação assemelha-se com a equação de correlação de Celada et al. (2014) (Quadro 37).

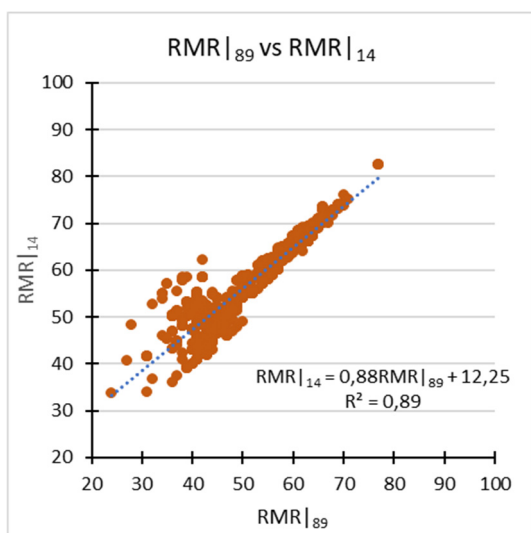


Figura 81. Correlação entre o RMR_{|89} e o RMR_{|14}.

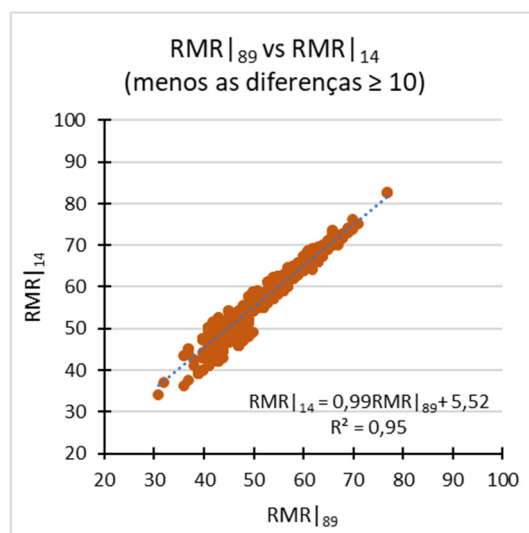


Figura 82. Correlação entre o RMR_{|89} e o RMR_{|14}, sem as diferenças entre eles ≥ 10 .

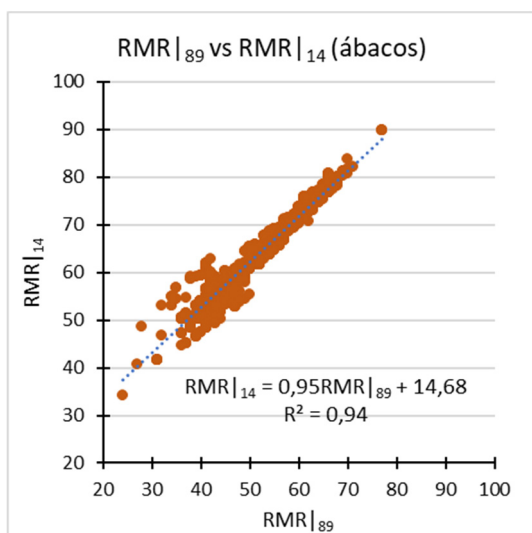


Figura 83. Correlação entre o $RMR|_{89}$ e o $RMR|_{14}$, em que o F_e e F_s foram obtidos através dos ábacos e sem a regra de $F_e=1$ quando há uso de explosivos.

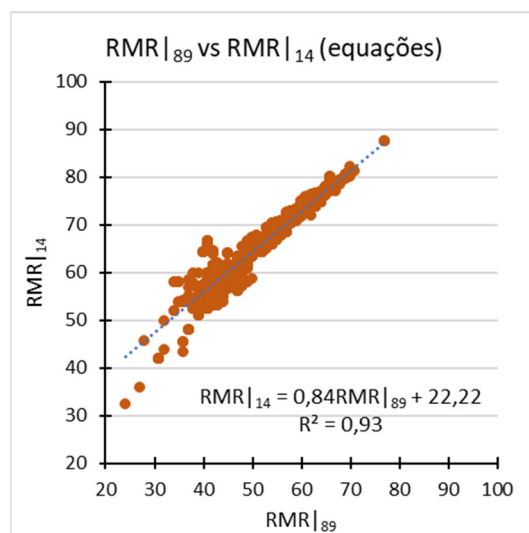


Figura 84. Correlação entre o $RMR|_{89}$ e o $RMR|_{14}$, em que o F_e e F_s foram obtidos através das equações e sem a regra de $F_e=1$ quando há uso de explosivos.

Quadro 37. Quadro resumo das correlações entre $RMR|_{89}$ e $RMR|_{14}$

Descritivo	Grau de Confiança	Correlação	Referência
$RMR _{89}$ vs $RMR _{14}$ (Celada et al., 2014)	$R^2=0,99$	$RMR _{14} = 1,1 RMR _{89} + 2$	Equação 35
$RMR _{89b}$ vs $RMR _{14b}$	$R^2=0,95$	$RMR _{14b} = 1,02 RMR _{89b} + 3,97$	Equação 94
$RMR _{89}$ vs $RMR _{14c}$	$R^2=0,95$	$RMR _{14c} = 1,01 RMR _{89} + 4,53$	Equação 95
$RMR _{89}$ vs $RMR _{14}$	$R^2=0,89$	$RMR _{14} = 0,88 RMR _{89} + 12,25$	Equação 96
$RMR _{89}$ vs $RMR _{14}$ (menos os valores com diferenças entre eles ≥ 10)	$R^2=0,95$	$RMR _{14} = 0,99 RMR _{89} + 5,52$	Equação 97
$RMR _{89}$ vs $RMR _{14}$ (F_e e F_s obtidos a partir dos ábacos e sem a regra de $F_e=1$ quando há o uso de explosivos)	$R^2=0,94$	$RMR _{14} = 0,95 RMR _{89} + 14,68$	Equação 98
$RMR _{89}$ vs $RMR _{14}$ (F_e e F_s obtidos a partir das equações e sem a regra de $F_e=1$ quando há o uso de explosivos)	$R^2=0,93$	$RMR _{14} = 0,84 RMR _{89} + 22,22$	Equação 99

No caso em que para os F_s e o F_e se obtém das equações ou dos ábacos, não se aplicando a regra de que $F_e=1$ quando a escavação é feita com recurso a explosivos, verifica-se que o grau de confiança é alto e as correlações assemelham-se com a obtida neste estudo para o $RMR|_{14}$ vs $RMR|_{89}$ (Figura 83, Figura 84, Quadro 37). Contudo, esta situação não se verifica para a equação de correlação para o $RMR|_{89}$ e $RMR|_{14}$ obtida no presente estudo em comparação à obtida por Celada et al. (2014).

4.7.2. Correlações entre o Q e o $RMR|_{14}$ e Q e o $RMR|_{89}$

Para a obtenção da correlação entre o Q e o $RMR|_{14}$ e o Q e o $RMR|_{89}$ calculou-se o valor de Q para cada frente de escavação. Após a sua projeção num gráfico em “confronto” com os valores de $RMR|_{14}$ obteve-se um grau de confiança relativamente baixo (Figura 85, Figura 86).

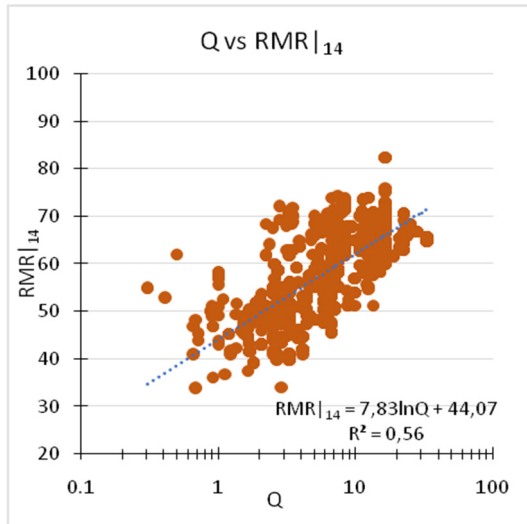


Figura 85. Correlação entre o Q e o $RMR|_{14}$.

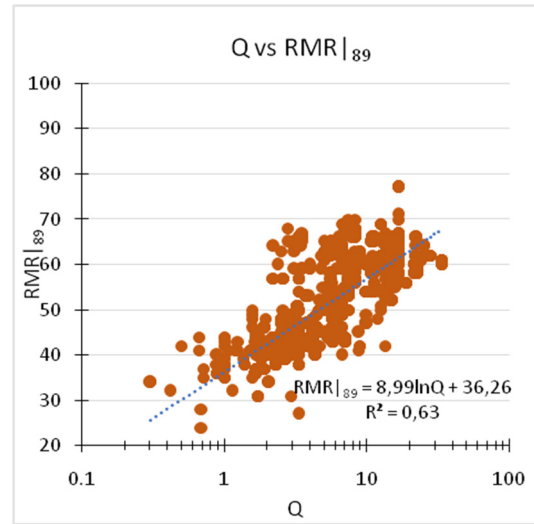


Figura 86. Correlação entre o Q e o $RMR|_{89}$.

Nas correlações com o Q, a versão do RMR com o qual se obtém um grau de confiança mais elevado é a realizada com o $RMR|_{89}$ (Figura 86), aproximando-se mesmo da correlação que apresentaram Bieniawski (1976, 1984, 1989) (Quadro 38).

Se forem retirados os dados em que a diferença entre o $RMR|_{89}$ e o $RMR|_{14}$ é superior ou igual a 10, o grau de confiança aumenta para a correlação do $RMR|_{14}$ e o Q (Figura 87) e diminui para a correlação do $RMR|_{89}$ e o Q, levando a que a equação deixe de ser tão semelhante (Figura 88).

Nas correlações entre o Q e o $RMR|_{14}$ obtido com o F_e e F_s a partir dos ábacos ou das equações (Figura 89 e Figura 90) os valores são idênticos, sendo que o grau de confiança mais alto é obtido aquando da aplicação das equações de F_e e F_s (Quadro 38).

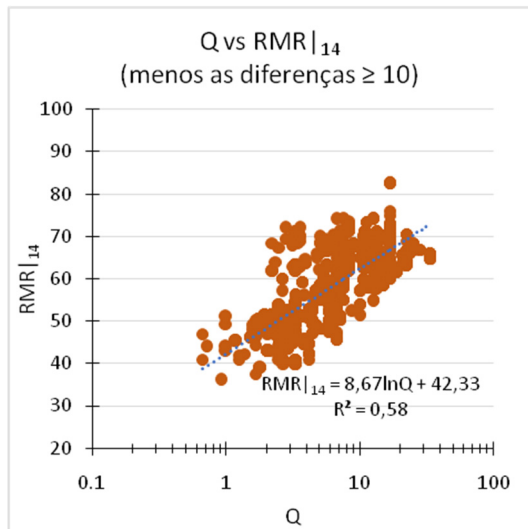


Figura 87. Correlação entre o Q e o $RMR|_{14}$, sem as diferenças entre eles ≥ 10 .

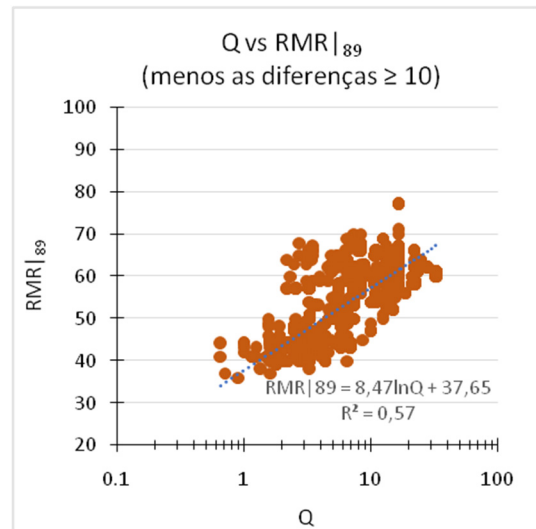


Figura 88. Correlação entre o Q e o $RMR|_{89}$, sem as diferenças entre eles ≥ 10 .

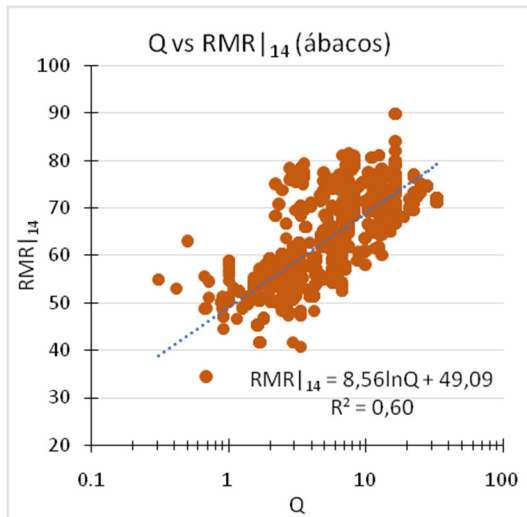


Figura 89. Correlação entre o Q e o $RMR|_{14}$, em que o F_e e F_s foram obtidos através dos ábacos e sem a regra de $F_e=1$ quando há uso de explosivos.

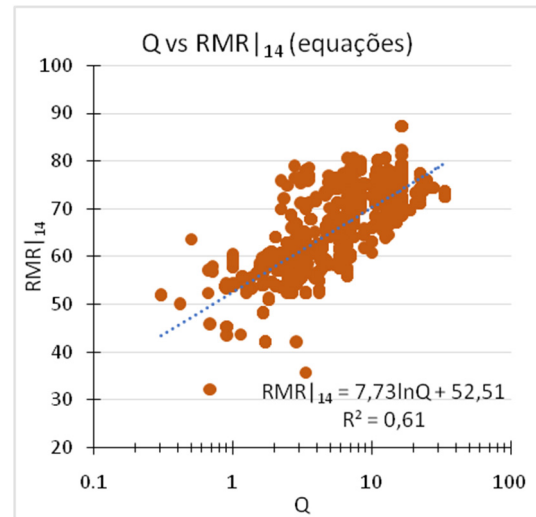


Figura 90. Correlação entre o Q e o $RMR|_{14}$, em que o F_e e F_s foram obtidos através das equações e sem a regra de $F_e=1$ quando há uso de explosivos.

Da análise entre os RMR's e o Q (Quadro 38) pode retirar-se que existem semelhanças entre a equação apresentada por Celada & Bieniawski (2020) (Equação 44) e a equação obtida neste estudo (Equação 100), para o $RMR|_{14}$ vs o Q. Estas duas equações também apresentam algumas semelhanças com a equação de correlação de Bieniawski (1976, 1984, 1989) (Equação 36), sendo que com mais semelhança é a equação onde o $RMR|_{14}$ foi obtido com valores do F_e e F_s a partir dos ábacos sem se obedecer à regra de $F_e=1$ quando a escavação é com recurso a explosivos. (Equação 104 e Figura 89).

Quadro 38. Quadro resumo das correlações entre o Q e os RMR's.

Descritivo	Grau de Confiança	Correlação	Referência
Q vs RMR ₈₉ (Bieniawski, 1976,1984, 1989)	-	$RMR_{ 89} = 9,00 \ln Q + 44,00$	Equação 36
Q vs RMR ₁₄ (Celada & Bieniawski, 2020)	R ² =0,68	$RMR_{ 14} = 8,12 \ln Q + 49,80$	Equação 44
Q vs RMR ₁₄	R ² =0,56	$RMR_{ 14} = 7,83 \ln Q + 49,19$	Equação 100
Q vs RMR ₈₉	R ² =0,63	$RMR_{ 89} = 8,99 \ln Q + 36,26$	Equação 101
Q vs RMR ₁₄ (menos os valores com diferenças entre eles ≥ 10)	R ² =0,58	$RMR_{ 14} = 8,66 \ln Q + 42,34$	Equação 102
Q vs RMR ₈₉ (menos os valores com diferenças entre eles ≥ 10)	R ² =0,57	$RMR_{ 89} = 8,47 \ln Q + 37,66$	Equação 103
Q vs RMR ₈₉ (F _e e F _s obtidos a partir dos ábacos e sem a regra de F _e =1 quando há o uso de explosivos)	R ² =0,60	$RMR_{ 89} = 8,56 \ln Q + 49,09$	Equação 104
Q vs RMR ₁₄ (F _e e F _s obtidos a partir das equações e sem a regra de F _e =1 quando há o uso de explosivos)	R ² =0,61	$RMR_{ 14} = 7,73 \ln Q + 52,51$	Equação 105

4.7.1. Correlações entre o GSI_{|13} e o RMR_{|14} e o GSI_{|13} e o RMR_{|89}

Para se realizarem as correlações com o GSI_{|13}, foram usados o RMR_{|14b} e o RMR_{|89b} considerando o parâmetro do fluxo de água com peso 15, em concordância com a correlação apresentada por Hoek et al. (1995), facto que levou a graus de confiança altos (R²=0,86 e R²=0,95, respetivamente) (Figura 91 e Figura 92). Ao projetar os dados do RMR_{|14} e do RMR_{|89} finais com os de GSI_{|13} o grau de confiança baixa para 0,74 e 0,88 respetivamente (Figura 93 e Figura 94), sendo que é a correlação com o RMR_{|89} ou RMR_{|89b} que obtém maior grau de confiança.

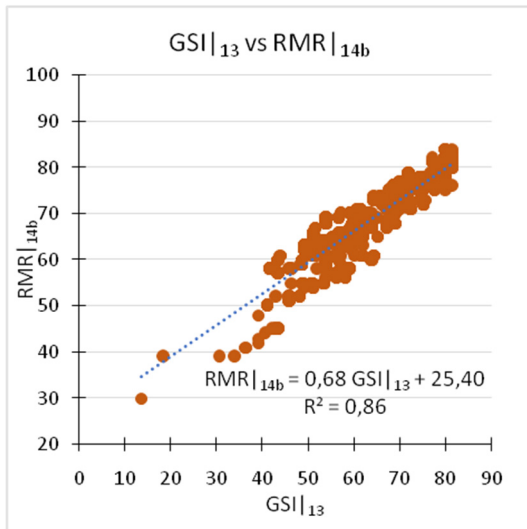


Figura 91. Correlação entre o GSI_{|13} e o RMR_{|14b}.

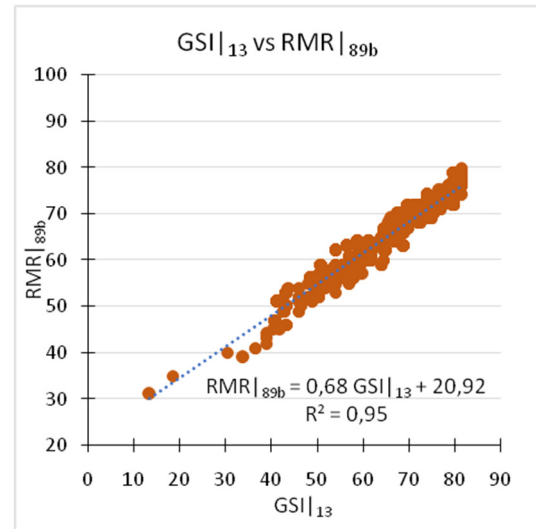


Figura 92. Correlação entre o GSI_{|13} e o RMR_{|89b}.

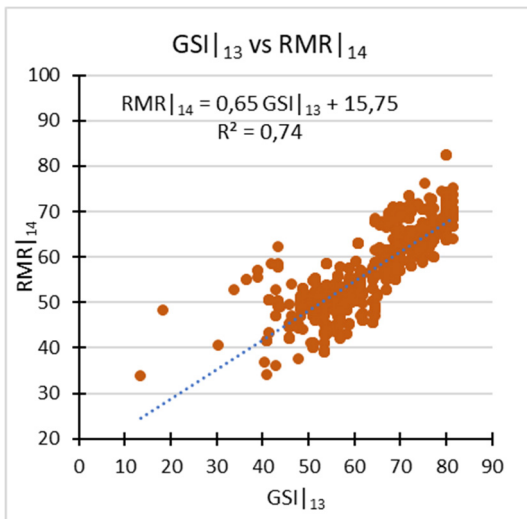


Figura 93. Correlação entre o GSI_{|13} e o RMR_{|14}.

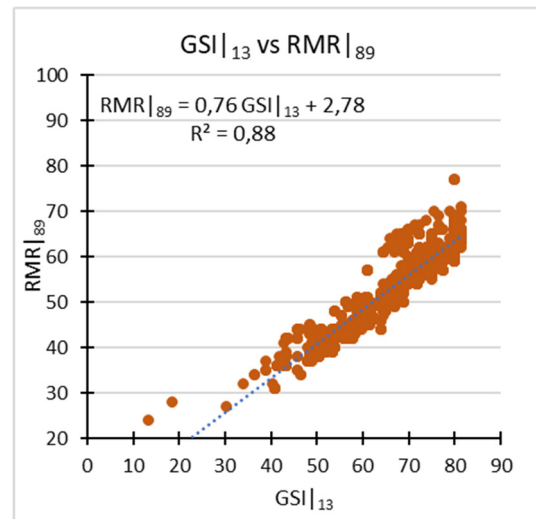


Figura 94. Correlação entre o GSI_{|13} e o RMR_{|89}.

Por fim, ainda foram convertidos os valores de GSI_{|13} obtidos em valores de GSI_{|98}, através da Equação 46, já apresentada no subcapítulo 3.3.2 e de seguida confrontados com os valores de RMR_{|14b} e RMR_{|89b}, nos quais se obtiveram equações semelhantes e graus de confiança iguais (Figura 95, Figura 96, Equação 110 e Equação 111) aos obtidos entre o GSI_{|13} e RMR_{|14b} e o RMR_{|89b} (Quadro 39).

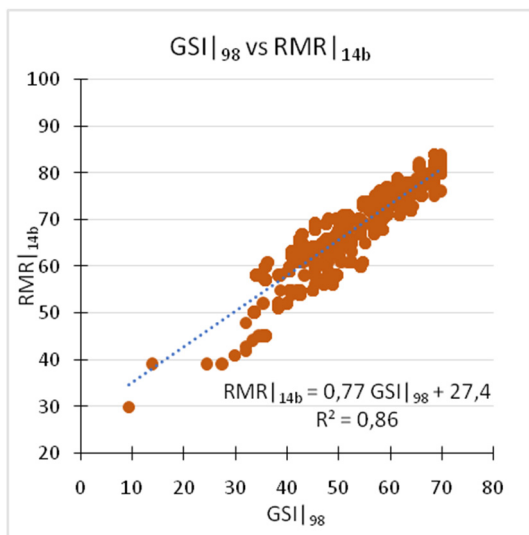


Figura 95. Correlação entre o $GSI|_{98}$ e o $RMR|_{14b}$.

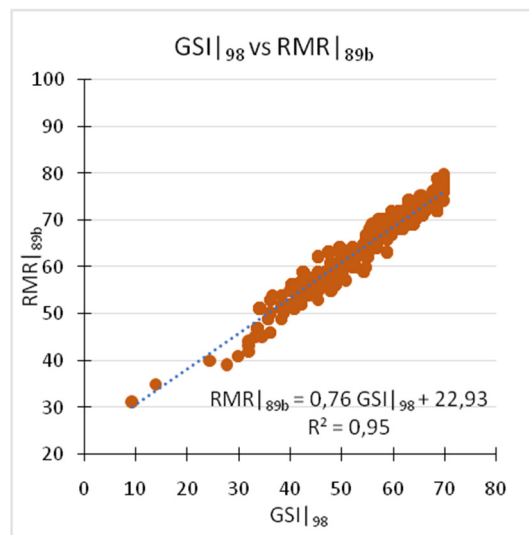


Figura 96. Correlação entre o $GSI|_{98}$ e o $RMR|_{89b}$.

Quadro 39. Quadro resumo das correlações entre o GSI e o RMR.

Descritivo	Grau de Confiança	Correlação	Referência
$GSI _{94}$ vs $RMR _{89}$ (Hoek et al., 1995)	-	$RMR _{89} = GSI _{94} - 5$	Equação 45
$GSI _{13}$ vs $RMR _{14b}$	$R^2=0,86$	$RMR _{14b} = 0,68GSI _{13} + 25,40$	Equação 106
$GSI _{13}$ vs $RMR _{89b}$	$R^2=0,95$	$RMR _{89b} = 0,68GSI _{13} + 20,92$	Equação 107
$GSI _{13}$ vs $RMR _{14}$	$R^2=0,74$	$RMR _{14} = 0,65GSI _{13} + 15,75$	Equação 108
$GSI _{13}$ vs $RMR _{89}$	$R^2=0,88$	$RMR _{89} = 0,76GSI _{13} + 2,78$	Equação 109
$GSI _{98}$ vs $RMR _{14b}$	$R^2=0,86$	$RMR _{14b} = 0,77GSI _{98} + 27,40$	Equação 110
$GSI _{98}$ vs $RMR _{89b}$	$R^2=0,95$	$RMR _{89b} = 0,76GSI _{98} + 22,93$	Equação 111

5.

CONCLUSÕES

5. Conclusões

5.1. Considerações finais

Nesta dissertação apresentou-se e discutiu-se a aplicação da mais recente versão do “Rock Mass Rating” - RMR₁₄ (Celada et al., 2014; Celada & Bieniawski, 2020) por comparação com a versão mais correntemente aplicada – RMR₈₉ (Bieniawski, 1989), nas frentes de escavação da empreitada de construção de um túnel no Norte de Portugal.

Este estudo envolveu, inicialmente, a compilação dos levantamentos geológico-geotécnicos sistemáticos nas frentes de escavação (4589 m) num total de 1414 avanços cartografados em superfícies expostas do maciço rochoso. Os dados recolhidos permitiram, numa primeira fase, delinear um zonamento geotécnico do túnel e, numa segunda etapa, o seu zonamento geomecânico. A análise de todos os parâmetros geológicos-geotécnicos e geomecânicos permitiu comparar a aplicação das diferentes versões do RMR, apresentando-se seguidamente os principais aspectos conclusivos.

O RMR₁₄ traz quatro grandes alterações:

- adaptação dos parâmetros e pesos das condições das descontinuidades passando a ter um peso total de 20 em vez dos antigos 30 pontos;
- alterabilidade da rocha intacta (I_{d2}) com um peso de 10 pontos;
- o método de escavação (F_e);
- o comportamento tensão-deformação (F_s - ICE).

O I_{d2} , no presente estudo, foi obtido por correlações do ensaio do *Slake durability test*, visto não ser um ensaio muito utilizado neste tipo de empreitadas, e como o próprio nome indica e a bibliografia da especialidade também o assinala, é um ensaio para estudar o comportamento de materiais argilo-xistentos ou pertencentes ao grupo das rochas brandas, podendo assim não representar uma mais-valia para as rochas resistentes. Obter estas correlações foi uma das dificuldades encontradas ao longo deste estudo.

Quer em Celada et al. (2014), quer em Celada & Bieniawski (2020), não é especificado qual é o RMR que se deve utilizar para a obtenção do fator de ajuste F_e , seja através das equações seja através dos ábacos. Contudo, em Celada & Bieniawski (2020), para o F_s já é especificado que se deve utilizar

o $RMR|_{14c}$ ($RMR|_{14b} + F_0$, sendo o F_0 o fator de ajuste da orientação). Assim, para este estudo, na falta de referência específica, utilizou-se o $RMR|_{14b}$ para a obtenção do F_e .

Celada & Bieniawski (2020) afirmam que o F_e é o fator que considera a melhoria do comportamento do maciço escavado por TBMs, o que pode indicar alguma fragilidade da aplicação desta versão ou, em limite, a exclusão de aplicação noutro tipo de escavação que não seja por TBM. No entanto, é referido que é de possível aplicação em escavações com recurso a explosivos, utilizando $F_e = 1$, não interferindo no valor final do $RMR|_{14}$, mas não é feita a diferenciação entre os diversos tipos de escavação mecânica (e.g., martelo em giratória ou máquinas de escavação pontual).

Perante escavações mecânicas o valor de F_e pode variar entre 1,00 e 1,32, influenciado pelo $RMR|_{14b}$, o que proporciona o aumento do valor final de $RMR|_{14}$. Numa primeira reflexão pode não parecer lógico, tendo em conta que se a rocha é branda ao ponto de requerer/permitir escavação mecânica num túnel dimensionado para escavação com recurso a explosivos, o RMR não deveria aumentar ao ponto de se obter classes de qualidade da rocha melhores.

Contudo, já Alber (1993) conclui que a escavação mecânica tem efeitos positivos em relação à escavação com recurso a explosivos. Bieniaswki (2011 a,b) mostra que o RMR obtido a partir de uma escavação por tuneladora ($RMR|_{89TBM}$) é superior ao RMR obtido através de escavação com recurso a explosivos ($RMR|_{89D+B}$), podendo aumentar até 20 valores, sendo que este aumento é maior que 10 para $RMR|_{89D+B} \leq 50$ (Quadro 40).

No caso do túnel estudado, nas zonas mais brandas que correspondem a zonas mais tectonizadas, nas quais se recorreu à escavação mecânica, a diferença entre os valores de $RMR|_{89}$ e $RMR|_{14}$ é superior a 10, chegando a ocorrer em casos esporádicos valores superiores a 20, o que pela correlação de Bieniawski (2011a, b) indicaria que as duas versões estariam certas, visto que o $RMR|_{14}$ é uma versão com base em dados de escavação mecânica (Celada & Bieniawski, 2020).

O F_s obtém-se a partir do cálculo do ICE, que por sua vez necessita do quociente entre a tensão horizontal e a tensão vertical (K_0), da resistência à compressão uniaxial da rocha intacta (σ_{ci}), da profundidade do túnel (h), da forma do túnel (f) e do $RMR|_{14c}$. Este fator, F_s , só influencia o $RMR|_{14}$ quando se está perante valores ICE inferiores a 70, o que implica ambientes plásticos e, conseqüentemente, o F_s a variar entre 1,00 e 1,30, fazendo aumentar o $RMR|_{14}$.

Em relação ao caso de estudo, e tal como referido anteriormente, as maiores diferenças com o $RMR|_{89}$ ocorrem quando a escavação é realizada com recurso a meios mecânicos e/ou o ICE é inferior a 70, aumentando assim o valor do $RMR|_{14}$, o que conduziu a que a correlação entre as duas versões de RMR fosse muito diferente à indicada pelos autores do $RMR|_{14}$, ao contrário da

correlação obtida a partir dos RMR's Básicos, que se assemelha à equação de correlação de Celada et al (2014).

Quadro 40. Exemplo da aplicação da Equação 93 (cf.p.141).

RMR _{D+B}	RMR _{TBM}	Variação
1	21	+20
10	28	+18
20	36	+16
30	44	+14
40	52	+12
50	60	+10
60	68	+8
70	76	+6
80	84	+4
90	92	+2
100	100	0

Nas correlações com a classificação geomecânica Q-system foram obtidas semelhanças com a equação de correlação de Bieniawski (1976, 1984, 1989), tanto para os dados do RMR₈₉ como para o RMR₁₄, como também para a equação de correlação entre RMR₁₄ e Q apresentada por Celada & Bieniawski (2020) e na obtida com os valores do F_e e F_s através dos ábacos sem se obedecer à regra de F_e=1 quando a escavação é com recurso a explosivos.

Apesar de não ter sido apresentada nenhuma correlação com a classificação geomecânica GSI, pelos autores de RMR₁₄, tal foi realizado no presente estudo. Esta correlação foi produzida com a última versão do GSI (GSI₁₃, Hoek et al., 2013), quer para os valores finais de RMR₈₉, quer para os valores finais de RMR₁₄. Os graus de confiança obtidos foram elevados ($0,74 \leq R^2 \leq 0,95$) para o RMR_{89b}, o RMR₈₉, o RMR_{14b} e o RMR₁₄, sendo que foi a correlação com o RMR_{89b} que obteve maior grau de confiança ($R^2 = 0,95$).

É interessante a inclusão do método de escavação, da forma do túnel, do coeficiente de tensão horizontal com a vertical e da profundidade do túnel. Contudo, podemos concluir que esta versão pode não estar bem aplicada ou só se poder mesmo aplicar em escavações mecânicas, ou até

mesmo só a escavações com recurso a tuneladoras, dado o facto de proporcionar um aumento do valor de $RMR|_{14}$ em rochas de fraca qualidade, baixando a necessidade da contenção necessária a aplicar, algo que por vezes pode ser perigoso ou contraproducente.

Como facto demonstrativo pode-se referir que no caso em estudo existe uma zona em que foi necessário aplicar cambotas onde se obteve valores de $RMR|_{89}$ entre 24 a 42, tratando-se de uma rocha de qualidade fraca a razoável e, perante a aplicação do $RMR|_{14}$ obtém-se valores entre 34 e 62 classificando-se a rocha de qualidade fraca a boa (**Error! Reference source not found.**), obtendo-se assim diferenças entre 10 a 22 valores.

Uma vez mais, esta diferença está concordante com a equação de correlação de Bieniawski (2011a,b), uma vez que as diferenças entre RMR_{TMB} e RMR_{D+B} são de 0 a 20 valores, podendo induzir como conclusão que a nova versão do RMR ($RMR|_{14}$) não deverá ser aplicada em maciços muito heterogéneos com zonas tectonizadas, quando o método de escavação pré-defenido for com recurso a explosivos.

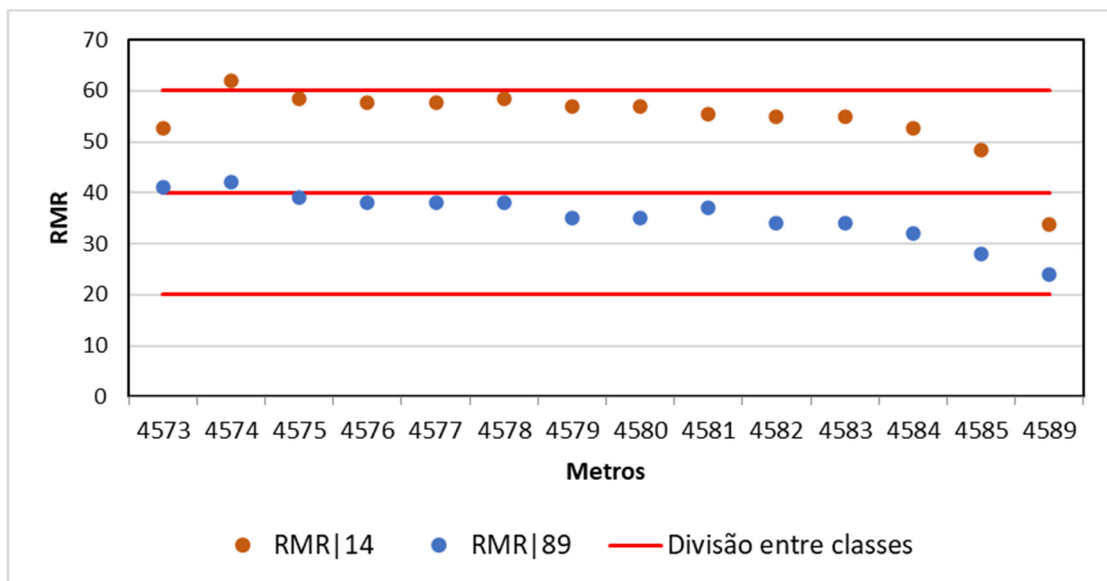


Figura 97. Valores de $RMR|_{89}$ e $RMR|_{14}$ em zonas de rocha de qualidade fraca.

O presente caso de estudo baseou-se em dados de um túnel que foi projetado/dimensionado para escavação com recurso a explosivos, enquanto que a versão do RMR em análise ($RMR|_{14}$) foi obtida através de dados de uma escavação com recurso a tuneladora.

Nesta análise verificou-se que as maiores diferenças surgiram quando se altera de escavação por explosivos para escavação mecânica, com recurso a martelo hidráulico acoplado a uma giratória, o

que leva a concluir que é difícil avaliar esta versão, visto que o seu principal foco foi a aplicação em escavações mecânicas com tuneladora e os dados aqui analisados são de escavação, maioritariamente com explosivos e pontualmente mecânica com martelo hidráulico acoplado a uma giratória.

Mesmo nas zonas escavadas com recurso ao martelo hidráulico, fica sempre latente se o maciço remanescente/adjacente sofre algum tipo de perturbação/afectação provocada pela realização de escavação com explosivos. Contudo, Celada et al. (2014) afirmam que a investigação efetuada pela Geocontrol entre 2012 a 2014 revelou que os explosivos usados na escavação de túneis subterrâneos com $35 < \text{RMR} < 80$ só afetam a rocha remanescente em 10 a 20 cm, o que para o projeto dos túneis este efeito pode ser considerado insignificante, especialmente quando se procede à “limpeza” e remoção de material “solto” das superfícies escavadas, removendo os fragmentos de rocha.

A inserção do novo fator (F_s) dá-se porque, segundo os autores, os valores de RMR estimados aquando da fase de dimensionamento do projeto e obtidos durante a construção/execução do mesmo deveriam ser similares, mas o que acontece na verdade é que, além dos erros operacionais, o efeito das tensões na escavação da frente e nos hasteais proporcionam um RMR significativamente mais baixo, nas frentes de escavação do que se espera aquando do dimensionamento do projeto (Celada et al., 2014). Sendo assim, o F_s permite a diminuição do efeito das tensões na frente.

O novo parâmetro, alterabilidade do maciço rochoso em presença de água (I_{d2}), que se pode obter através do *Slake durability test* ou da imersão de amostras numa solução de etilenoglicol, vem impor a execução, com alguma periodicidade, se o maciço não for homogéneo e se estiver em presença de água, de um destes ensaios ao longo da escavação, evitando-se a obtenção de um parâmetro por correlações que poderão não estar convenientemente ajustadas. Não esquecendo que, em relação ao SDT ficam dúvidas da sua aplicabilidade em rochas mais resistentes, e em relação ao ensaio de imersão de amostras numa solução de etilenoglicol, este é apresentado pela primeira vez por Celada & Bieniawski (2000) com um novo procedimento de execução, ajustados de maneira a cumprir prazos mais curtos possibilitando a adaptação aos ciclos de trabalho de um túnel.

5.2. *Perspectivas futuras*

Como investigações futuras poder-se-ão apontar as seguintes linhas:

- A continuação da aplicação da versão de $RMR|_{14}$ (Celada et al. 2014) em comparação com a versão de $RMR|_{89}$ (Bieniawski, 1989), tanto em escavações com recursos a meios mecânicos como também com recursos a desmonte com explosivos, por forma a estabelecer o grau de confiança na mais recente versão.
- Perceber se o maciço é afetado de igual modo quando se procede à escavação com métodos mecânicos, sejam eles por TBM, martelos hidráulicos em giratórias ou roçadoras e se o F_e deveria ser diferenciado para os diferentes métodos de escavação mecânica, e consequentemente que implicações têm no $RMR|_{14}$.
- Estabelecer um quadro correlativo e/ou comparativo entre o $RMR|_{14}$ (Celada et al. 2014) e a versão $RMR|_{89}$ (Bieniawski, 1989), e as últimas versões das classificações Q-system (NGI, 2015), GSI (Hoek et al., 2013) e outras classificações (SRC, RMI, etc.)
- Analisar a aplicabilidade do SDT a rochas de maior dureza que os xistos, como também a aplicabilidade do ensaio de imersão de amostras em etanolglicol, adaptado por Celada & Bieniawski (2020) para rochas com resistências diferentes.

6.

REFERÊNCIAS

6. Referências

- Abad, J. Celada, J. B., Chacon, E., Gutierrez, V., Hidalgo, E., 1983. Application of geomechanical classification to predict the convergence of coal mine galleries and to design their supports. Proc. 5th Int. Congr. Rock Mech., ISRM, Melbourne, Vol. 2, pp. 15-19.
- Abbas, S.M., Konietzky, H., 2017. Rock mass classification systems, in Introduction to Geomechanics. 09/2017. Ed. Freiberg: Technical University Freiberg, pp. 1–48.
- AEGSAS, n. d.. Association of engineering geologists, South Africa Section. Private communication from the Committee on Core Logging.
- Ahmad, M., Ansari, M. K., Sharma, L. K., Singh, R., Singh, T.N., 2017. Correlation between strength and durability Indices of rocks - soft computing approach. Symposium of the International Society for Rock Mechanics. Procedia Engineering 191, Elsevier. pp. 458 – 466.
- Aires-Barros, L., 1991. Alteração e alterabilidade de rochas. Instituto Nacional de Investigação Científica, Lisboa. 384 pp.
- Alber, G., 1993. Classifying TBM contracts. Tunnels Tunnelling, v. December, pp. 41-43.
- Andrade, P.S., Saraiva, A.A., 2010. Physical and mechanical characterization of phyllites and metagreywackes in central Portugal. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 69:207-214.
- Ankara, H., Çiçek, F., Deniz, I. T., Uçak, E., Kandemir, Y.S., 2016. Determination of slake durability index (Sdi) values on different shape of laminated marl samples. World Multidisciplinary Earth Sciences Symposium (WMESS 2016). IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science 44 (2016) 5pp.
- Asef, M.R., Reddish, D.J., Lloyd, P.W., 2000. Rock-support interaction analysis based on numerical modeling. Geotech. Geol. Eng. 18, 23–37.
- Assim, A., J. Xing, Z., 2010. Most used rock mass classifications for underground opening. American Journal of Engineering and Applied Sciences, 3(2), 403–411.
- ASTM - American Society for Testing and Materials, 1998. Standard test method for slake durability of shales and similar weak rocks, ASTM International, West Conshohocken, PA. ASTM D 4644-87 (1998).
- ASTM - American Society for Testing and Materials, 2001. Standard test method for determination of rock hardness by rebound hammer method. ASTM Stand. 04.09 (D 5873-00).
- ASTM - American Society for Testing and Materials, 2008. Standard test method for slake durability of shales and similar weak rocks. D4644-08, American Society for Testing and Materials, West Conshohocken, PA.
- ASTM - American Society for Testing and Materials, 2014. Standard test method for determination of rock hardness by rebound hammer method, ASTM International, West Conshohocken, PA, ASTM D 5873-14.
- ASTM - American Society for Testing and Materials, 2016. Standard test method for determination of the point load strength index of rock and application to rock strength classifications, ASTM International, West Conshohocken, PA. ASTM D5731-16.
- Aydan, Ö, Tokashiki, N., Genis, M., 2012. Some considerations on yield (failure) criteria in rock mechanics. In: Proceedings of the 46th US rock mechanics / geomechanics symposium, Chicago, Illinois, June 24-27, 2012. ARMA 12-640.

-
- Aydan, Ö., Akagi, T., Kawamoto, T., 1993. The squeezing potential of rocks around tunnels; theory and prediction. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 26 (2), pp. 137–163.
- Aydan, Ö., Dalgıç, S., 1998. Prediction of determination behaviour of Bolu tunnels through squeezing rocks, *Proceedings of the Symposium on Sedimentary Rock Engineering*. Taipei, Taiwan.
- Aydan, Ö., Kawamoto, T., 2001. The stability assessment of a large underground opening at great depth. In: *Proceedings of the 17th International Mining Congress*, Turkey, Ankara, 1. pp. 277–288.
- Aydan, Ö.; Ulusay, R.; Kawamoto, T., 1997. Assessment of rock mass strength for underground excavations. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 34, 18.e11–18.e17.
- Aydin, A., Basu A., 2005. The schmidt hammer in rock material characterization. *Engineering Geology*, 81:1-14.
- Azad, A., 2018. Geotechnical investigation of a proposed road tunnel between Khand Birkot and Sarot doman at Tehri Garhwal district (nh-94) Uttarakhand. University of Delhi, India. (MPhil Dissertation).
- Barton, N., 2000. *TBM Tunnelling in jointed and faulted rock*. Balkema, Rotterdam.
- Barton, N., 2002. Some new Q-value correlations to assist in site characterization and tunnel design. *Int. J. Rock Mech. & Min. Sci.* nr. 39, pp. 185-216.
- Barton, N., 2012. Reducing risk in long deep tunnels by using TBM and drill-and-blast methods in the same project—the hybrid solution. *J. Rock Mech. Geotech. Eng.*, 4, 115–126.
- Barton, N., Bandis, S., Bakhtar, K., 1985. Strength, deformation and conductivity coupling of rock joints, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics abstracts*, 22(3):121-140
- Barton, N., Bieniawski, Z.T., 2008. RMR and Q - setting records. *Tunnels and Tunnelling International*, February, 26–29.
- Barton, N., Lien, R., Lunde, J., 1974. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*, 6(4):189-236.
- Basarir, H., Ozsan, A., Karakus, M., 2005. Analysis of support requirements for a shallow diversion tunnel at Guledar dam site, Turkey, *Engineering Geology* 81, pp. 131–145, www.elsevier.com/locate/enggeo.
- Barton N., Quadros E., 2015. Anisotropy is everywhere, to see, to measure and to model. *Rock Mech. Roc. Eng.* 48:1323–1339.
- Bastos, M., 1998. A geotecnia na concepção, projecto e execução de túneis em maciços rochosos - *Dissertação de Mestrado*. Instituto Superior Técnico da Universidade Técnica de Lisboa.
- Bell, F.G., 1992. *Engineering in Rock Mass*, pp. 585.
- Bieniawski, Z.T., 1973. Engineering classification of jointed rock masses. *Transactions of the South African Institution of Civil Engineers* 15(12):335-344.
- Bieniawski, Z.T., 1974a. Estimating the strength of rock materials. *S. Afr. Inst. Min. Met.*, 74:312-320.
- Bieniawski, Z.T., 1974b. Geomechanics classification of rock masses and its application in tunneling, *proceedings, Third International Congress Rock Mechanics, International Society for Rock Mechanics (ISRM), Denver, CO, USA, Vol IIA*, pp. 27-32.

-
- Bieniawski, Z.T., 1974c. Slope stability of the de Beers diamond mine. Republic of South Africa Council for Scientific and Industrial Research, Pretoria.
- Bieniawski, Z.T., 1975a. Case studies: prediction of rock mass behaviour by the geomechanics classification. In Proceedings of the Second Australia-New Zealand Conference on Geomechanics, Brisbane, Australia, 21–25 July 1975.
- Bieniawski, Z.T., 1975b. The Point-Load Test in Geotechnical Practice, Engineering Geology, Vol 9, pp. 1-11.
- Bieniawski, Z.T., 1976. Rock mass classification in rock engineering, in: Proceedings of the Symposium on Exploration for Rock Engineering, Cape Town, Balkema, Vol. 1, pp. 97–106.
- Bieniawski, Z.T., 1978. Determining rock mass deformability: experience from case histories. Int J Rock Mech Min Sci GeomechAbstr 15:237–247
- Bieniawski, Z.T., 1979. Geomechanics classification in rock engineering applications. In Proceedings of the 4th Int. Congress Rock Mechanics, ISRM Montreux, Balkema, Rotterdam 2: 41–48.
- Bieniawski, Z.T., 1981. Rock classifications: state of the art and prospects for standardization. Trans. Res. Rec., 783:2-8.
- Bieniawski, Z.T., 1983. The geomechanics classification (RMR system) in design applications to underground excavations. Proc. Int. Symp. Eng. Geol. Underground Constr., LNEC, Lisbon, 2:II.33-II.47.
- Bieniawski, Z.T., 1984a. Rock mechanics design in mining and tunneling, A. A. Balkema, Rotterdam, 272 pp.
- Bieniawski, Z.T., 1984b. The design process in rock engineering. Rock Mechanics and Rock Engineering, 17:183-190.
- Bieniawski, Z.T., 1989. Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, Civil and petroleum engineering. Wiley- Interscience: John Wiley and Sons, New York, USA, 251 pp.
- Bieniawski, Z.T., 1990. Tunnel design by rock mass classifications; Army Engineer Waterways Experiment Station: Vicksburg, MS, USA.
- Bieniawski, Z.T., 1993. Classification of rock masses for engineering: the RMR system and future trends, In: Hudson, J.A., ed., Comprehensive Rock Engineering, Volume 3: Oxford; New York, Pergamon Press, pp. 553-573.
- Bieniawski, Z.T., 2011a. Errores en la aplicación de las clasificaciones geomecánicas y su corrección. Jornada sobre la Caracterización Geotécnica del Terreno. Madrid: ADIF. pp. 35.
- Bieniawski, Z.T., 2011b. Misconceptions in the applications of rock mass classifications and their corrections. In Proceedings of the ADIF Seminar on Advanced Geotechnical Characterization for Tunnel Design, Madrid, Spain, 29 June 2011; pp. 4–9.
- Bieniawski, Z.T., Aguado, D., Celada, B., Rodríguez, A., 2011. Forecasting tunnelling behaviour, Tunnels and Tunnelling International. August. pp. 39–42.
- Bieniawski, Z.T., Celada, B., Galera, J.M., Álvares, M., 2006. Rock mass excavability (RME) index. In: Proceedings of the ITA World Tunnelling Congress, Korea. June 2006, paper #06-0254.
- Bieniawski, Z.T., Celada, B., Galera, J.M., 2007. Predicting TBM excavability. Tunnels and Tunnelling International. pp. 25-28.
- 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. World Tunnel Congress 2008 - Underground Facilities for Better Environment and Safety – India. pp. 1618- 1629.
-

-
- Bieniawski, R., Celada, B., Tardáguila, I., 2009. Selección de tuneladoras para macizos rochosos com frentes estables. Ingeopress.
- Bieniawski, Z. T. & Orr, C. M., 1976. Rapid site appraisal for dam foundations by the geomechanics classification. Proc. 12.^o Congr. Large Dams, ICOLD. Mexico City, pp. 483-501.
- Bieniawski, Z.T., Rafia, F., Newman, D.A., 1980. Ground control investigations for assessment of roof conditions in coal mines. Proc., 21st U. S. Symposium on Rock Mechanics, Univ. of Missouri, Rolla, pp. 691-700.
- Bieniawski, Z.T., Van Heerden, W.L., 1975. The significance of in situ tests on large rock specimens, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts. Vol. 12 no. 4, pp. 101-113.
- Brady, B., Brown, E., 2007. Rock mechanics for underground mining. 3th Edition. Kluwer Academic Publishers. Springer, 628 pp.
- Broch, E., 1996. Rock engineering projects outsider scandinavia. Kilpailukykyinen kalliorakentaminen seminaari. Suomen rakennusinsinöörien liitto, Helsinki, Finland. pp. 7-25.
- Cai, M., Jaiser, P., 2006. Visualization of rock mass classification systems. Geotechnical and Geological Engineering, 24: 1089-1102.
- Cai, M., Kaiser, P. K., Uno, H., Tasaka, T., Minami, M., 2004. Estimation of rock mass deformation modulus and strength of jointed hard rock masses using the GSI system. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 41:3–19.
- Cameron-Clark, I.S., Budavari, S., 1981. Correlation of rock mass classification parameters obtained from borehole and in situ observations. Eng. Geol. 17: 19-53.
- Carter, T.G., Castro, S.O., Carvalho, J.L., Hattersley, D., Wood, K., Barone, F.S., Yuen, C.M.K., Giraldo, D., 2010. Tunnelling issues of Chilean tertiary volcanoclastic rocks, Proceedings of the MIR 2010. XIII Ciclo di conferenze di Meccanica ed Ingegneria de Ile Rocce. Torino. pp. 215-236.
- Ceballos, F., Olalla, C., Jiménez R., 2014. Relationship between RMRb and GSI based on in situ data. In: Alejano L.R., Peruchó A., Olalla C., Jiménez R. (eds), Proceedings of Eurock 2014, rock engineering and rock mechanics: structures in and on rock masses (ISRM European regional symposium, Vigo, Spain). CRC, London.
- Cecil, O.S., 1970. Correlations of rockbolts: shotcrete support and rock quality parameters in Scandinavian tunnels. PhD thesis, Universidade de Illinois, Urbana.
- Celada, B., Bieniawski Z.T., 2020. Ground characterization and structural analyses for tunnel design. Taylor & Francis Group, LLC. 454 pp.
- Celada, B., Tardáguila, I., Varona, P., Rodríguez, A., Bieniawski, Z.T., 2014. Innovating tunnel design by improved experience-based RMR system. In Proceedings of the World Tunnel Congress, Foz do Iguaçu, Brazil, 9–15 May 2014; pp. 9.
- CFCFF – Committee on Fracture Characterization and Fluid Flow, 1996. Rock fractures and fluid flow: contemporary understanding and applications. National Research Council, National Academy Press, 568 pp.
- Chaminé, H.I., 2016. Técnicas de amostragem em estudos de maciços rochosos fracturados: importância na prática da geologia estrutural, geociências de engenharia e mecânica das rochas. In: H.I. Chaminé , M.J. Afonso, A.C. Galiza (eds.), Eduardo Gomes (1931-2008): Engenheiro, Docente, Empreendedor - Uma Homenagem. Coleção LABCARGA-Geo|2, Laboratório de Cartografia e Geologia Aplicada & Departamento de Engenharia Geotécnica, Instituto Superior de Engenharia do Porto, Porto. p. 297-343.

-
- Chaminé, H.I., Afonso, M.J., Ramos, L., Pinheiro, R., 2015. Scanline sampling techniques for rock engineering surveys: insights from intrinsic geologic variability and uncertainty. In: D. Giordan, K. Thuro, C. Carranza-Torres, F. Wu, P. Marinos, C. Delgado (eds.), *Engineering Geology for Society and Territory – Applied Geology for Major Engineering Projects*, IAEG, Springer, 6:357–361.
- Chaminé, H.I., Afonso, M.J., Teixeira, J., Ramos, L., Fonseca, L., Pinheiro, R., Galiza, A.C., 2013. Using engineering geosciences mapping and GIS based tools for georesources management: lessons learned from rock quarrying. *Eur. Geol. J.*, 36:7–33.
- Chaminé, H.I., Pinheiro, R., Meirinhos, J., Santa, C., Pereira, R., Silva, R.S., Moreira, P., Madureira, M.M., Martins, A., Fonseca, L., Ramos, L., 2016. Aplicativos informáticos para análise e avaliação de dados de campo em geociências de engenharia, geotecnia e hidrogeomecânica de maciços rochosos fracturados: MGC-RocDesign|Calc e GeoTech|CalcTools. In: H.I. Chaminé, M.J. Afonso, A.C. Galiza (eds.), *Eduardo Gomes (1931-2008): Engenheiro, Docente, Empreendedor - Uma Homenagem. Coleção LABCARGA-Geo|2*, Laboratório de Cartografia e Geologia Aplicada & Departamento de Engenharia Geotécnica, Instituto Superior de Engenharia do Porto, Porto. p. 345 – 377.
- Chen, Q., Yin, T., 2019. Should the use of rock quality designation be discontinued in the Rock Mass Rating System? *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 52:1075-1094.
- Coates, D.F., 1964. Classification of rocks for mechanics, *Int. Rock Mech Min Sci*, 1, pp. 421-429.
- Costa-Pereira, A., 1985. A geologia de engenharia no planeamento e projecto de túneis em maciços rochosos. Dissertação de Mestrado. Faculdade de Ciências e Tecnologia da Universidade Nova de Lisboa.
- Cummings, R.A., Kendorski, F.S., Bieniawski, Z.T., 1982. Caving rock mass classification and support estimation, U. S. Bureau of Mines Contract Report #J0100103, Engineers International, INC., Chicago, 195 pp.
- Deere, D.U., 1963. Technical description of rock cores for engineering purposes. *Felmechanic and Ingenieur Geologie*. Vol. 1, pp. 16-22.
- Deere, D.U., 1964. Technical description of rock cores for engineering purposes. *Rock Mech Eng. Geol.*, 1 (1):17-22.
- Deere, D.U., 1968. Geological considerations, rock mechanics in engineering practice, eds. R. G. Stagg e O. C. Zienkiewicz, John Wiley & Son, New York, pp. 1-20.
- Deere, D.U., 1989. Rock quality designation (RQD) after 20 years, US Army Engineer Waterways Experimental Station, PO Box 631, Vicksburg, Mississippi 39181-0631.
- Deere, D.U., Deere, D.W., 1988. The Rock quality designation (RQD) index in practice. In: L. Kirkaldie, Ed., *Rock classification systems for engineering purposes*, ASTM STP 984, American society for testing and materials, Philadelphia, pp. 91 -101.
- Deere, D.U., Deere, D.W., 1989. Rock quality designation (RQD) after twenty years, US Army Corps of Engineer Contract Report GL-89-I, Waterways Experimental Station, Vicksburg, MS pp. 67.
- Deere, D.U., Hendron, A.J., Patton, F.D., Gording, E.J., 1967. Design of surface as near-surface construction in rock. *Failure and Breakage of Rock*, ed C. Fairhurst, AIME, Nova Iorque, pp. 237-302.
- Deere, D.U., Miller, R.P., 1966. Engineering classification and index properties for intact rock, Techn Report no AFNL-TE-65-116, Air force weapons laboratory, New Mexico.
- Deere, D.U., Peck, R.B., Parker, H.W., Monsses, J.E., Schmidt, B., 1970. Design of tunnel support systems. *Highway Research Record*, 339:26-33.
-

-
- Edelbro, C. Sjöberg, J., Nordlund, E., 2006. A quantitative comparison of strength criteria for hard rock masses. *Tunnelling & Underground Space Technology*, 22: 57-68.
- Fairhurst, C., Lin, D., 1985. Fuzzy methodology in tunnel support design. *Proc. 26th U. S. Symp. Rock Mech.*, A. A. Balkem, Rotterdam, vol1, pp. 269-278.
- Fereidooni, D., Khajevand, R., 2018. Correlations between slake-durability index and engineering properties of some travertine samples under wetting-drying cycles. *Geotechnical and Geological Engineering Volume 36*. Springer International Publishing AG 2018. pp. 1071–1089.
- Ferreira, M.Q., Antão, A., 2006. Utilização do “slake durability test” na caracterização da alteração de granitos. VII congresso Nacional de Geologia. Sociedade Geológica de Portugal e Universidade de Évora.
- Ferrer, M., González de Vallejo, L. [eds.], 2007. *Manual de campo para la descripción y caracterización de macizos rochosos en afloramientos*. 2a Edición. Publicaciones ITGE, Madrid.
- Franklin, J.A., 1974. Rock quality in relation to the quarrying and performance of rock construction materials. *Proc. 2nd Int. Cong. of IAEG, São Paulo, Brazil, V.1*, pp. 2.1-2.11.
- Franklin, J.A., Chandra, R., 1972. The slake-durability test. *Int J Rock Mech Min Sci*, 9(3):352-341.
- Fresno, D.C., Carrera, R.D., Muñoz, F.B., García, J.A., 2010. Correlation between Bieniawski’s RMR and Barton’s Q index in low-quality soils. *Revista de la Construcción*, 9(1):107-119.
- Galera, J.M., Álvarez, M., Bieniawski, Z.T., 2005. Evaluation of the deformation modulus of rock masses using RMR: comparison with dilatometer tests. In: C. Olalla, A. Peruchoa, M. Romana (eds), *Proceedings ISRM Workshop*, Taylor & Francis, Madrid, pp. 71–77.
- Gamble, J.C., 1971. Durability-plasticity classification of shales. PhD Thesis, University of Illinois, Urbana.
- Geocontrol, S.A., 2019. Espacio Bieniawski. <https://geocontrol.es/geocontrol/es/espacio-bieniawski> (consultado em 28 de Outubro de 2019).
- Ghose, A.K., Raju, N.M., 1981. Characterization of rock mass vis-à-vis application of rock bolting in Indian coal measures. *Proc. 22. ng U. S. Symp. Rock Mech.*, MIT, Cambridge, pp. 422-427.
- Gokceoglu, C., Sonmez, H., Kayabasi, A., 2003. Predicting the deformation moduli of rock masses. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 40, 701–710.
- González de Vallejo, L.I., 1983. A new rock classification system for underground assessment using surface data. *Proc. Int. Symp. Eng. Geol. Underground Constr.*, LNEC, Lisboa, 1: II.85-II.94.
- González de Vallejo, L.I., 2003. SRC rock mass classification of tunnels under high tectonic stress excavated in weak rocks. *Eng. Geol.*, 69:273-285.
- González de Vallejo, L.I., Ferrer M., 2011. *Geological engineering*. CRC Press, Taylor-Francis group, 725 pp.
- González de Vallejo, L.I., Hijazo, T., 2008. A new method of estimating the ratio between in situ rock stresses and tectonics based on empirical and probabilistic analyses. *Eng. Geol.*, 101(3): 185–194.
- Goodman, R., 1989. *Introduction to rock mechanics*. Second Edition, John Wiley & Sons, USA.
- Goodman, R.E., Duncan, J.M., 1971. The role of struture and soil mechanics in design of surface and underground exacations in rock. *Structure, solid mechanics and engineering design*. Ed. M. Re’eni, John Wiley & Sons, Londres, pp. 1379-1404.

-
- Griffiths, J.S. [Coord.], 2002. Mapping in engineering geology. Key issues in earth sciences. The Geological Society of London, 1, pp. 287.
- Grimstad, E., Barton, N., 1993. Updating of the Q-system for NMT. International Symposium on Sprayed Concrete. Fagernes, Proceedings, pp. 46-66.
- GSE - Geological Society Engineering, 1995. The description and classification of weathered rocks for engineering purposes. Quarterly Journal of Engineering Geology, Geological Society, 28(3):207-242.
- GSL - Geological Society of London, 1970. Geological Society of London; Engineering group working party. The logging of rock cores for engineering purposes. Quarterly Journal of Engineering Geology, 3:1-24.
- Hoek, E., 1994. Strength of rock and rock masses. ISRM News J. 2:4–16.
- Hoek, E., 1998. Reliability of Hoek-Brown estimates of rock mass properties and their impact on design. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 35(1): 63-68.
- Hoek, E., 2007. Practical rock engineering. <http://www.rocscience.com>. [consultado em Setembro de 2019]
- Hoek, E., Brown, E.T., 1980a. Empirical strength criterion for rock masses. J. Geotech. Eng. 106 (GT9) pp. 1030-1035.
- Hoek, E., Brown, E.T., 1980b. Underground excavations in rock. The Institution of Mining and Metallurgy, London. 527 pp.
- Hoek, E., Brown, E.T., 1988. The Hoek-Brown failure criterion - a 1988 update. Toronto. 15. Mechanics Symposium, Vancouver, ON, Canada, 3–4 October 1988; pp. 31–38.
- Hoek, E., Brown, E.T., 1997. Practical estimates of rock mass strength. Int. J. Rock Mech. And Mining Sci. And Geomechanics Abstracts, 34 (8): 1165-1186.
- Hoek, E., Brown, E.T., 2018. The Hoek-Brown failure criterion and GSI – 2018 Edition. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering 11(3):445-463.
- Hoek, E., Carranza-Torres, C., Corkum, B., 2002. Hoek-Brown failure criterion—2002 edition. In: Proc. 5th North American Rock Mechanics Symposium & 17th Tunneling Association of Canada Conference: NARMS-TAC 2002. Mining Innovation and Tech., Toronto, pp. 267–273.
- Hoek, E., Carter, T.G., Diederichs, M.S., 2013. Quantification of the geological strength index chart. In: Proceedings geomechanics symposium 47th US rock mechanics, San Francisco, CA, ARMA 13-672, pp. 1–8.
- Hoek, E., Diederichs, M.S., 2006. Empirical estimation of rock mass modulus. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. 36, 203–215.
- Hoek, E., Kaiser, P.K., Bawden, W.F., 1995. Support of underground excavations in hard rock. Balkema, Rotterdam.
- Hoek, E., Londe, P., 1973. The design of rock slopes and foundations. General report. 3rd International Congress on Rock Mechanics.
- Hoek, E., Marinos P., 2007. A brief history of the development of the Hoek-Brown failure criterion. New Brazilian Journal of and Rocks, No.2.
- Hoek E., Wood, D., Shah, S., 1992. A modified Hoek-Brown criterion for jointed rock masses. In: J. Hudson (ed.), Proceedings of Rock Characterization Symp., Int. Soc. Rock Mech.: Eurock '92, pp. 209-213, London: British Geotechnical Society.

-
- Hudson, J.A., Priest, S., 1983. Discontinuity frequency in rock mass. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geom. Abstr.* 20(2):75–89.
- Hudson, J.A., 1989. *Rock mechanics principles in engineering practice*. Butterworths, London.
- IAEG - International Association Engineering Geology, 1981a. Recommended symbols for engineering geological mapping. *Bulletin of the International Association of Engineering Geology*, 24:227-234.
- IAEG - International Association Engineering Geology, 1981b. Rock and soil description and classification for engineering geological mapping. *Bulletin of the International Association of Engineering Geology*, 24: 235-274.
- ISRM - International Society for Rock Mechanics, 1978. Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock mass. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abstr.*, 15:319-368.
- ISRM - International Society for Rock Mechanics, 1979. Suggested methods for determining water content, porosity, density, absorption and related properties and swelling and slake-durability index properties. International Society for Rock Mechanics, Commission on Standardization of Laboratory and Field Tests. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abstr.*, 16: 145–156.
- ISRM - International Society for Rock Mechanics 1981. Basic geotechnical description of rock masses. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abstr.*, (18): 85–110.
- ISRM - International Society for Rock Mechanics, 1982. *ISRM suggested methods: rock characterization, testing and monitoring*. Edited by E.T. Brown, Pergamon, London, pp, 211.
- ISRM - International Society for Rock Mechanics, 1985. Suggested method for determining point load strength. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanical Abstract*, 22(2): 51-60.
- ISRM - International Society for Rock Mechanics, 2007. *The Complete ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring: 1974–2006*. Suggested methods prepared by the commission on testing methods, International Society for Rock Mechanics, R. Ulusay & J.A. Hudson (eds.), Compilation Arranged by the ISRM Turkish National Group, Ankara, Turkey, pp. 628.
- ISRM - International Society for Rock Mechanics, 2015. *The ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring: 2007–2014*. In: Ulusay R. (ed. (suggested methods prepared by the commission on testing methods, ISRM. Springer, Cham, Heidelberg. pp. 293.
- ITA – Austria, 2012. *50 years of NATM experience reports*. International Tunnelling and Underground Space Association, ITA, Wien, Austria.
- Jennings, J.E., Brink, A.B.A., Williams, A.A.B., 1973. Revised guide to soil profiling. *Trans S Afr Instn Civil Engrs* 15 pp. 3-12.
- Julivert, M., Fontboté, J., Ribeiro, A., Conde, L., 1974. *Memória explicativa del mapa tectónico de la Península Ibérica y Baleares*. Escala 1/ 1000000. *Inst. Geol. Min. España*, Madrid. 133 pp.
- Kahraman, S., 2001. Evaluation of simple methods for assessing the uniaxial compressive strength of rock. *Int. J. Rock Mech Min. Sci.*, 38: 981-94.
- Kaiser, P.K., Mackay, C., Gale, A.D., 1986. Evaluation of rock classifications at B. C. rail tumbler ridge tunnels. *Rock Mech, Rock Eng.* 19(9):205-234.
- Kalamaras, G.S., Bieniawski, Z.T., 1993. A rock mass strength concept for coal seams. In: *Proc. 12th Conf. Ground Control in Mining*, Morgantown, pp. 274–283.
-

-
- Kalamares, G.S., Bieniawski, Z.T., 1995. A rock mass strength concept. ISRM International Congress of Rock Mechanics. Tokyo. Japan.
- Katz O., Rechesa Z., Roegiersc J.C., 2000. Evaluation of mechanical rock properties using a Schmidt hammer. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 37: 723-728.
- Kendorski, F., Cummings, R., Bieniawski, Z.T., Skinner, E., 1983. Rock mass classification for block caving mine drift support. In: *Proceedings 5th Int. Congr. Rock Mech.*, ISRM, Melbourne, pp. B51-B63.
- Ko, J., Jeong, S., 2017. A Study on rock mass classifications and tunnel support systems in unconsolidated sedimentary rock. *Sustainability*, 9(4):573.
- Koncagül, E.C., Santi, P.M., 1999. Predicting the unconfined compressive strength of the Breathitt shale using slake durability, shore hardness and rock structural properties. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 36: 139-153.
- Laubscher, D.H., 1977. Geomechanics classification of jointed rock masses – Mining applications. *Trans. Inst. Min. Metall. Sect. A* 86:A1-A7.
- Laubscher, D.H., 1984. Design aspects and effectiveness of support systems in different mining situations. *Trans. Inst. Min. Metall.* pp. A70-A81.
- Laubscher, D.H., Jakubec, J., 2000. The IRMR/MRMR rock mass classification for jointed rock masses. *SME journal (Society for Mining, Metallurgy, and Exploration)*, pp. 475-481.
- Laubscher, D.H., Taylor, H.W., 1976. The importance of geomechanics classification of jointed rock masses in mining operations. In: Z.T. Bieniawski (ed.), *Exploration for rock engineering* A.A Balkema, Rotterdam, 1:119-128.
- Lauffer, H., 1958. Gebirgsklassifizierung für den Stollenbau. *Geologie and Bauwesen* 24, pp. 46-51.
- Lauffer, H., 1988. Zur Gebirgsklassifizierung bei Fräsvortrieben. *Felsbau* 6(3) pp. 137-149.
- Liu, Z. X., Dang, W.G., 2014. Rock quality classification and stability evaluation of undersea deposit based on M-IRMR. *Tunn. Undergr. Space Technol.* 40:95–101.
- Lowson, A.R., Bieniawski, Z.T., 2011. Validating the Yudhbir-Bieniawski rock mass strength criterion. *Proceedings World Tunnel Congress, ITA, Bangkok, Thailand.*
- Lowson, A.R., Bieniawski, Z.T., 2013. Critical assessment of RMR based tunnel design practices: A practical engineer's approach. In: *Proceedings of the SME, Rapid Excavation and Tunnelling Conference, Washington, DC*; pp. 180–198.
- Mahé, S., Gasc-Barbier, M., Soliva, R., 2015. Joint set intensity estimation: comparison between investigation modes. *Bull. Eng. Geol. Env.*, 74(1): 171–180.
- Malhatrona, V.M., Carino, N.J., 2003. *Handbook on nondestructive testing of concrete. Second Edition.* CRC press.
- Marinos P., Hoek E., 2001. Estimating the geotechnical properties of heterogeneous rock masses such as flysch. *Bull. Eng. Geol. Env.*, 60: 85-92.
- Mark, C., 1999. Ground control in south african coal mines - A U.S. Perspective. *Proceedings, 18th International Conference on Ground Control in Mining. Morgantown. WV*, pp. 186- 193.
- Mark, C., Molinda, G.M., 1996. Rating coal mine roof strength from exploratory drill core. *Proceedings, 15th International Conference on Ground Control, Golden, CO*, pp. 415- 428.
- Mitri, H.S., Edrissi, R., Henning, J., 1994. Finite element modeling of cable-bolted stopes in hardrock underground mines. In: *SME Annual Meeting, Albuquerque, New Mexico*, pp. 94–116.

-
- Molinda, G., Mark. C., 1993. The coal mine roof rating (CMRR): a practical rock mass classification for coal mines. In: Proceedings. 12th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, WV, pp. 92-104.
- Molinda, G., Mark, C., 1994. Coal mine roof rating (CMRR): a practical rock mass classification for coal mines. Pittsburgh, PA: U.S. Department of the Interior, Bureau of Mines, IC 9387.
- Moreno, E.T., 1980. Aplicación de las clasificaciones geomecánicas a los túneles de pajaes. II Curso de Sostenimientos Activos en Galerías y Túneles. Foundation Gomez-Parto, Madrid.
- Moreno-Tallon, E., 1982. Comparison and application of the geomechanics classification schemes in tunnel construction. Proc. Tunnelling 82, Institution of mining and metallurgy, Londres, pp. 241-246.
- Müller, L., Hofmann, H., 1970. Selection, compilation and assessment of geological data for the slope problem. Planning Open Pit Mines, ed P. W. J. van Rensburg. A. A. Balkema, Cape Town, pp. 153-170.
- Nakao, K., Lihoshi, S., Koyama S., 1983. Statistical reconsiderations on the parameters for geomechanics classification. Proc. 5th Int. Congr. Rock Mech., ISRM, Melbourne, vol. 1 pp. B13-B16.
- Newman, D. A. E., Bieniawski, Z.T., 1986. Modified version of the geomechanics classification for entry design in underground coal mines. Trans. Soc. Min. Eng. AIME 280, pp. 2134-2138.
- NGI - Norwegian Geotechnical Institute, 2015. Using the Q-system: Rock mass classification and support design. NGI handbook, Oslo, pp. 56.
- Nguyen, V.U., Ashworth, E., 1985. Rock mass classification by Fuzzy sets. Proc. 26th U. S. Symp. Rock Mech., A. A: Balkema, Rotterdam, vol. 2 pp. 937-946.
- Nicholson, G.A., Bieniawski, Z.T., 1986. An empirical constitutive relationship for rock mass. Proc. 27th U. S. Symp. Rock Mech., AIME, New York, pp. 760-766.
- Nicholson, G.A., Bieniawski, Z.T., 1990. A nonlinear deformation modulus based on rock mass classification. Int. J. Min. Geol. Eng. 8:181-202.
- Noronha, F., Ribeiro, M.A., Martins, H.C., Almeida, A., 1992. Carta geológica de Portugal, escala 1/50 000, folha 6-C, Instituto Geológico e mineiro, Lisboa.
- Noronha, F., Ribeiro, M.A., Martins, H.C., Lima J., 1998. Carta geológica de Portugal, escala 1/50 000, folha 6-D - Vila Pouca de Aguiar, Instituto Geológico e mineiro, Lisboa.
- Oliveira, R., 1977. Cartografia geológica de túneis. Geotecnia, Rev. Soc. Portg. Geot., (20):111-119.
- Olivier, H.J., 1973. Swelling properties and other related geomechanical parameters of Karroo Strata as encountered in the Orange-Fish tunnel. Proc. 15th Annual Congress, Geological Society of South Africa, in press.
- Olivier, H.J., 1979. Applicability of geomechanics classification to the Orange-Fish tunnel rock masses. Civ. Eng. S. Afr. 21:179-185.
- Oz, 2019. Diagnóstico, levantamento e controlo de qualidade em estruturas e fundações, Lda. Ensaios esclerométricos. Métodos de inspeção e ensaios 1F 001, 4p. In: <http://www.oz-diagnostico.pt> (consultado em 24 de Outubro de 2019).
- Ozturk, C.A., Nasuf, E., 2013. Strength classification of rock material based on textural properties, Tunnelling and Underground Space Technology Tunnelling and Underground Space Technology, Volume 37, Elsevier. pp. 45-54.

-
- Paige-Green, P., 2008. A revised ethylene glycol test for assessing the durability of basic crystalline materials for road aggregate. In: Proceedings of the 33 International Geological Congress. Oslo, Norway.
- Pakalnis, R., Brady, T.M., Hughes, P., Caceres, C., Ouchi, A.M., MacLaughlin, M.M., 2008. Weak rock mass (RMR<45) design for underground mining. In: Proc. Int. Workshop on Rock Mass Classification in Mining, NIOSH Information Circular 9498, Pittsburgh, PA, 119-127.
- Palmström, A., 1975. Characterization of degree of jointing and rock mass quality. Intern. Report Ing. AB. Berdel, A.S. Oslo.
- Palmström, A., 1995. Rmi — a rock mass characterization system for rock engineering purposes. PhD thesis, University of Oslo, Norway, 400 pp.
- Palmström, A., 1996. Characterization rock masses by Rmi for using in practical rock engineering (Part 1: The Development of the rock mass index - Rmi), *Tunnelling Underground Space Technology*, 11 (2):175-188.
- Palmström, A., 2005. Measurements of and correlations between block size and rock quality designation (RQD). *Tunnels and Underground Space Technology*, (20):362–377.
- Palmström, A., Stille H., 2010. Rock engineering. Thomas Telford Ltd., 408 pp.
- Parish, D.W., Borden, R.H., 2001 Engineering properties and slake durability of weak Triassic Basin rock. In: Proceedings of the fifteenth international conference on soil mechanics and geotechnical engineering Istanbul. pp. 475-478.
- Park, H.J., West, T. R., 2002. Sampling bias of discontinuity orientation caused by linear sampling technique. *Eng Geol* 66(1-2):99-110.
- Pei, Q., Ding, X., Lu, B., Zhang, Y., Huang, S., Dong, Z., 2016. An improved method for estimating in situ stress in an elastic rock mass and its engineering application. *Open Geosci.* 2016; 8:523–537.
- Pereira, E., 1987. Estudo geológico estrutural da região de Celorico de Basto e sua interpretação geodinâmica. Tese de doutoramento. Universidade de Lisboa. Lisboa.
- Pereira, E., Rodrigues, J., Castro, P., n. d.. Uma viagem ao passado do planeta Terra maciço de Morais. In: <http://geoparkterrasdecavaleiros.net> (consultado em em 06 de Fevereiro de 2020).
- Pereira, S.A.C., 2013. Estudo estatístico de levantamentos sistemáticos de parâmetros geotécnicos de diferentes classificações geomecânicas na escavação de túneis e a sua aplicação no pré-dimensionamento de sistemas de construção. Engenharia Civil – especialização em geotecnia. Faculdade de engenharia da Universidade do Porto (Tese de Mestrado).
- Piaggio, G., 2015. Swelling rocks characterization: lessons from the Andean Region. ITA World Tunnel Congress. Dubrovnik, Croatia.
- Piteau, D.R., 1970. Geological factors significant to the stability of slopes cut in rock. In: P.W.J van Rensburg (ed.), *Planning Open Pit Mines*, A. A. Balkema, Cape Town, pp. 33-53.
- Piteau, D.R., 1973. Characterizing and extrapolating rock joint properties in engineering practice. *Rock Mech* 2:5–31
- Plasencia, N., 2003. Obras subterrâneas – Aspectos da contribuição da geologia de engenharia na concepção e projecto - Dissertação de Mestrado. Instituto Superior Técnico, Lisboa.
- Priest, S.D., 1993. Discontinuity analysis for rock engineering. Chapman and Hall, London.
- Priest, S.D., Hudson, J., 1976. Discontinuity spacing in rocks. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science and Geomechanics Abstracts*, (13):135–148.
-

-
- Quesada, C., 1991. Geological constraints on the Paleozoic tectonic evolution of tectonostratigraphic terranes in the Iberian Massif. *Tectonophysics*, 185: 225-245.
- Railsystem, 2020. Drill and blast method. In <http://www.railsystem.net/drill-and-blast-method/>. (consultado em 03 de Fevereiro de 2020).
- Ramamurthy, T., 1996. Stability of rock mass. *Indian Geotech. J.* 16, 1–73.
- Ramamurthy, T., 2004. A geo-engineering classification for rocks and rock masses. *Int. J. RockMech. Min. Sci.* 41, 89–101.
- Ramamurthy, T., Rao, G.V., Rao, K. S., 1985. A strength criterion for rocks. In: *Proc. Indian Geotech. Conf.*, Roorkee. 1:59–64.
- Read, S.A.L., Richards, L.R., Perrin, N.D., 1999. Applicability of the Hoek–Brown failure criterion to New Zealand greywacke rocks. In: Vouille, G., Berest, P. (Eds.), *Proceedings of the 9th International Congress on Rock Mechanics*, vol. 2 Paris, pp. 655–660.
- Rehman, H., Ali, W., Naji, A., Kim, J., Abdullah, R., Yoo, H., 2018a. Review of Rock Mass Rating and tunneling quality index systems for tunnel design: development, refinement, application and limitation. *Applied Sciences*. 8:27 (10.3390/app8081250)
- Rehman, H., Naji, A., Kim, J., Yoo, H., 2018b. Empirical evaluation of Rock Mass Rating and tunneling quality index system for tunnel support design. *Applied Sciences*. 8:782 (10.3390/app8050782)
- Ribeiro, M.A., Martins, H.C., Almeida, A., Noronha, F., 2000. Carta geológica de Portugal, escala 1/50 000, folha 6-C, Instituto Geológico e mineiro, Lisboa.
- Robertson, A.M., 1988. Estimating weak rock strength, AIME-SME Annual Meeting, Phoenix, AZ, pp. 88-145.
- Rocha, M., 1976. Estruturas subterrâneas. Notas de aula, UNL, Lisboa.
- Romana, M., 1985. New adjustment ratings for application of Bieniawski classification to slopes, *Proc. Int. Symp. Rock Mech. In Excav. Min. Civ. Works, ISRM, Mexico City*, pp. 59-68.
- Romana, M., 1993. SMR classification: Romana, M *Proc 7th ISRM International Congress on Rock Mechanics, Aachen, 16-20 September 1991* V2, P955-960. Publ Rotterdam: A A Balkema, 1991. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts* 30:A231-A231.
- Romana, M., 2004. DMR (an adaptation of RMR), a new geomechanics classification for use in dams foundations. In: *Proceedings of the 9th Congresso Luso de Geotecnia, Aveiro, Lisboa, Portugal*.
- Romana, M., 2016. Recomendaciones para excavación y sostenimiento de túneles y boquillas según el valor del RMR. Reconocimiento, tratamiento y mejoradel terreno: 10º Simposio Nacional de Ingeniería Geotécnica: A Coruña, 19, 20 y 21 de octubre de 2016 / coord. por Sociedad Española de Mecánica del Suelo e Ingeniería Geotécnica, Sociedade Portuguesa de Geotecnia, Sociedad Española de Mecánica de Rocas, pp. 965-976.
- Romana, M., Serón J.B., 2004. Formatos normalizados para la toma de datos de campo a usar em las clasificaciones geomecânicas RMR Q y SMR. *Ingeopres: Actualidad técnica de ingeniería civil, minería, geología y medio ambiente*, ISSN 1136-4785, 128:18-22
- Romana, M., Serón, J.B., Montalar, E., 2003. SMR Geomechanics classification: application, experience and validation. In: *ISRM 2003 – Technology roadmap for rock mechanics, South African Institute of Mining and Metallurgy*.

-
- Romana, M., Tomás, R., Serón, J.B., 2015. Slope Mass Rating (SMR) geomechanics classification: thirty years review. In: ISRM Congress 2015 Proceedings – International Symposium on Rock Mechanics, Quebec, Canada, pp. 10.
- Rutledge, J.C., Preston, R.L., 1978. New Zealand experience with engineering classifications of rock for the prediction of rock support. In: Proceedings Int. Tunnelling Symposium, Tokyo, pp. 1-7.
- Sandbak, L.A., 1985. Rock mass classification in LHD mining at San Manuel. AIME-SME Ann. Meet., Phoenix, AZ, pp. 88-26.
- Sant’Ovaia, H., Ribeiro, M. A., Martins, H.C., Noronha, F., 2011. Carta geológica de Portugal, escala 1/50 000, folha 6-D, Instituto Geológico e mineiro, Lisboa.
- Santa, C., 2015. Cartografia de zonamento geotécnico em frentes de escavação de maciços rochosos heterogéneos (túnel do Marão): aplicação da classificação geomecânica GSI|2013. Dissertação de Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente. Instituto Superior de Engenharia do Porto.
- Santa, C., Gonçalves, L., Chaminé, H.I., 2019. comparative study of GSI chart versions in a heterogeneous rock mass media (Marão tunnel, north Portugal): a reliable index in geotechnical surveys and rock engineering design. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 78:5889-5903
- Santos, V., 2016. Gestão de risco geotécnico na construção de túneis em maciços rochosos. Tese de Doutoramento em Engenharia Geológica. Faculdade de Ciências e Tecnologia da Universidade Nova de Lisboa.
- Santos, V., Olivença, P., 2012. Acompanhamento geológico-geotécnico de obras subterrâneas em rocha. *Geonovas*, 25: 53–66.
- Santos, V., Silva, P.F., Brito, M.G., 2018. Estimating RMR values for underground excavations in a rock mass. *Minerals*, 8:78
- Schmidt, E., 1951. A non-destructive concrete tester. *Concrete*, 59(8): 34-35.
- Schneider, T.R., 1970. Seelisberg tunnel: geologie des Bauprojektes. Schweiz. National strassen, N2, Zurich.
- Schultz, R.A., 1996. Relative scale and the strength and deformability of rock masses. *J. Struct. Geol.* 18:1139–1149.
- Şen, Z., Sadagah, B.H., 2003. Modified rock mass classification system by continuous rating. *Eng. Geol.*, 67:269–280.
- Serafim, J.L., Pereira, J.P., 1983. Considerations of the geomechanics classification of Bieniawski. In: Proceedings Int. Symp. Eng. Geol. Underground Constr., LNEC, Lisboa, 1:II.33-II.42.
- Sharma, P.K., Khandelwal M., Singh, T.N., 2011. A correlation between Schmidt hammer rebound numbers with impact strength index, slake durability index and P-wave velocity. *Int J Earth Sci (Geol Rundsch)* 100:189–195.
- Shen, L., Schmitt, D.R., Haug, K., 2018. Measurements of the states of in situ stress for the Duvernay Formation near Fox Creek, west-central Alberta; Alberta Energy Regulator / Alberta Geological Survey, AER/AGS Report 97, pp. 29.
- Sheorey P.R., 1994. A Theory for in-situ stress in isotropic and transversely isotropic rock. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. and Geomech. Abstr*, 31(1), 23–34
- Singh, B., Goel, R.K., 1999. Rock mass classifications: a practical approach in civil engineering. Elsevier, Amsterdam.
-

-
- Singh, B., Goel, R.K., 2011. Engineering rock mass classification – tunneling, foundations, and landslides, Chapter 6 - Rocks mass rationing. Elsevier Inc. pp. 45-62.
- Slideplayer, 2019. Interpretation of rock properties – lesson 14 chapter 10 – FHWA-NHI Subsurface Investigations. In: <https://slideplayer.com> (consultado em 4 de Novembro de 2019).
- Smith, H.J., 1986. Estimating rippability by rock mass classification. In: Proceedings 27th U. S. Symp. Rock Mech. AIME, New York, pp. 443-448.
- Sonmez, H., Gokceoglu, C., Nefeslioglu, H.A., Kayabasi, A., 2006. Estimation of rock modulus. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 43, 224–235.
- Sonmez, H., Gokceoglu, C., Ulusay, R., 2004. Indirect determination of the modulus of deformation of rock masses based on the GSI system. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 41, 849–857.
- SOP - Standard operating procedure, 2008. Standard operating procedure No. 76 Slake durability test. Questa Rock Pile Stability Study SOP 76v3. Rev. 76v3. pp.9.
- Steffen, D.K.H., 1977. Research and development needs in data collection for rock engineering. *Proc., Symposium on Exploration for Rock Engineering*, A.A. Balkema, Cape Town, South Africa, 2:93-104.
- Stephans, R.E., Banks, D.C., 1989. Moduli of deformation studies of the foundation and abutments of the Portugues Dam—Puerto Rico. In: *Proceedings of 30th U.S. Symposium on Rock Mechanics, Rock Mechanics as a Guide for Efficient Utilization of Natural Resources: Morgantown, WV*, pp. 31–38.
- Stille, H., Groth, T., Fredriksson, A., 1982. FEM-analysis of rock mechanical problems with JOBFEM, *Stiftelsen Bergteknisk Forskning – Befo, Stockholm*, 307:1/82.
- Taheri, A., 2006. A rating system for preliminary design of rock slopes. In *Proceedings of the 41 st Japan Geotechnical Society Conference (JGS), Kagoshima, Japan, 12–15 July 2006*.
- Taheri, A., Taheri, A., Tani, K.A., 2006. Modified rock mass classification system for preliminary design of rock slopes. In: *Proceedings of the 4th Asian Rock Mechanics Symposium, Singapore*.
- Terzaghi, K., 1946. Rock defects and load on tunnel support. *Rock tunnelling with steel supports*. In: R.V. Proctor, T. White (eds.), Commercial Shearing Co., Youngstown, OH, pp. 15-99.
- Terzaghi, R.D., 1965. Sources of errors in joint surveys. *Géotechnique* 15: 287–304.
- Tingay, M., 2009. State and origin of present-day stress fields in sedimentary basins. *ASEG Extended Abstracts*, 1:1-10.
- Tokashiki, N., Aydan, Ö., 2010. The stability assessment of overhanging Ryukyu limestone cliffs with an emphasis on the evaluation of tensile strength of rock mass. *Doboku Gakkai Ronbunshuu C. 66 (2)*:397–406.
- Tomás R., Cano M., Cuenca A., Cañaveras J.C., Delgado J., Estévez A., Pina J.A., 2006. Nuevas funciones continuas para el cálculo del Slope Mass Rating (SMR): aplicación mediante un sistema de información geográfica a los taludes rocosos de una cantera. *Rev. Soc. Geol. España*; 19:87-97.
- Tomás, R., Cuenca, A., Cano, M., García-Barba, J., 2012. A graphical approach for slope mass rating (SMR). *Eng. Geol.*, 124:67–76.
- Tomás, R., Delgado, J., Serón, J., 2007. Modification of slope mass rating (SMR) by continuous functions. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 44:1062–1069.
- Trueman, R., 1988. An evaluation of strata support techniques in dual life gateroads. PhD thesis, University of Wales, Cardiff.

-
- Unal, E., 1983. Design guidelines and roof control standards for coal mine roofs. Ph.D. thesis, Pennsylvania State University, University Park, 355 pp.
- Unal, E., 1996. Modified rock mass classification: M-RMR system. In: Milestone in rock engineering, The Bieniawski jubilee collection, Balkema, Rotterdam.
- USTCFDM - U. S. Task Committee for foundation design manual, 1972. ASCE Subsurface investigation for design and construction of foundations of buildings: Part II Soil Mech founf Div ASCE, SM6 June, pp. 557-578.
- Ván, P., Vásárhelyi, B., 2010. Relation of rock mass characterization and damage. In: Vrkljan I. (Ed), Rock Engineering in Dificult Ground Conditions - Soft Rocks and Karst. Taylor & Francis Group, London. pp. 399-404.
- Venkateswarlu, V., 1986. Geomechanics classification of coal measure rocks vis-à-vis roof supports, Ph.D. thesis, Indian School of mines, Dhanbad, 251 pp.
- Verman, M., Singh, B., Viladkar, M.N., Jethwa, J. L., 1997. Effect of tunnel depth on modulus of deformation of rock mass. Rock Mech. Rock. Eng. 30: 121–127.
- Voight, B., 1968. On the functional classification of rocks for engineering purposes, Int. Symp. on rock mechanics, Madrid, pp 131-135.
- Von Preinl, Z.B., Tamames, B.C., Fernández, J.G., Hernández, M.A., 2006. Rock mass excavability indicator: new way to selecting the optimum tunnel construction method. Tunn. Undergr. Space Technol., 3:237.
- Von Rabcewicz, L., 1964/65. The new Austrian tunnelling method. Water Power, part I – 16(11): 453– 457; part II – 16(12): 511–515; part III – 17(1): 19–24.
- Watkins, H., Bond, C.E., Healy D, Butler, R.W.H., 2015. Appraisal of fracture sampling methods and a new workflow to characterize heteroge-neous fracture networks at outcrop. J Struct Geol 72:67–82.
- Weaver, J., 1975. Geological factors significant in the assessment of rippability. Civ. Eng. S. Afr. 17(12), pp. 313-316.
- Wickham, G.E., Tiedemann, H.R., Skinner, E.H., 1972. Support determination based on geological predictions. In: K.S. Lane, L.A. Garfield (eds.), International Proceedings North American Rapid Excavation Tunneling Conference, New York, 43-64.
- Wu, Q, Kulatilake, P. H. S. W., Tang, H-M., 2011. Comparison of rock discontinuity mean trace length and density estimation methods using discontinuity data from an outcrop in Wenchuan area, China. Comput Geotech 38(2):258–268.
- Yagiz, S., 2010. Correlation between slake durability and rock properties for some carbonate rocks. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 70:377–383.
- Yudhbir, F., Lemanza, W., Prinzi, F., 1983. An empirical failure criterion for rock masses. In: Proc. 5th Int. Congress on Rock Mechanics, ISRM, Melbourne, 1:B1–B8.
- Zhang, L., 2009. Estimating the strength of joint rock masses. Rock Mechanics and Rock Engineering 43:391-402
- Zhang, Q., Huang, X. Zhu, H. Li, J., 2019. Quantitative assessments of the correlations between Rock Mass Rating (RMR) and Geological Strength Index (GSI). Tunnelling and Underground Space Technology, 83:73–81.
- Zoback, M.L., 1989. Global patterns of tectonic stress. Nature, 341:291-298.
- Zoback, M.L., 1992. First- and second-order patterns of stress in the lithosphere: the world stress map project. J. Geophys. Res., 97:11.703-11.728.

Zuquette, L.V., Gandolfi, N., 2004. Cartografia geotécnica. Oficina de textos, Brasil, pp. 189.